

17 届国际选矿会议译文集

(化工矿物选矿部分)



化工部化工矿山设计研究院

1992 年 10 月

目 录

1、破碎磨矿回路中以重选法除去多金属矿中的脉石·····	1
2、第一台双比重三段重介质分选机选别铬铁矿的工业应用·····	5
3、通过测量和控制介质流变特性来控制重介质的分选·····	12
4、应用旋转磁流体进行以“重选”为主的分选·····	20
5、用强磁场磁选机分离预先经表面活性剂处理的铜矿物中黄铁矿的探讨·····	26
6、选矿工业中超细粒悬浮物固液分离技术的发展趋势和新构思·····	33
7、高气压过滤机的设计和操作经验·····	40
8、助滤剂的机理研究·····	46
9、浮选柱的设计、操作经验和数学模型·····	53
10、矿物学和可溶性对碳酸盐型磷矿石浮选的影响·····	59
11、表面转化过程对白云石和磷灰石表面化学和浮选行为的影响·····	66
12、典型的沉积型磷酸盐矿石中磷酸盐矿粒的结构特性与其可浮性的关系·····	74
13、对硅钙质磷矿进行脂肪酸选择性浮选的新工艺·····	86
14、原东德南部膨润土的加工与精制·····	96
15、以色列罗特姆提沙林姆磷酸厂的磷石膏矿物特性的选矿方法·····	101
16、土耳其晒矿选矿·····	106
17、印度含云母-石英蓝晶石选矿·····	111
18、钾盐选矿工艺现状·····	118
19、新的浮选设备在上卡姆盆地钾矿区选矿厂的应用·····	125
20、用重选和浮选法分选光卤石·····	128
21、天然卤水的加工及其所含物质的综合利用·····	134
22、溶浸法开采光卤石·····	140
23、MDPA公司氯化钾浮选厂中粘土悬浮物的处理·····	145
24、Zielitzer kali AG的钾盐浮选·····	151

破碎磨矿回路中以重选法 除去多金属矿石中的脉石



0755343

A.V. Bogdanovich, A.V. Yashin, Ye.N. Shumakaya,
A.T. Aitpayev, Yu.I. Fil'shin

摘要 有许多矿石, 脉石与有用矿物有效的解离, 在矿石粗一中碎时便已开始了, 不必进入粗磨。研究表明: 应用重选法在较宽的粒度范围 ($100 \sim 0.2 \text{mm}$) 内进行预选, 可以大幅度减少进入细磨作业和浮选作业的物料量, 从而提高了技术经济指标, 改善了生态环境。

1 前言

当今, 矿石预选最常用的方法是重介质选矿。粗粒矿石 ($6 \sim 10 \text{mm}$) 采用静态重介质分选, 而细粒则常常采用离心式重介质分选。除此以外, 预选还能采用跳汰, 更细的物料 ($小于 2 \sim 3 \text{mm}$), 则使用螺旋选矿机和 Reichert 型多层圆锥选矿机。用于有色金属矿石的预选设备必须具有较大的处理量且能保证有用矿物在轻产品中的损失率较小。因而, 选择合理的预选方法及确定分选方式是至关重要的。在我们的研究工作中, 尤为注重如何提高重选的分选精度及致力于寻求增加轻产品排除量的途径。

2 研究结果

本文的研究结果是在米哈诺布尔研究院和全苏有色冶金科学研究所的实验室, 米哈诺布尔研究院科拉分院的中试厂以及济良诺夫斯克铅矿选矿厂进行的。济良诺夫斯克采选综合厂的多金属矿石性质独特, 有利的一方面是该类矿石分布广泛且差别大, 另一方面是由于其组成相当复杂, 所含矿物种类多 (主要是石英岩和不同比重的绿泥石—绢云母页岩, 绿泥石—绢云母页岩的比重为 $2.65 \sim 2.90 \text{g/cm}^3$ 或更高)。

2.1 粗粒块矿的预选

在济良诺夫斯克选矿厂, 成功地对 $-60 \sim +10 \text{mm}$ 的矿石采用了重介质分选。所用的设备为 6 米直径的深槽重介质圆锥选矿机, 该选矿机具有一个平稳的分选区。优质悬浮液是由调节硅铁和磁铁矿的给入比例来维持的。但是即使当重介质分离曲线的标准偏差 $S=0.04 \sim 0.05 \text{ (g/cm}^3\text{)}$ ($E_{\text{pm}}=0.7 \times s=0.03 \sim 0.04 \text{ (g/cm}^3\text{)}$), 原矿中的脉石也仅有四分之三进入轻产品。轻产品的筛析结果表明: 铅和锌的品位随粒度的降低而升高。

表1 济良诺夫斯克选矿厂硫化矿选矿所获得
轻产品各粒级的品位与金属量分布

粒度范围 (mm)	产 率 (%)	品 位 (%)		分 布 率 (%)	
		铅	锌	铅	锌
-70+35	47.9	0.06	0.100	36.3	41.5
-35+16	23.8	0.07	0.105	24.3	21.7
-16+10	28.3	0.11	0.150	39.4	36.8
累 计	100.0	0.88	0.115	100.0	100.0

随着给料粒度的降低,介质的剪切力增加。不同粒级的矿石分别处理,其标准偏差可下降 $s=0.03\text{g/cm}^3$ ($E_{pm}=0.02(\text{g/cm}^3)$), (分选的矿石粒度大,需较高的介质比重;而细粒矿石的分选,介质比重可降低)。

济良诺夫斯克选矿厂对两种不同粒级的硫化矿分别处理,所获的指标有明显的不同。这样做后,轻产品的作业产率能增加8%~10%,对原矿则增加5%~3%(表2),且轻产品的品位没有升高。

表2 济良诺夫斯克选矿厂用重介质分别处理
-60~+25mm和-25~+10mm硫化矿,轻产品的产率提高

粒 级 (mm)	介质比重 (g/cm ³)	轻产品产率(%)		品 位 (%)	
		对作业	对原矿	铅	锌
-60~+25	2.71	46.8	15.0	0.06	0.09
-25~+10	2.63	46.6	14.9	0.08	0.11
-60~+25 -25~+10	——	46.7	29.9	0.07	0.10
-60~+10 (合并处理)	2.69	36.2	23.2	0.08	0.11

应该指出的是用跳汰机分选济良诺夫斯克矿石效果不佳,因为标准偏差S难以控制到小于 0.13g/cm^3 ($E_{pm}=0.09\text{g/cm}^3$)。

2.2 细粒矿石在离心式重介质分选机中的分选

离心式重介质分选机选别细粒矿石在世界上得到广泛的应用。重介质旋流器、DWP装置、Tri-Flo 分选机和其它重介质分选设备,在处理 -10~+2mm 矿石时,能保证获得完全相同的分离陡度, ($E_{pm}=0.05\sim0.08\text{g/cm}^3$, $s=0.07\sim0.12\text{g/cm}^3$) [1]。以假静态方式分选的重介质涡轮旋流器("Turbotops")的研制与设计工作已由发明人完成。该设备能保证分离曲线的标准偏差降低一半, ($s=0.03\sim0.05\text{g/cm}^3$; $E_{pm}=0.02\sim0.04\text{g/cm}^3$) 与使用重介质旋流器相比较,使用 Turbotops 处理济良诺夫斯克硫化矿的 -10~+2mm 粒级物料,可使轻产品的产率增加1.5倍(表3)。

表3 重介质分选济良诺夫斯克硫化矿 -10~+2mm 物料的选矿指标

分 选 条 件	轻产品产率(%)		轻产品品位(%)	
	对作业	对原矿	铅	锌
沉浮实验重液比重 $2.8/\text{cm}^3$	82.2	14.8	0.070	0.13
重介质旋流器(直径为250mm)	49.5	8.9	0.080	0.14
"Turbotops"旋流器(直径为320mm)	73.0	13.1	0.075	0.14
"Turbotops"旋流器 ("Turbotops-1000") (直径为1000mm)	70.3	12.7	0.080	0.15

"Turbotops" 这一新型的重介质离心式分选器的最大优点是涡轮的转速相当低(直径为1000mm的Turbotops工业样机,每分钟150~200转),从而大大降低了运转部件的磨损和能耗。

("Turbotops-1000的电机功率为22kW)。“Turbotops”的特点是介质无压力输入和原矿单独给入。涡轮的特殊设计使得分选区的介质扰动减少到最低值,从而使该分选器在离心力约为10~20g的近似静态条件(所谓的假静分式)运行。涡轮的低转速降低了矿浆的分层,使得对选别粗粒级物料后的两种介质可以共用一个介质回路,进行脱介和介质再生。采用空气提升法控制和调节重物料的排出,可以使得给入 Turbotops分选器的介质与用于进行粗粒级静态分选的介质比重一致。所有这些优点大大地降低了每台重介质分选机的单位功耗和磨损。

应该注意到:粗粒重产品中含有大量高密度的脉石块(比重为2.85g/cm³或者还要高),由于它们与有用矿物共生,因而不能采用重介质方法排除。研究表明:重产物中的粗粒脉石采用X-射线分选机是有可能将其分离出来(选出的脉石量约占原矿10%的产率)。用其他方法也可解决这个问题,将重产品破碎到10~15mm,然后再单独进入Turbotops进行精选或与原矿过筛产品混合进入Turbotops进行精选就能有效地将脉石从有用矿物中排除,轻产品产率将增加8~12%。

2.3 小于2~3mm的多金属矿石的重选

采用重选法分选细粒多金属是最困难的。我们对破碎后过筛的-2mm物料在离心式重介质 Turbotops中的分选进行了研究。结果表明-2~+0.5mm甚至-2~+0.2mm的物料采用重选法是可行的,然而介质的脱除使分选过程变得更加复杂化。-2~0.5mm(-2~+0.2mm)这样的给料粒度,脱介和清洗效果很差。因而必须加宽磁选机,使混有重产品和轻产品的介质流都能通过磁选机。采用此法处理济良诺夫斯克硫化矿-2~+0.2mm物料可获得的指标:轻产品的产率约50~55%(相对作业)或6%~8%(相对原矿),铅锌的品位分别为0.09%和0.15%~0.18%。

我们采用三种重选设备做试验:多层圆锥选矿机,螺旋选矿机和Turbotops分选器,用于济良诺夫斯克选矿厂粗磨尾矿选别^[2]。多层圆锥选矿机安装在磨机边上,由3台 ϕ 3m和2台 ϕ 2m的圆锥选矿机组成。 ϕ 3m一台用于粗选,一台用于粗选尾矿的二次扫选,2台 ϕ 2m的圆锥选矿机一台用于中矿的再选,一台用于粗精矿精选。粗磨排矿经过筛孔为2mm的弧形条孔筛进行筛分。

小于2mm物料给入 ϕ 500mm的旋流器,旋流器沉砂用水冲稀后泵入 ϕ 350mm的旋流器, ϕ 350mm旋流器沉砂输入容积为3m³的脱泥漏斗,然后便进入圆锥选矿机分选。该回路的循环量约为30t/h,给入的物料处理量约为25t/h,给料浓度为50%~35%。从圆锥选矿机的给料中取出3t矿样,一部分用于螺旋选矿机的试验,螺旋选矿机的直径为1500mm。试验是在米哈诺布尔研究院的Kola分院中试厂进行的(给料浓度为30%,处理量为8t/h)。其余物料送到全苏有色冶金科学研究所用于直径为320mm的 Turbotops设备的试验。济良诺夫斯克选矿厂粗磨排矿的-2~+0.2mm物料重液分析结果列于表4。

表4 济良诺夫斯克选厂粗磨 -2mm~+0.2mm 物料的重液分析结果

比重 (g/cm ³)	作业产量 (%)	品位 (%)	
		铅	锌
< 2.70	26.1	0.04	0.08
2.70~2.75	33.0	0.05	0.07
2.75~2.85	22.7	0.07	0.12
2.85~2.90	3.7	0.20	0.47

从表4可以看出：粗磨排矿80%以上的-2mm物料已单体解离，约含铅0.05%、含锌0.09%。遗憾的是重选设备均难以达到这个指标。

螺旋选矿机和多层圆锥选矿机处理-2~0.2mm物料能获得相同的分离标准偏差 $s=0.20\sim0.22\text{mg/cm}^3$ ($E_{pm}=0.15\sim0.17\text{g/cm}^3$)。大约能分离出30%的轻产品（作业产率），轻产品的铅、锌品位分别为0.09%和0.19%；如果轻产品的产率增加到50%，铅锌的品位将明显提高，分别提高到0.11%~0.12%和0.28%~0.30%。而采用TURBOTOPS分选器处理-2~0.2mm物料，其标准偏差 $S=0.09\sim0.10\text{g/cm}^3$ ($E_{pm}=0.06\sim0.07\text{g/cm}^3$)。排出50%（作业产率）轻产品，其铅锌的品位分别为0.09%和0.13%，而产率增加至60%时，品位分别为0.10%和0.15%。因而，用Turbotops分选器处理-2mm物料能获得很好的分选结果。然而有一点必须考虑到Turbotops的生产费用相当高并且设备费用将增加。

在决定采用哪一种重选设备时，还应考虑其所能达到的技术和经济指标以及设备的布置与维修问题。

3 结论

总结研究的结果表明，重选法能广泛地用于多金属的选矿。例如在齐良诺夫斯克选矿厂，重选法可以使轻产品的产率增加一倍，即从25%~30%增加到55%~60%。从而需磨细的尾矿产率相应降低，也就减少了尾矿处理的设备费用，以及延长尾矿库的服务年限，相应地有毒药剂消耗及用水量也减少了20%~25%。这将在很大程度上改善选矿厂及周围地区的环境条件。

对于其他多金属矿，如列宁诺戈尔斯克选厂、安集延斯克选厂、额尔齐斯和阿拉套采选联合企业的选厂，试验结果表明预先使用重选方法都是可行的。但用重选处理均匀构造的黄铁矿，即使处理块度较大矿石也是行不通的。多金属矿在破碎至15~20mm时主要脉石已开始从硫化矿物中解离出来。

文章中使用的符号：

S ：分离曲线标准偏差，单位 g/cm^3 ；

E_{pm} ：引起轻产品产率变化25%时的比重偏差，单位 g/cm^3 ；

g ：重力加速度，单位 m/s^2 。

参考文献

- [1] Ioffa, M. B. Zarubin, L. S. Khaidakin, V. I.: Beneficiation of fine coal in heavy-media hydrocyclones, Moscow, "Nedra" Publishing house, 1978 (in Russian)
- [2] Bogdanovich, A. V., Yashin, A. V., Shumskaya, Ye. N., Gor'kova, N. V. et al.: Separation of coarse-grained products of polymetallic ore grinding in gravity units Leningrad, "Obogashcheniye rud", N 1, 1990, PP. 10-11

邵卫其 译 黄卫国 校

第一台双比重三段重介质分选机 选别铬铁矿的工业应用

H. Kitiskopoulous, P. Tselepidis,
H. J. Ruff, G. Ferrara

摘要 本文论述了希腊一家铬铁联合企业,在改善铬铁矿选矿及冶炼技术和经济方面取得的进展。

本文概述了该企业的历史及其所处理矿石的性质,以及从初期的重选到目前采用介质选矿的一系列变化:重介选开始仅用于预选,后来发展到直接生产高品位的块粒精矿,此精矿可直接用于冶炼,且提高了冶炼厂的生产能力。

1989年,一种新型的双比重三段Tri-Flo分选机取代了原有静态转鼓式重介质系统。该分选机使选矿厂的生产能力提高了76%,并且能经济地处理更低品位及更难选的矿石。

本文中所列的数据均为使用双比重三段Tri-Flo分选机后头18个月所取得的,尽管当时原矿变化相当大,精矿回收率仍然明显提高,尤其是单位能耗下降了40%以上,并且该选厂的设备运转率高于96%。

第一年内,当时总的通货膨胀率约为15%,但生产成本仍下降了18%,不到18个月便收回了投资。

1 前言

自1869年,希腊便开采铬铁矿,当时Tsangli矿开始开采矿块,事实上该矿至今仍在开采。总的来说,当时局限于小规模开采高品位富矿。直到1954年,在Scoutsa建立了第一个选矿厂,才开始处理由Xerolivado矿采出的低品位的矿石。

因为进一步勘探证明,低品位矿石的储量增加,Hellenic Ferroalloys S.A.公司首先改造了原有的选矿厂,然后建立了一座铬铁合金冶炼厂,同时新建一个大得多的选厂取代了原有选厂。

本文先简要描述该地区的不同矿石及它们的可选性,将有助于评价1984年投产的选矿厂和冶炼厂多年来的发展和所取得的成就^[1]。

2 铬铁矿床的描述

Vourino矿区的铬铁矿矿石可粗略地划分为致密的高品位矿石、极低品位的浸染型矿石与低品位的Schlieren型条带矿石。

致密高品位矿石主要分布在Vourino矿区北部,含 Cr_2O_3 约38%~44%,目前已相当稀少;极低品位的浸染矿床主要分布在该区中部,含 Cr_2O_3 仅8%~14%。

现在主要开采的是Xerolivado矿和Aetoraches矿的Schlieren型条带矿石,该类矿石含 Cr_2O_3 为11%~28%。Schlieren型矿石呈条带构造,其条带主要为平行交替出现的嵌入软绅橄榄岩基质中的高品位铬铁矿晶体条带,以及浸染有铬铁矿的蛇纹石或纯橄橄榄岩条带,这些条带的品位及厚度变化很大。

2.1 铬铁矿

铬铁矿为含 Cr_2O_3 60%~62%的尖晶石型晶体结构,其 $\text{Cr}:\text{Fe}$ 为3.4:1。矿物比重为 $4.4\text{g}/\text{cm}^3$,比磁化系数为 $2.75 \times 10^{-6}\text{cm}^3/\text{g}$ 。

Scountsa选厂的原矿矿物解离粒度很不相同,来自Xerolivado矿和Aetoraches矿的矿物800 μm 开始解离,粒度300 μm 时可达完全满意的解离了;Moutsara矿的矿石则相应地为1200 μm 和500 μm ;而来自其他矿山的矿石,在Scountsa选厂试验表明,需磨至150~200 μm 才单体解离。

2.2 围岩

原矿中的脉石绝大部分是在采矿过程中夹带的,围岩的混入多少是如何分选以及如何经济地分选这种矿石的主要决定因素。一般来说,铬铁矿矿床的围岩可分为纯橄榄岩和橄榄石两种。Xerolivado矿、Aetorach矿及Moutsara矿铬铁矿的围岩属于前者。

纯橄榄岩的比重,取决于其蛇纹石化的程度,为2.50~2.70 kg/l 。纯橄榄岩含 Cr_2O_3 小于2%,呈细粒浸染状,无法分离出来,纯橄榄岩的磁化率为 $75\sim 250 \times 10^{-6}\text{cgs}$ 单位。

在Schlieren型条带矿石中,含 Cr_2O_3 约4%~5%的低品位条带,应该作为尾矿丢弃。理论上矿石破碎到20 μm 便开始解离,假如破碎到30 μm ,采用高效的重介质系统,便可轻易地排除产率为50%的尾矿。

而含有橄榄石的低品位矿石,采用重选法是难以获得好指标的,须给予高度重视,橄榄石的比重为 $3.3\text{g}/\text{cm}^3$ 。

3 Scountsa矿的选矿发展

1954年建成的scountsa选厂,其处理能力为120t/d,流程为两段球磨、分级及摇床。

15年后,该厂将粗磨的球磨改为棒磨,并增加了两台丹佛(Denver)跳汰机和几台螺旋选矿机,提高了生产能力。

表1 Scountsa老选厂的生产情况

项	目	1954年~1969年	1969年~1984年
年处理矿量	(kt/a)	36.0	43.0
年生产精矿量	(kt/a)	8.0	12.1
原矿品位	($\text{Cr}_2\text{O}_3\%$)	18.0	18.0
精矿品位	($\text{Cr}_2\text{O}_3\%$)	52.0	52.0
尾矿品位	($\text{Cr}_2\text{O}_3\%$)	7.0	6.5
选矿比		4.09	3.95
回收率	(%)	70.60	73.01
年工作天数	(d/a)	300	250
给矿量	(t/a)	120	192

1984年,在Scountsa建成了一个全新的选矿厂,处理能力为720t/d(216000t/a),取代了老选厂。

新选厂的设计方案是基于该厂的试验研究结果,其试验表明:生产含 Cr_2O_3 不高于48%精矿,就能满足冶炼铬铁合金的要求,在这种情况下,采矿、选矿、冶炼的总经济效益能明显提高^[1]。

新的选矿工艺流程包括：一台处理+8mm物料的Wemco转鼓式重介质分选机作业预选，一台湿式强磁选机处理-100um细粒级。磁选机后来被更换了，先是换成几台细泥摇床，然后又换成一台GEC Puplex分选机。

公司的研究工作也着重于提高设计能力为33000t/a新建Outokumpu冶炼厂的生产能力，并获得了很大的成功。到1987年Outokumpu冶炼厂的生产能力提高到了44000t/a，远远超过了设计能力。即便如此，仍有迹象表明，还有可能将生产能力进一步提高到48000-49000t/a。

冶炼厂生产能力的提高有两方面原因：一是充分利用了现有团矿厂的生产能力；二是生产一种可直接冶炼的块粒精矿。

Xerolivado矿石的重液试验表明，以比重为2.75kg/l的介质预选，可获得粗精矿；再用比重为3.20kg/l的介质精选，可获得合格的精矿产品。

这一点被证实并付诸实践。方法是：使用现有的一套重介选装置，先用比重2.75kg/l的介质获得粗选精矿堆存，然后改用比重3.20kg/l的介质，再将此粗选精矿返回该装置处理。

撤开冶炼厂的生产能力提高不计，尽管增加了转鼓预选精矿再处理所需的额外费用，但由于需磨矿、摇床分选及团矿的矿石比例下降，因而选矿厂及冶炼厂的生产成本仍然下降。

如果将给料粒度降到1mm，并把三产品合为一个产品，则可望提高这样处理的矿石比例。一种双比重Tri-Flo系统似乎能提供这些功能和所期望的经济效益，因而进行了更为详细的研究。以下是对该系统的简要描述。

4 Tri-Flo重介质系统

与其他选矿方法一样，甚至象重介质选矿这种高效的基本作业，经多段配合操作后，其能力和灵活性都有增加，据此而开发出了Tri-Flo系统。

最新的Tri-Flo系统是三段双比重型，在参考文献[2,3,4,5]中有详细描述。本文在此的简要说明，有助于阐述Tri-Flo系统在Scoutsa厂的应用与发展过程。

4.1 二产品分选

基本的分选机由两段或多段的倾斜圆筒组成，每一段上各有沿渐开线方向进入的介质入口及沉产品的出口。第一段的介质在下端注入，介质在筒体中间形成一个贯穿整个筒体的散露旋流。一部分介质经过位于该段圆筒上端的沉产品出口排出，并经大孔径垂直管流进安装在高处的沉产品箱，而剩余介质则通过旋流进行第二段筒体，在第二段内，其过程与第一段相同。

原矿在常压下给入第一段的散露旋流中，比重最大的矿物即被分离出来，作为沉产品1。剩余部分在第二段中旋流中继续进行分选，选出混入的近比重的重矿物作为沉产品2，最后排出轻产品。

二产品分选机的两段分选，采用同一比重的介质，通常沉产品1与沉产品2合并作为精矿产品。

4.2 三产品分选

两段分选即使用同一比重介质，通常也能产生两个略有不同的切割点。第一段的切割点比要求的分离比重略高，回收大部分重比重矿物，余下少量较低品位矿物则作为产品回收。

调节反压和采用稳定性较差的工作介质可以增加两段的介质比重差，从而可提高沉产品2的产率以满足选矿的需要。

然而，需要大比重差时，就必须分段控制第一段和以下各段的阶段比重。当Hellenic

Ferroalloys公司正在考虑改变他们的介质回路时，一些安装了两段双比重介质Tri-Flo分选机的选厂已投产，并且实践证明这一双介质的复合回路易于控制。

用较低的切割比重分离沉产品2，它的分选效率比期望的好得多。即使如此，该系统的供应者还在寻求机会用试验说明他们的看法，对于某些需要获得合格三产品的矿石分选，使用三段分选机可获得更好的经济效益，并具有进一步发展的前景。

因为Hellenic Ferroalloys公司一直致力于提高公司总经济效益，所以他们很乐意参加并资助这项研究。

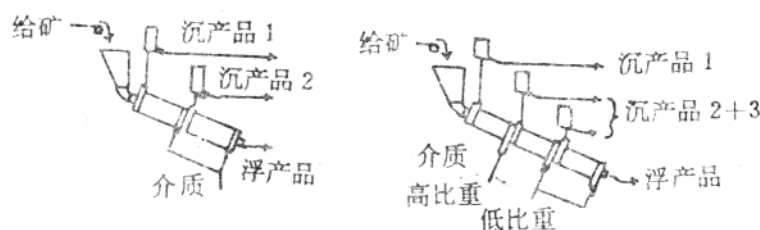


图1 二段和三段Tri-Flo系统的发展

5 Scoutso选厂三段Tri-Flo系统的发展

对于双比重回路的生产厂的实践证明：适宜的分选比重为3.20kg/l和2.70~2.75kg/l。因矿石不同，要求有不同的分离比重，因而操作范围应稍微宽一些，希望高比重在3.1~3.3 kg/l之间，低比重为2.55~2.65kg/l。计算数据与试验结果证明：如果介质控制系统设计留有足够的余地就不必担心，在调试时进一步确定合适的分离比重。

1~30mm这样的粒度范围比任何使用双比重介质系统的选厂都要宽一些，尤其因为细粒级分选对两段的比重要求严格，所以在Trieste大学进行中试验证预测结果是非常慎重的。表2为试验所取得的数据。

表2 Trieste大学中试结果（粒度范围1~8mm）

分选比重： $\delta_1=3.32\text{kg/l}$ ； $\delta_{2/3}=2.73\text{kg/l}$

产 品	产率(%)	Cr ₂ O ₃ 品位(%)	Cr ₂ O ₃ 分配率(%)
精矿 --- 沉产品1	18.5	43.0	55.8
沉产品2	26.8	16.65	31.3
沉产品3	4.0	7.8	2.2
重选给料 --- 沉产品1 + 沉产品2	30.8	15.5	33.5
尾矿 --- 浮产品	50.7	3.0	10.7
原矿 ---	100.0	14.25	100.0

通过试验还能测定低压力操作所能节省的能耗及在保证细粒级一定分选效率时所需的介质量。

多家选矿厂的生产结果是相当可靠的并令人鼓舞。基于这些生产数据，就可以设计一个

新的三段分选机。三段分选机比常规的二段 Tri-Flo分选机仅长0.4m,并且所需介质量并没有明显增加。

事实上,新的三段Tri-Flo分选机初期的保守的处理能力将来还有较大的提高,而试验时,高低比重介质的总有效循环量也仅为 $2.8\sim 3.0\text{m}^3/\text{t}$ 原矿。

6 新的重介选工段

1988年3月,Scoutsa选矿厂向意大利Inpromin公司订货。Inpromin公司负责Tri-Flo部分的设计、供货、安装与调试,1989年3月交付使用。

6.1 设备与布置

尽管考虑到要降低下限粒度,并需增加处理量,但新选厂仍然保留了原有破碎和脱泥筛部分,这样筛子负荷将增大,因而介质清洗回路须具有处理进入该系统额外的细粒级的能力。

根据现代生产实践的要求,新的重介选工段的设计很紧凑。原矿经给矿机计量,并由皮带输送机转运,直接给入 $\Phi 400\text{mm}$ 的Tri-Flo分选机给矿斜槽, Tri-Flo分选机的规格为400A-3,安装在离地9.6m的平台上。

三产品,即: 精矿 —— 沉产品1

中矿 —— 沉产品2 + 沉产品3

尾矿 —— 浮产品

三个产品均给到 $2.4\text{m}\times 6.0\text{m}$ 的水平GEC振动筛上进行脱介和洗涤。振动筛用两块纵向隔板分成三部分,筛面为聚氨酯,筛条间距为 0.8mm 。

一段高比重介质和二、三段低比重介质分别有独立的比重自控系统。该系统使用"ohmart" γ — 射线比重仪,并配备有数字处理器,电脑与记录仪。

采用两段磁选回收介质,并分别控制其稳定性和介质比重。

6.2 选矿设计与性能

选厂重介质部分设计的最低能力为 $60\text{t}/\text{h}$,给料粒度为 $1\sim 35\text{mm}$ 。高比重分选的介质比重调节范围为 $3.1\sim 3.3\text{kg}/\text{l}$,用于分选出高品位的单体铬铁矿;低比重分选的介质比重调节范围为 $2.55\sim 2.70\text{kg}/\text{l}$ 。

该厂的调试工作不费周折,很快便获得了所有的设计要求指标,有些指标仍有很大的提高余地。

新分选系统的处理能力远远超过设计值。连续给料,原矿处理量 $110\sim 120\text{t}/\text{h}$ 而不出任何故障,而且分选效益也没有明显降低。目前该系统的处理量为 $80\sim 90\text{t}/\text{h}$,这也是该厂其他设备所能达到的最大负荷。

根据矿石的解离情况调节高比重介质,一般控制在 $3.10\sim 3.20\text{kg}/\text{l}$ 之间,可获得含 Cr_2O_3 35%~36%的精矿产品。精矿的产率取决于原矿的性质,一般为16%~19%。将高比重介质控制在 $3.3\text{kg}/\text{l}$,能获得含 Cr_2O_3 40%~42%的产品。其产率为14%~16%。调试时,将介质比重调到 $3.4\text{kg}/\text{l}$ 或更高,即使用对低比重回路具有很好稳定性的相当细的介质,高比重系统仍没有问题。

根据纯橄岩蛇纹石化的程度来调节低比重介质,通常保持在 $2.55\sim 2.85\text{kg}/\text{l}$ 之间,可丢弃的尾矿产率为50%~52%,含 Cr_2O_3 2.8%~3.8%。尾矿品位取决于难选矿石的比例。

调试开始,高低介质比重就控制得很好,控制精度为 $\pm 0.003\text{kg}/\text{l}$ 。毫无疑问,给矿速度的稳定有助于介质比重的控制。在运行过程中,两段介质比重都可在设计范围内调节,其调节速度为每分钟 $0.3\text{kg}/\text{l}$,并都能在5~6分钟内稳定。

重介质的分选效率以 E_{pm} 表示。三段Tri-Flo的第一段 E_{pm} 值为0.048~0.050kg/l, 两段低比重分选的总 E_{pm} 值为0.033~0.038kg/l。

系统使用的介质为70%雾化硅铁(Cyclone40)和30%的细磨磁铁矿, 在头18个月的生产中, 介质消耗为130g/t原矿。

6.3 生产与维修

在头18个月的生产中, 该厂仅运行6000小时, 便完成了生产任务。在此期间, 除Tri-Flo给矿槽槽需要修补外, 分选机本身没有明显的磨损, 还没有部件需要更换, 即使最易磨损的浮产品排料管也仅磨损了50%。

据经验, 三个主泵的叶轮运行约2000小时就需要更换, 而该厂运行18个月后, 仅更换了一个叶轮。聚四氟乙烯的磨损状况也十分好, 至今仅更换了25%。

选厂的设备运转率大于96%。

Tri-Flo分选机的电耗约为1.5kw·h/t原矿, 与原先使用的圆筒重介质系统一样。然而, 更有意义的是, 重选给矿量大幅度下降与选厂流程的简化, 使每吨原矿的总能耗下降了40%。

从鼓气搅拌开始, 三段Tri-Flo系统的启动时间不超过15分钟, 这也许是因为介质箱侧壁设计得很陡及使用很细的雾化硅铁作为介质所致。

7 经济比较

由于目前所能工业处理的矿石类型发生变化及品位大幅度降低, 因而难以作一个直接和均等的经济比较。然而下表所列的数据对说明近年来取得的进展是很有价值的。

表3 重选、圆筒分选、Tri-Flo(TFS)的生产结果比较

系 统	重 选	圆 筒	Tri-Flo	变 化(%)	
				TFS/圆筒	TFS/重选
原矿处理能力(t/h)	15/24	50	788	+76	—
原矿品位 Cr_2O_3 (%)	18	16.5	14.5	-12	-19
总回收率 Cr_2O_3 (%)	70.6/73	75.4	80.0	+6	+13/10
重介质给料粒度(μm)	—	3-35	1-35	—	—
物料分配(占原矿)(%)					
重介质给矿	—	60.0	90.0	+50	—
块精矿	—	13.4	16.2	+21	—
块尾矿	—	27.0	48.6	+80	—
重选给矿	100	59.6	35.2	-41	-75
细粒精矿	21	16.8	12.9	-23	-39
细粒尾矿	79	42.8	22.3	-48	-72
品 位 Cr_2O_3 (%)					
块精矿	—	35.0	34.9	—	—
块尾矿	—	5.5	3.5	-36	—
重选给矿	18	17.3	20.3	+17	+13
总尾矿	7.0/6.5	5.8	4.1	-29	-41/37
分 配 率 Cr_2O_3 (%)					
块尾矿	—	9.0	11.7	+30	—
重选尾矿	29.4/27	15.6	8.3	-47	-72/69
总尾矿	29.4/27	24.6	20.0	-19	-32/26

在1990年前6个月, 原矿品位进一步下降, 现在所处理的矿石 Cr_2O_3 平均品位为13%.

8 结论

近几年来所取得的进展是令人满意及鼓舞人心的。

重介质的应用, 尤其是近几年新的多段动态Tri-Flo系统的应用, 已大大改善了选矿、采矿及冶炼的经济效益。

实践证明: 1~35mm物料, 经一段Tri-Flo分选机分选可以获得合格的三产品, 并且设备具有相当好的稳定性和极高的运行率, 而生产成本又低。

使用三段Tri-flo分选机可分选出合格三产品, 操作简单, 成本又低, (且较大规模的分选机处理能力更大, 处理物料的程度范围更宽。)并且实践证明: 使用该种三段Tri-Flo分选机, 不需增加额外的功耗和介质循环量。这就为含大量高比重物料而需排除少量却又要求严格的低比重物料的分选创造了条件。

显然, 有必要进一步改进选矿厂和冶炼厂的生产, 并进一步完善新型的三段Tri-Flo分选机。

参考文献

- [1] Apostolides, G.A. & Papathanasiou, C.: Technology and economics of the mining, beneficiation and smelting of chromite concentrates in an integrated state-owned ferrochrome complex. Transactions IMM, September 1983, pp C117-128
- [2] Ferrara, G.: L'influenza dei ripassi sulla precisione di una separazione. Resoconti Associazione Mineraria Sarda, 1959, No 7.
- [3] Ferrara, G. and Ruff, H. J.: Further developments of dynamic dense medium processes with particular reference to the Tri-Flo separator Erzmetall 35(1982), No 6, pp.294-299, & No 7, pp.395-398.
- [4] Dessenibus, A. et alia: Plant operation of a new heavy media dynamic concentrator for metallic and non-metallic ore processing. XIV I.M.P.C., Toronto, Canada, 1982.
- [5] Burton, M. W. A., et alia: The economic impact of modern dense medium systems. Intentional symposium on gravity separation, Camborne School of Mines, Cornwall, England. Minerals Engineering, Pergamon Press, Vol.4, Feb. 1991.

邵卫其译 钱押林校

通过测量和控制介质流变特性 来控制重介质的分选

I. Tarjan, J. Bohm, B. Csoke, G. Antal

摘要 介质的流变特性大大地影响着重介质分选的效率。只有悬浮介质的流变特性实际处于较佳值时,才能确保要求的分离陡度和最大限度地发挥重介质分选装置的优点,因而需要在线定期测定流动介质的特性。

本文分析了流变特性与分离陡度间的关系,提出了一种用管式粘度仪连续测量悬浮液流变特性的新工艺,和在重介质分选中用于连续监测和过程控制的方法。

1 前言

在过去的几十年里,重介质分选已成为极受重视的选矿技术之一,其成功之处在于流程简单,处理量大,灵活性强及分选曲线较陡。该工艺的发展在以下三个方面取得了突破:

(1) 适合于细粒矿石分选的动态重介质工艺设备(重介质旋流器,戴纳维分选器,TRI-FLO三产品分选机和Vorsyl分选器)的开发成功。

(2) 重介质性质工艺检测技术,以及这些性质的测定、监视和控制设备的开发应用。

(3) 重介质分选的工艺自动控制日益完善。

以上后两项的研究开发工作同样意义重大,因为其研究工作的结果大大改善了分离曲线的陡度和效益,扩大了重介质的应用范围。

2 重介质流变特性与分离结果间的系统

重介质分选的产品质量和效率的好坏取决于介质的特性,其比重、流变学性质和稳定性。目前在重介质选厂仅对比重做到了连续检测,在大多数先进的重介质选厂还外加有比重自控,使介质比重保持在计算机优化的恒定值上。然而将比重控制在恒定值或最佳值并不能确保介质的流变特性的稳定或最佳。

众所周知:在重介质分选中,被分选物料由于破碎裂解而作为污染物(外来固体物料)进入了悬浮液,因此即便是介质的比重没有改变,而悬浮介质中的固体颗粒总体积增大了,这样即使与原配介质颗粒组成相比,污染物在介质中增加了,而介质比重仍可保持不变。从图1中可以清楚地看出,在介质比重分别为1.6和1.8时,介质悬浮体固体体积浓度 ρ 的变化。该悬浮体由污染物(比重 $\rho_s=2100\text{kg/m}^3$)与磁铁矿(比重 $\rho_m=4600\text{kg/m}^3$)所组成。

固体物质在悬浮液中的体积浓度变化导致了悬浮液的流变特性的变化。体积浓度增加在开始时,介质特性变化较小,当达到某一特定值时,流变特性(τ_0 、 η)突然大幅度增加(见图2)。(见图下页)

悬浮液流变特性的变化大大地影响着分离的陡度。图3绘出了磁铁矿的塑性粘度(η)与分离陡度 E_p 值之间的关系。图3中的数据为选煤厂的实际运转结果,所处理的原煤粒度(10~200 μm)不同,所用介质比重也各异^{[1][2][3]},从图中的数据点可以看出随着介质粘度的增加,即塑性粘度增加,分离的陡度大大变坏。粘度增加一倍时, E_p 值也约增加一倍。

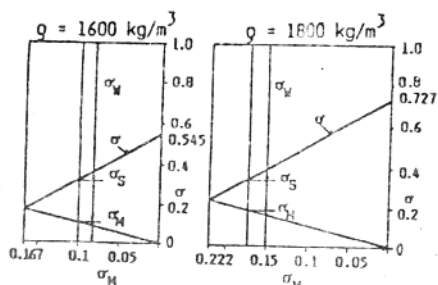


图1 重介悬浮体中磁铁矿比例下降时其固体体积浓度的变化

σ 、 σ_M 、 σ_m 、 σ_w 分别为介质、磁铁矿、污染物和水的体积浓度。

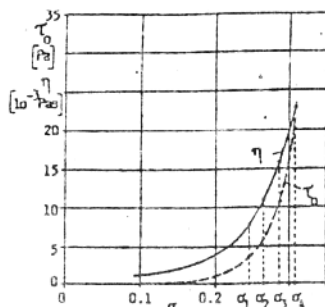


图2 $\rho = 1800 \text{ kg/m}^3$ 的磁铁矿重介质流变特性与体积浓度的关系

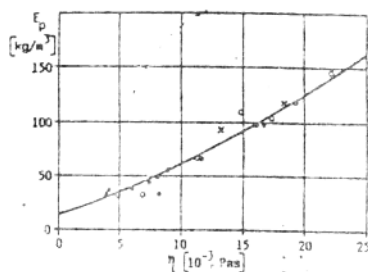
η — 塑性粘度； τ — 屈服应力

$\sigma_M + \sigma_m = \sigma$			
σ_1	0.2143	0.0320	0.2463
σ_2	0.2000	0.0660	0.2660
σ_3	0.1857	0.1006	0.2865
σ_4	0.1714	0.1367	0.3081

σ — 固粒体积浓度

σ_M — 磁铁矿体积浓度

σ_m — 污染物体积浓度



○ 根据[1]

× 根据[2]

● 根据[3]

图3 介质粘度对分离效率（效率）的影响

3 悬浮液的流变特性

对于牛顿体悬浮液，只须知道其绝对粘滞系数 μ ，即可确定分离介质的流变特性。例如象氯化锌真溶液或稀的悬浮液就可用单参数的流变学公式（ $\tau = \mu (dv/dy)$ ）来表达其粘度。重介质悬浮液通常是宾汉—塑性体[3][4][5][6]，可用 $\tau = \tau_0 + \eta (dv/dy)$ 表示，它有两个参数：屈服应力 τ_0 和塑性粘度 η 。表达假塑性和膨胀体的公式 $\tau = k (dv/dy)^n$ 也含有流体指数 k 和常量因子 n 两个参数。限流假塑性流体公式 $\tau = \tau_0 + k (dv/dy)^n$ 含有三个流质特征参数

(τ , k , n)。目前我们不再涉及其它更复杂的流变性质。

特定悬浮液的流变特性可用实验室粘度仪初步估测,从而可知应采用的流变学公式及其参数数目,也即流质特征。因此在连续运行的测定中,仅需测定这些参数量,即有几个特征参数就测定几个。

4 悬浮液流变特征的测量

测量悬浮液的两种最重要设备是转动式粘度仪和管式粘度仪。

转动式粘度仪常用于实验室和连续生产的重介质分选装置的测量^{[7][8]}, 原先所使用的^{[9][10][11]}转动式粘度仪仅能在有限的条件下进行可靠的测定,只能用于介质组成粒度较细(磁铁矿 $<0.2\text{mm}$), 悬浮液稳定和样品量较少的测定。

作为实验室或生产用的测量设备,转动式粘度仪是最可靠的,它无需标定即可获得绝对测量值。

当采用管式粘度仪时,部分压力损失(由悬浮液在水平或垂直管道中流动造成的)和悬浮体的体积流量同时被测量。若这两个参数和管道的几何参数知道,就可以计算出沿管壁的剪应力($\tau_w = \Delta P D / 4L$)及平均剪应力($8C/D$),就可画出所谓的假剪力图。采用Rabinovitch-Mooney公式^{[9][12]},就可将假剪力图转换成实际剪力图($\tau = \tau_w (dv/dy)$)并可算出所需要的流变学参数。

使用管式粘度仪时,先决条件必须是层流,并且流速恒定。

最早的管式粘度仪是毛细管式粘度仪,用于测定牛顿体流体,悬浮液的流变特性在大多数实际情况中都不能用这种设备来测定。能确保层流的小直径管由于固体颗粒大而不能使用。对大多数管式粘度仪,都采用大直径的管路,因而选择很小的流速以达到层流要求的小雷诺数。

要求达到低速稳态给开发研制管式粘度仪带来许多困难。有几种解决方法可以满足上述要求,它们都是力求保持测定管的压力损失恒定^{[9][11][13][14]}。更方便的是测量过程改进,即在测量管段上部分要求流速严格恒定。该强制流速可以通过以恒定的速度压推活塞,或按照体积置换原理用泵进行连续体积置换法达到^{[11][15]}。

管式粘度仪是非常精确的测定仪器,最适合于实验室测定,同时也可用于连续测定。在用于连续测定时,管式粘度仪采用以随机频率取样,并测定样品的流变特性。

当在安装连续管式粘度仪时,采用具有严格特性的摩努泵就可很方便地获得恒速流。采用这种方法可连续测定流变特性并且将此测量值可用于过程控制。

5 重介质分选中的连续流体性质测定

测量仪即按图4所示的摩努泵和管式粘度仪。被测介质由摩努泵(10)连续地从工作介质管道(9)吸出并通过管式粘度仪(11)被压送到分选设备(1)。

在采用管式粘度仪进行连续测量时,可以在摩努泵以恒定转速下,即待测介质的体积流量恒定,用两串联的不同管径的测量管获取实际粘度值。另一种方法是用一个单管式粘度仪,通过控制泵的转速改变介质的体积流量或流速来测定其粘度。为实现连续测量,选择前一种方法是较方便和有利的。

如前所述,用于重介质选煤的磁铁矿悬浮液可以用宾汉-塑性流体公式描述,即其流变特性可以用两个物质常数来描述。图4所示为管式粘度仪的实际布置情况,粘度仪有两个测量管,两个测量管经泵压送通过相同量的悬浮介质,当测量管的管径和被测介质的流量已知,则粘度仪管中的流体速度也已知。测出两管的压力差(ΔP_1 ΔP_2),就可在假-剪力

图上画出两点 (A_1 、 A_2)，并可从图 5 上查出相应的 τ_w 和 Bc/D 值。用直线联接谈两点，用打点法就可以得到 τ_w 和 η 的值。

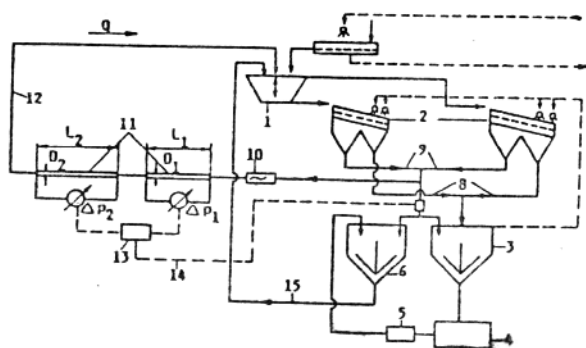


图 4 重介质流变特性的连续测量和控制

1—分选机，2—筛子，3—浓密机，4—介质再生，5—介质箱，6—悬浮介质箱，7—控制器，8—稀介质，9—浓介质，10—库务泵，11—管式粘度测量，12—测过的介质，13—过程控制，14—控制信号，15—新鲜介质。

管式粘度仪的测量管直径 (D_1 D_2)，样品流的体积流量 Q 以及介质流速 (C_1 C_2) 的选取应保证流体在测定管中总是层流状态，同时应考虑预期的粒度、工艺的变化对工作介质流变特性的影响。当确定测量管长度 (L_1 L_2) 时，也应考虑所用测量仪的压差量程。

6 实验室悬浮液流变特性的测量

图 6 所示为一测量流变特性的试验设备联系图，它可用于重介质磁铁矿悬浮液在不同比重和不同介质污染程度条件下流变特性测定。设备布置基本与图 4 中的一致。流体的流速由变频调速库务泵的转速来设定。

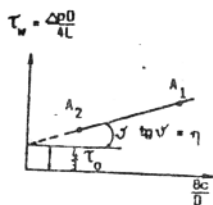


图 5 磁铁矿悬浮液流变特性测量

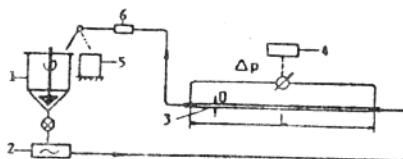


图 6 实验室型粘度仪

1—混合箱，2—变频调速库务泵，3—管道测量部分，4—测量数据采集及处理器，5—采样及箱体积流量表，6—测量表

在测量管（管径 $L=6.29m$ 管径 $D=16mm$ ）的两端测得不同流速的压力损失为 ΔP 。测量压力损失的仪器虽连接到测管的始末两端，但被测的悬浮液和压力损失测量仪表的中介液是由二维隔膜隔开的。