

第十四届国际选矿会议文集

(第七卷)

国外金属矿选矿编辑部

一九八五年

第七卷 工业矿物的回收

- 一、使用吸附-洗涤-浮选方法分离萤石矿石中的方解石
Separation of calcite from fluorite ore by the adsorption-washing
flotation method, T. Takamori et al [日本] (1)
- 二、玻璃—陶瓷用的霞石正长岩选别的发展和市场的扩大
Development in the processing of nepheline Syenite for the
glass-ceramic and extender markets, D Macgregor et al [加拿大] (9)
- 三、菱镁矿除铁
Deferrization of magnesites, F. Spaldon et al [捷克斯洛伐克] (17)
- 四、某些工业矿物的表面结构、矿泥覆盖和浮选
Surface texture, slime coating and flotation of some industrial
minerals, P. Parsonage, D. Watson et al [英国] (22)
- 五、云母分选
Pneumatic beneficiation of mica, G.V. Sullivan et al [美国] (37)
- 六、芬兰凯米拉公司西林加亚维矿从碳酸岩云母岩矿中优先浮选磷灰石
Selective flotation of apatite from carbonatite glimmerite ore at the
silinjarvi mine of kemira Oy Finland, K. Kiukkola et al [芬兰] (50)
- 七、非硫化矿浮选的回水利用—实验室和连续半工业试验
Recycling of residual water in the flotation of non-sulphide minerals:
experience in the Lab and continuous pilot plant, G. Alfani
et al [意大利] (61)
- 八、瑞典磷灰石的生产
Apatite production in Sweden, P.M. Sandgren [瑞典] (71)
- 九、基于新设备的研制和应用的苏联石棉矿先进选矿方法
Advanced milling methods of asbestos ore in the U. S. S. R. based
on the development and introduction of new equipment, V.Y.
Isdorov [苏联] (82)
- 十、加拿大萨斯喀彻温钾盐公司 (PCS) 的钾矿石加工技术
The processing of potash ore by PCS, G.G. Strathdee et al [加拿大] (90)
- 十一、光选机在选别石英时的应用
Cleaning of raw quartz minerals with special regard to the
application of automatic optical sorters, Wolfgang Scheibe
et al [民主德国] (102)

使用吸附-洗涤-浮选方法分离 萤石矿石中的方解石

高森隆胜, 恒山昌美
(日本札幌北海道大学工程系)*

前 言

处理伴生有方解石的萤石矿石是一个最难的问题。因此许多研究工作者对这个分离问题进行了大量研究^[1-4]。他们的研究范围多数是关于抑制剂如丹宁^[1,2,5], 淀粉^[10], 硅酸钠及像硫酸铝之类的多价金属盐^[3,6,7,8]等。在某些情况, 为了获得高品位的萤石精矿, 甚至对浮选的萤石精矿进行化学处理, 一个例子就是浮选精矿用二氯化铵-氟化铵处理后, 用高压釜碱浸^[9]。

作者根据自己实验室详细研究的结果制定了一种新的分离方法, 吸附-洗涤-浮选法。这些研究工作涉及盐类矿物-水体系的界面特性, 矿物悬浮液的溶解化学以及它们的浮游特性等。

本文首先提到的是关于吸附-洗涤-浮选法的理论知识, 接着就是介绍这个方法及其取得一些结果。

试 料

使用的矿物是高品位的手选试样。Hiraiwa 矿山的萤石和 Todoki 矿山的方解石, 用乳钵和研杵破碎, 筛分, 粒级为 $-20+35$ 目的物料用于测定流动电位, 粒级为 -400 目的用于测定吸附量。随后, -400 目粒级的物料用玛瑙乳钵和研杵研磨 6 小时, 其磨矿产品用于测定红外光谱。 $-48+100$ 目, $-100+150$ 目和 $-150+325$ 目粒级的试料分别用于浮选试验, 与下面每部分提到的一样。

化学药剂属于分析纯的, 除了提到的药剂外, 都用高氯酸和氢氧化钾调整 P^H 。

理 论 基 础 知 识

关于单一矿物-水体系

ζ -电位使用流动电位技术测定。萤石和方解石的 ζ -电位和 pH 的关系展示于图 1。用 pH 表示等电点, 萤石等电点为 $pH6.65$, 方解石为 $pH9.8$ 。在以前的论文中^[11]证实, 在 $pH10$ 时, 萤石的等电点是 $PCa2.7^{**}$ 。

* Faculty of Engineering, Hokkaido University, Sapporo, 060, Japan

** 作者按 $PCa = -\log(Ca^{**})$ 计算测等电点。——译者

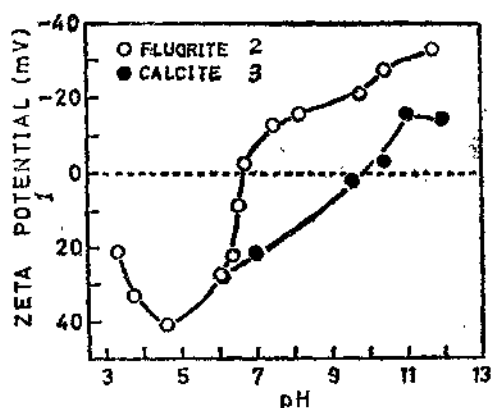


图 1 ζ 电位和pH之间的关系
1— ζ 电位(毫伏); 2—萤石; 3—方解石

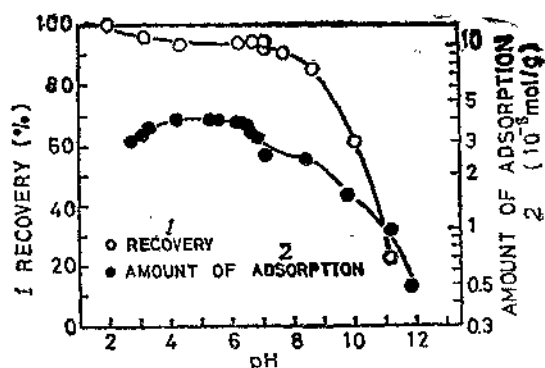


图 2 用SDS, pH对萤石浮选回收率和
萤石上SDS吸附量的影响
1—回收率(%); 2—吸附量(10^{-6} 摩尔/克)

萤石吸附试验中, 十二烷基硫酸钠 (SDS) 的初始浓度为0.2 毫摩尔/升, 结果绘制于图 2。在pH 8 以前, 萤石上SDS的吸附量几乎不受pH增加而受影响, 在该pH范围, 萤石的 ζ -电位完全是负的, 在PH增加到大于8 时, 萤石上SDS的吸附量则逐渐降低关于萤石的浮选试验, 粒度为-100+150目, 用哈利蒙单泡浮选管, SDS用量0.1毫摩尔/升, 浮选结果也展示于图 2。萤石回收率随浮选pH而变化, 与吸附量的变化相似。另一方面, 在浮选pH接近等电点时⁽¹¹⁾, 萤石上十二烷基胺醋酸盐 (DAA) 的吸附量却发生剧烈变化。因此, DAA 的吸附应当是静电吸附, 而SOS的吸附不应当只是静电吸附。

红外光谱分析应用于用下列方法处理的萤石矿粉浸泡于含有1.5毫摩尔/升SDS的水溶液中, 初始pH为2.8, 浸泡时间1 小时, 然后用调整到pH2.8的水洗涤三次, 再用真空干燥器干燥。图 3 展示了处理过的萤石 (B) 同参照物料即来处理的萤石 (A)、SDS (C) 和十二烷基硫酸钙 (CDS) (D) 的红外光谱。处理萤石(B)的吸附峰同SDS和CDS的吸附峰外观上是相

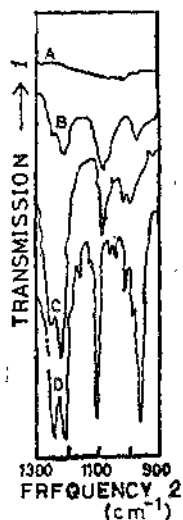


图 3 红外光谱
A 未处理的萤石
B 处理过的萤石
C SDS
D CDS
1—透射率; 2—频率

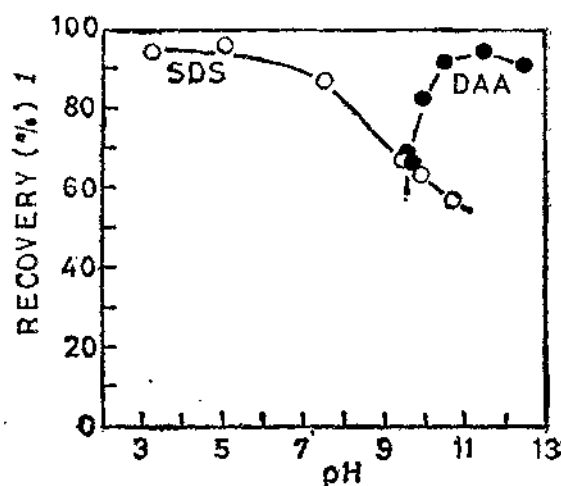


图 4 pH对方解石浮选回收率的影响
1—回收率(%)

似的。然而，处理萤石“B”的每一吸附峰的频率不一定同“C”和“D”吸附峰的频率一样，这个结果指出，表面的十二烷基硫酸钙既不是通过吸附SDS在萤石表面上形成的SDS，也不是CDS^[11]。这点Shergold也证实了^[15]。因此萤石上SDS的吸附是由于化学吸附和静电吸附引起的。如果SDS吸附在萤石上，那么吸附层是很难洗掉的，特别在酸性pH中。

粒度-100+150目方解石的哈利蒙单泡管浮选试验是在SDS或DAA作捕收剂的用量为0.1毫摩尔/升条件下进行的，方解石回收率和浮选pH之间关系展示图4。对于SDS，在pH值大约7以下的范围能得到高的回收率，对于DAA，浮选pH大约10.5以上能获得高的回收率，而大约在pH 9.8两种捕收剂均能获得同样回收率，由于方解石的等电点pH 9.8，所以SDS和DAA在方解石上的吸附都应当是静电吸附。

关于多矿物—水体系

水相特性 预定的氟化钙和碳酸钙量或其中的一种加入到150毫升的软化水中，随后在大气条件下搅拌悬浮液，并连续测定其pH值。水相的pH值随搅拌时间而变化，展示于图5。

曲线1，在只有碳酸钙情况下，试样添加水中后，水溶液pH突然增加，在非常短的时间内达到pH 9.9，在那以后pH值降低很慢，在24小时后pH才达到8.5。这种现象指出，在开始搅拌的极短时期内，水相的pH值增加到9.9，此时没有大气，方解石只与水呈平衡，随后水相pH值逐渐降底到约8.4。在该pH值，方解石同水，具有 $10^{-3.5}$ 大气压的空气和 CO_2 的局部压力呈平衡^[12]。另一方面，曲线6，在只有氟化钙的情况，水相pH值逐渐增加到约6.5。在氟化钙和碳酸钙的情况，曲线2—5，每条曲线的趋向都与曲线1单一碳酸钙情况相似。而搅拌初期水相

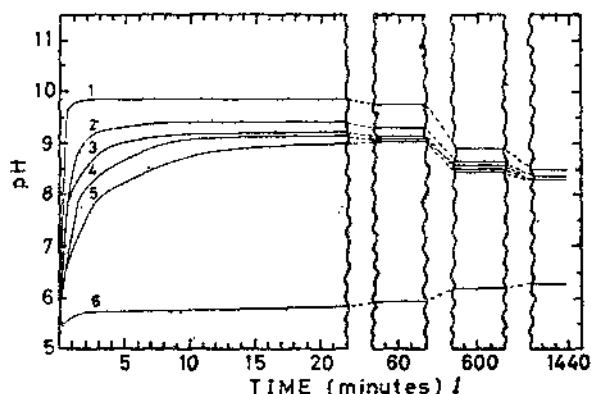


图5 在 CaF_2 、 CaCO_3 和空气存在条件下搅拌水溶液的pH变化，除了曲线6外，在所有曲线中 CaCO_3 是0.2克，而 CaF_2 量如下：1-0；2-6.0克；3-12.0克；4-18.0克；5-30.0克和6-6.0(只有 CaF_2)
1-(时间分)

pH增加的速率随着碳酸钙与氟化钙相对比例减少而变得更慢，最大的pH值也是较低的。然后，每条曲线中的最终pH值大致都是一样的。应当值得特别注意，曲线5，试样中只含有0.66%碳酸钙的水相中pH变化的行为仍是完全不同于单一氟化钙水相中pH的变化。在与上述试验相同条件下研究了氟化钙与碳酸钙比例对水溶液中总钙浓度、总氟浓度及总碳酸盐浓度的影响，得出了以下结论^[13]：(1)二者比例对总钙浓度影响不很大，(2)总氟浓度增加直至二者比例增加到约15，而在二者比例增加到约大于15其氟浓度接近恒定。混合试样体系中的浓度比单一氟化钙体系中的浓度稍低。(3)混合试样体系中的总碳酸盐浓度比单一碳酸钙体系低，即使在混合比例为2.5时，在搅拌开始后10分钟，其浓度也是很低的。

氟化钙的表现溶度积由分析资料计算得之^[13]。表现溶度积的波动是在报导的数值范围内^[16]。一般说，从搅拌开始后24小时获得的资料计算表现溶度积比起搅拌开始后10分钟获得的数据计算的值高。

在萤石-方解石-水体系中,萤石和方解石中组成矿物的离子溶解于水相中,而水相中的化学成分同时吸附的矿物表面上,水相中化学成分的浓度由溶度积来调节^[13]。

浮选特性 在与多矿物共同的水溶液中研究单矿物的浮选特性,作者的实验室研制了一套新的试验装置和技术,如图6所示。在装置中活塞 P_1 和 P_2 能够彼此在相反方向以同样速度上下移动。试验如下:方解石(5克)和萤石(5克),粒度 $-48+100$ 目,分别装入隔间A和B中。装置内部用软化水充满。在活塞以每次冲程160秒钟的速度运动后,用玻璃勺掏出约2.9克萤石和2.4克方解石,分开移入哈利蒙微型浮选槽,其水溶液也移入槽中。单矿物同预定的捕收剂量搅拌5分钟,然后在 N_2 流速60毫升/分下浮选90秒钟。

通过使用图6所示的装置预先处理后的萤石和方解石的单矿物浮选和萤石-方解石混合矿的普通浮选,在SDS的各种用量条件下试验,指出,用两种不同方法得出的每种矿物的浮选行为是相似的^[13]。

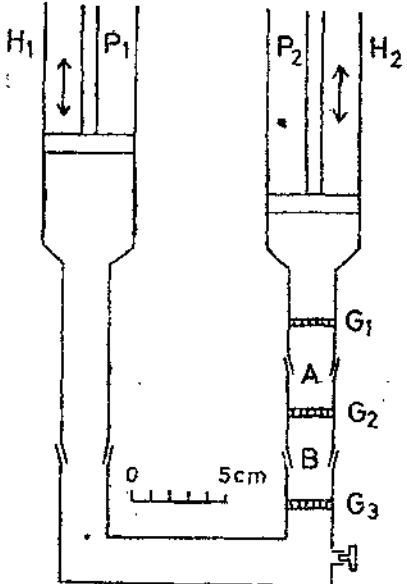


图6 使单矿物表面与多矿物共同的水溶液接触装置
A, B: 每一种单矿物的隔间
 G_1, G_2, G_3 : 聚合的多孔玻璃盘
 H_1, H_2 : 孔道
 P_1, P_2 : 活塞

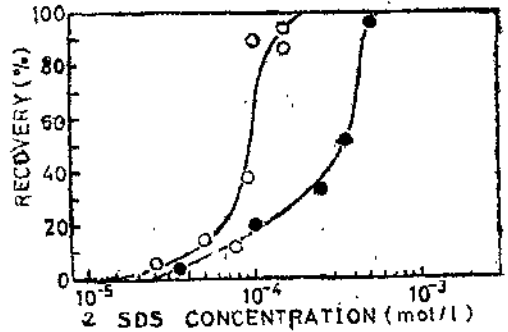


图7 用SDS的萤石浮选特性
1~回收率;
2~SDS浓度(摩尔/升);
3~蒸馏水;
4~同萤石和方解石接触的水溶液

使用SDS进行萤石浮选试验,用两种不同的方法,一种是上而提到的早生的浮选方法,另一种是用软化水进行的浮选方法,浮选pH用氢氧化钾调整到9.2—9.5。试验结果展示于图7。用以前的方法,虽然萤石的可浮性很低。随后使用含有相同浓度的钙离子和碳酸根离子的溶液(如同萤石一方解石一水体系中的水溶液一样),研究了离子对萤石可浮性的影响,并已证实,碳酸根离子有显著影响,而钙离子没有影响。由于从方解石中产生的碳酸盐成分对萤石浮选显著影响,因此只靠调整SDS用量,分离方解石中的萤石是不可能的^[14]。

吸附—洗涤—浮选法

预 选 试 验

萤石样品在中性pH范围内,用含有SDS的水溶液处理,换句话说,使SDS吸附在萤石上,然后用氢氧化钠或碳酸钠调整到预定pH的水溶液洗涤萤石样品,接着用与洗涤中使用的同类水溶液浮洗,只添加甲基异丁基甲醇,结果pH增加超过约7,萤石的回收率下降,这个趋势就是强调用碳酸钠调整pH。因此,在洗涤和浮选阶段中使用的水溶液pH约大于7时,碳酸盐类就影响萤石回收率。

吸附—洗涤—浮选方法的步骤

一般步骤如下:萤石-方解石混合矿同一定质量的水溶液中的捕收剂搅拌,或者用不加捕收剂的水溶液预先搅拌。在上述的吸附处理后,矿浆转移到倾析器固液分离,接着用没有捕收剂而且具有像以前处理中使用的同样质量的水溶液洗涤矿物。在这次洗涤处理后,调整处理矿石的矿浆浓度,只添加起泡剂浮选。

pH对分离萤石矿石中之方解石的吸附—洗涤—浮选的影响

由预选试验结果可见,萤石作为泡沫产品回收,洗涤和浮选阶段的pH值需要小于7。因此,在处理伴生有方解石的萤石矿石时,包括吸附阶段的每一段使用水溶液的初始pH值都应当是酸性的。在下面介绍的试验中,使用盐酸调整pH值。用初始pH不同的各种水溶液做了方解石样品的溶解试验,结果表示于图8。

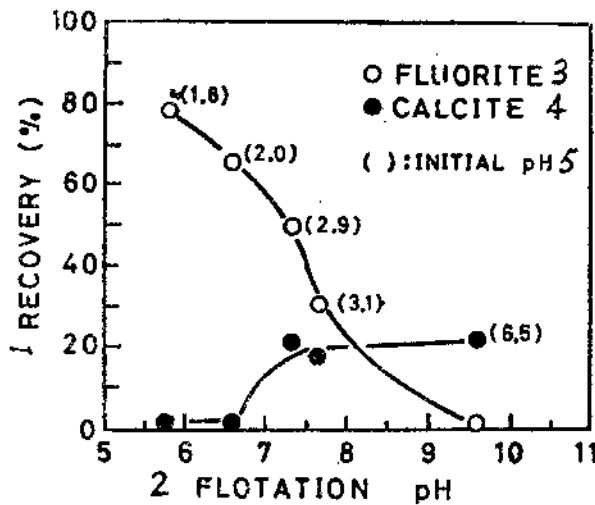


图8 方解石样品的溶解试验结果
1-总钙浓度(毫克/升);
2-初始pH

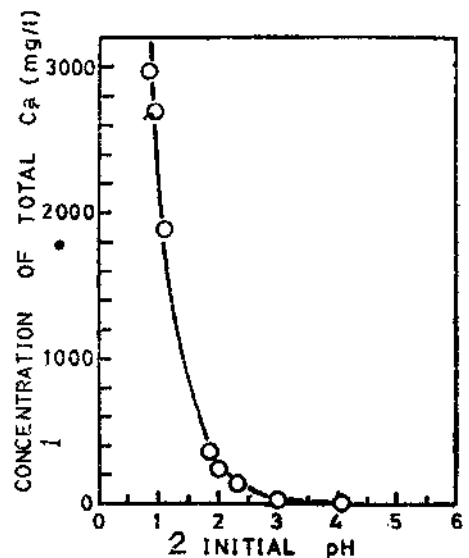


图9 用吸附—洗涤—浮选方法,浮选pH
对萤石和方解石回收率的影响
1-回收率; 2-浮选pH; 3-萤石;
4-方解石; 5-初始pH

在初始pH不同的各种水溶液中进行吸附—洗涤—浮选试验。在这些试验中使用萤石

一方解石混合矿 (1:1) 8 克, 粒度 $-150+325$ 目, 用含有 29 毫克/升 SDS 水溶液 500 毫升搅拌, 使用甲基异丁基甲醇作起泡剂, 浮选槽容积 260 毫升, 其结果绘制于图 9。萤石回收率随着浮选 pH 降低而增加, 用普通浮选不出所料, 在浮选 pH 低于 9.8 时, 方解石回收率高, 因为方解石的等电点为 pH 9.8。而用吸附—洗涤—浮选方法, 在 pH 7 以上, 方解石回收率约为 20%, 在浮选 pH 大约低于 7 时, 方解石回收率不到 1%。这些结果指出, 在浮选 pH 低于 6.5, 萤石作为泡沫产品能选择性地回收。

萤石作为泡沫产品回收

从图 8 和 9 看看出, 用吸附—洗涤—浮选方法, 要求每一阶段使用水溶液的 pH 值都要调整到约 2。萤石作为泡沫产品回收, 选择性高, 同时方解石溶解少, 因此每一阶段使用的水溶液 pH 都要调到 2.2。萤石-方解石混合矿 (1:1) 的试验, 在吸附阶段 SDS 用量 29 毫克/升。如图 10 所示, 第一段浮选萤石回收率为 62%, 其浮选尾矿用同样方法再处理, 萤石的累积回收率为 94%, 精矿品位 98.5%。结果表明, 用吸附—洗涤—浮选方法处理萤石-方解石混合矿 (1:1), 在回收率高的条件下可能得到制酸品级的萤石精矿。

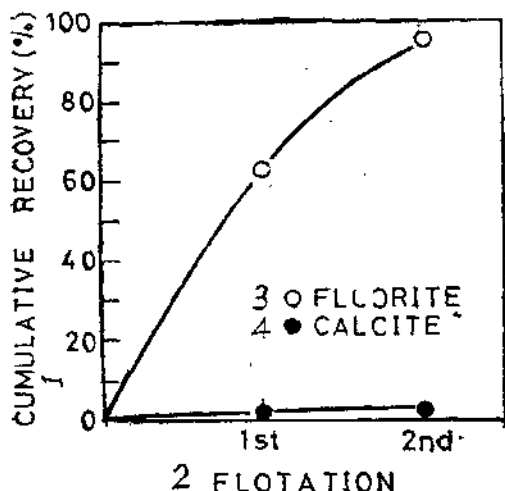


图 10 萤石作为泡沫产品回收的试验结果
给矿: (1:1) 混合矿
1-累积回收率; 2-浮选;
3-萤石; 4-方解石

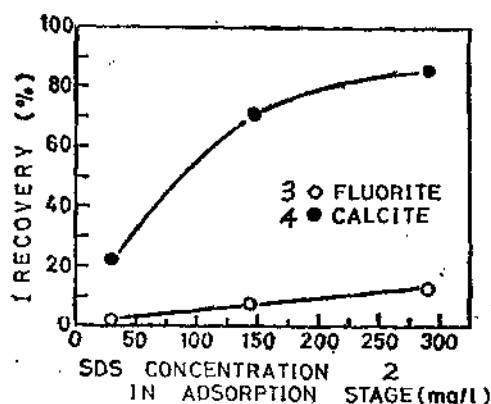


图 11 萤石作为槽内产品回收的试验结果
1-回收率; 2-吸附阶段 SDS 浓度 (毫克/升);
3-萤石; 4-方解石

作为槽内产品回收萤石的应用

用 SDS 浮选萤石, 显然它受来源于方解石中的碳酸盐成分抑制, 因此用吸附—洗涤—浮选法, 在碱性区域, 萤石不能作为泡沫产品回收。为了使萤石作为槽内产品回收, 在中性 pH 范围进行吸附—洗涤—浮选试验, 最终浮选 pH 约 9.6, 结果展示于图 11。方解石回收率随着吸附阶段 SDS 用量增加而提高; 然而, 萤石的可浮性即使在 SDS 用量为 288 毫克/升时也是很低的。在 SDS 用量为 288 毫克/升的情况下, 作为槽内产品的萤石回收率为 88%, 槽内产品含有 86.8% CaF_2 。用这种方法分离萤石矿中的方解石是不同于上述方法的, 这种方法可以应用到具有单一浮游特性的某些矿石。

结 语

关于萤石上SDS的吸附,应当认为是形成表面的十二烷基硫酸钙的化学吸附和静电吸附。特别在酸性区域,前者很难洗掉。而方解石上SDS的吸附主要是静电吸附。

在萤石—方解石—水体系中,方解石对水特性的影响很显著,即使方解石与萤石比例很低,也影响水相特性。两种矿物中的化学成分的溶解和这些化学成分在矿物表面上的吸附恰好在体系中同时发生,化学成分的浓度通过溶度积调节。使用我们实验室研制的一种装置研究了方解石通过体系中的水溶液对萤石浮选行为的影响,证明用SDS,萤石可浮性受碳酸盐成分抑制很显著。

在上述试验结果基础上制定了吸附—洗涤—浮选方法。在最终浮选pH低于7时,用这种方法萤石优先浮选。为了在选择性高的条件下回收萤石作为泡沫产品。在吸附、洗涤和浮选阶段中使用水溶液初始pH值应当是酸性的,但需要选择这样的酸度以至使方解石的溶解度尽可能低。用吸附—洗涤—浮选方法,从萤石—方解石混合矿(1:1)可以取得制酸品级的萤石精矿,回收率高。如在每一阶段使用没有pH调整的水溶液,萤石则作为槽内产品回收,在这种情况下,最终浮选pH约9.6,因此,萤石受来源于方解石的碳酸盐成分抑制,而方解石浮选。这种方法可以应用到具有简单浮选特性的某些矿石。

参 考 文 献

- [1] Gaudin, A. M., Flotation, 2nd ed., Mc Graw-Hill, New York, 1957, pp. 508—528.
- [2] Aplan, F. F., and Fuerstenau, D. W., "principles of Nonmetallic Flotation", Froth Flotation, Fuerstenau, D.W., ed., AIME, New York, 1962, PP. 170—214.
- [3] Glembotskii, V. A., Klasse, V. I., and Plaksin, I. N., Flotation, primary Sources, New York, 1963, PP. 566—579.
- [4] Hanna, H. S., and Somasundaran, P., "Flotation of Salt-type Minerals", Flotation, Fuerstenau, M. C., ed., Vol. 1, AIME, New York, 1976, pp. 197—272.
- [5] Sutherland, K. I., and Wark, I.W., Principles of Flotation, Aust. Inst. Min. Met., Melbourne, 1955, p. 387.
- [6] Klassen, V. I., and Mokrousov, v.A., An Introduction to the Theory of Flotation, Butterworths, London, 1963, P. 329.
- [7] Chiani, M., and Massacci, P., "Sodium Silicate-Metal Salt Mixtures in the Flotation of Fluorite Minerals with Calcite Gangue," Chemical Abstracts, Vol. 68, 1968, 61027q.
- [8] Abeidu, A. M., "Selective Depression of Calcite from Fluorite" Transactions of the Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 82, 1973, pp. C 45—50.
- [9] Gusakov, E. G., et al., "Chemical Finishing of Fluorite Concentrates", Tsyetnye Metallurgy/Non-ferrous Metals, Vol. 18, No. 6, 1977, pp. 93—94.
- [10] Tsunekawa, M., and Takamori, T., "Studies on Soap Flotation of Selt-type Minerals" Bulletin of the Faculty of Engineering, Hokkaido University, No. 100, 1980, pp. 11—20.
- [11] Tsunekawa, M., and Takamori, T., "Studies on the interfacial Characteristics of Fluorite in Aqueous Solution and on the Flotation", Journal of the Mining and Metallurgical Institute of Japan, Vol. 94, 1978, pp. 163—168.
- [12] Tsunekawa, M., and Takamori, T., "Interfacial Characteristics of Barite, Calcite and Scheelite in Aqueous Solution, and their Flotation", Journal of the Mining and Metallurgical Institute

of Japan, Vol. 97, 1981, pp. 251—256.

- [13] Tsunekawa, M., and Takamori, T., "Chemical Characteristics of Aqueous Solution Containing both Calcite and Fluorite, and its Effects on the Floatability of Fluorite", Journal of the Mining and Metallurgical Institute of Japan Vol. 97, 1981, pp. 1187—1192.
- [14] Tsunekawa, M., and Takamori, T., "Selective Flotation of Fluorite from Calcite with Sodium Dodecylsulfate", Bulletin of the Faculty of Engineering, Hokkaido University, No. 102, 1981, pp. 1—7
- [15] Shergold, H. L., "Infrared Study of Adsorption of sodium Dodecyl Sulfate by Calcium Fluoride (Fluorite)", Transactions of the Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 81, 1972, pp. C 148—156.
- [16] Latimer, W. N., Oxidation Potentials, 2nd ed., Prentice Hall, New York, 1952, p. 320.

(张心平译 王来凤、王铭爵校)

※ ※ ※

(上接101页)

参 考 文 献

- [1] Holter, M., "Geology of the Prairie Evaporite Formation of Saskatchewan, Canada," Geology of Saline Deposits, Proceedings of Hanover Symposium, UNESCO, 1972.
- [2] Holter, M. E., "The Middle Devonian Evaporite of Saskatchewan," Report No. 123, Department of Mineral Resources, Saskatchewan, 1969.
- [3] Banks, A. F., "Milling of Potash in Canada", Milling Practice in Canada, Canadian Institute of Mining and Metallurgy.
- [4] Eatock, W. H., "Potash Refining in Saskatchewan," Presented to Society of Mining Engineers of AIME, Minneapolis, USA, 1980 October, Preprint No. 80—374
- [5] Arsentiev, V. A., and Leja, J., "Problems in Potash Flotation Common to Ores in Canada and the Soviet Union," Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, Vol. 70, 1977, pp. 1—5
- [6] Hornsby, D. and Leja, J., "Selective Flotation and Its Surface Chemical Characteristics", Surface and Colloid Science, Matijevic, E., ed., Vol. 12, 1981, pp. 217—313.
- [7] Arsentiev, V. A., and Leja, J., "Interaction of Alkali Halides with Insoluble Films of Fatty Amines and Acids", Colloid Interface Science, Kerker, M. ed., Vol. 5, 1976, pp. 251—270.
- [8] "Potash Fertilizers", Fertilizer Manual, International Fertilizer Development Centre, Muscle shoals U.S.A., 1980, pp. 240—241.
- [9] Lunke, W. F., "Solubilities, Inorganic and Metal-Organic Compounds", Volume 2, 4th Edition, Am. Chem. Soc. Washington, D.C. 1965. pp. 146—147.
- [10] Sarig, S., Eidelman, N., Glasner, A., Epstein, J. A., "The Effect of Supersaturation on the Crystal Characteristics of Potassium Chloride", Journal of Applied Chemistry and Biotechnology, Vol. 28, 1978, pp. 663—667.
- [11] Wilson, W. P., "Potassium Chloride Crystallization", Proceeding of the Third Salt Symposium, Vol. 2, Northern Ohio Geological Society, Cleveland, U.S.A., 1970, pp. 20—29.

(张自勤 译 徐大山、朝辉校)

玻璃—陶瓷用的霞石正长岩选别的发展和市场的扩大

W · C · Green, D · MacGegor, D · M · Doyle

(加拿大多伦多英达斯明有限公司) *

提 要

世界上玻璃、陶瓷、涂料和塑料工业的原料霞石正长岩的处理和加工要求有极好的质量控制措施,选择得当的设备以及管理思想。

为了控制碱度、铝及铁含量,从几个露天矿采得的矿石要有选择地配料,然后干燥并经几段减小粒度的破碎,破碎到返砂粒度。风力分级分出细粒,低强度和高强度磁选分出铁。经过这样处理的粗砂产品筛分后提供给玻璃业用户。细砂在砾磨机内研磨并经风力分级分成陶瓷、涂料和塑料工业所需要的一200纲日至一10微米的粒度范围。

尽管基本方法几乎没有变化,在某种程度上用来处理霞石正长岩的设备也没什么改变,但在回路控制,除尘以及质量保证方面变化却相当大。本论文讨论这些改进。

前 言

英达斯明有限公司是鹰桥镍矿公司的子公司,它在安大略和魁北克有两个硅分部:设在北卡罗来纳的一座长石/云母/硅厂,位于安大略多伦多附近的两个建筑用粒料采石场,一个位于安大略奥林利(Orillia)的一个铸件部法尔默(Fahmet)有限公司以及一个位于安大略内夫顿(Nephton)霞石正长岩厂。本文介绍英达斯明处理霞石正长岩的方法。

对于安大略霞石岩石有开采可能的兴趣可追溯到1912年,当时做了些试验,试图利用磨得极细的霞石正长岩提取铝并生产化肥。

1932—1933年间位于彼得博罗夫(Peteborough)县名为蓝山(Blue Mountain)山脉80%被莫里森(W · Morrison)围住,使狄西(H · R · Deeth)对冒险从事玻璃和陶瓷经营发生了兴趣。英达斯明有限公司的前身、当时负责此项工作的加拿大霞石公司于1936年开始采矿,并在累克费尔德铁路旁建立了一座日产50吨的选厂。其子公司美国霞石公司成立于1937年,并在纽约州的罗彻斯特(Rochester)设有选矿厂,日处理原矿100吨。矿石由内夫顿用驳船运至累克费尔德的铁路端,再转运到有轨车,发运到安大略的科博格(Cobourg),然后经由有轨车渡船运到罗彻斯特。1946年在内夫顿设了一座选厂,在累克费尔德装了四台细磨机。有轨车渡船服务在1951年结束,因而把在罗彻斯特的厂拆迁到矿山。

1954年在哈佛洛克和内夫顿之间建成27公里加拿大太平洋铁路的支线,使原来的累克费

* Indusmin Ltd, Toronto Canada

尔德厂并入内夫顿厂，1956年内夫顿选厂投产，日产量为600吨。以后又经过几个阶级的发展，使现有年产成品能力达到500,000吨。

英达斯明的第一项研究工作是在俄亥俄州大学工程实验站进行的，当时致力于研究霞石正长岩在玻璃和陶瓷业的应用。此后在俄亥俄的哥伦布建立了自己的实验室，并在内夫顿添置了工艺研究和质量保证设施。1965年该公司的兴趣扩大到其它工业材料，并在安大略的多米尔斯（Don Mills）（多伦多）成立了一个技术中心，利用哥伦布的实验人员和内夫顿的实验室。该技术中心的兴趣包括霞石正长岩在玻璃和陶瓷方面的应用，也包括工艺和产品发展，工艺控制和对大多数工业材料的研究。

英达斯明的霞石正长岩厂区位于安大略彼得博罗夫镇梅朱恩区多伦多东北200公里处。产品用铁路和货车运给加拿大和美国的用户，并利用蒙特利尔的散装库存设施运给世界各地特别是欧洲和澳大利亚的用户。

英达斯明开采的矿床和其竞争对手的矿床相同，它和国际矿物和化学公司（I.M.C）争夺北美市场，和挪威北部斯提厄诺亚（stjernoya）岛上的诺斯克、内费林（Norsk Nefed lin）争夺欧洲市场。英达斯明是三家霞石正长岩生产商中最大的一个，年产量500,000吨。

地 质

霞石正长岩是一些缺硅结晶岩石，它含有霞石、钾微斜长石和钠长石以及不等量的镁铁质和辅助矿物。

原矿矿物成分如下：

矿物	化学成分	容积%
钠长石	$\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2$	54
钾微斜长石	$\text{K}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2$	20
霞石	$(\text{Na}_2\text{K})_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$	22
镁铁质矿（黑云母，磁铁矿）		4/100

霞石正长岩在一个东北向的表面露头，面积为8公里长×2.5公里宽。

英达斯明有限公司从蓝山矿床的二个露天矿开采霞石正长岩。已探明的矿藏量为18百万吨，按目前的生产能力，这可开采40年。

处 理

霞石正长岩的选矿从金钢石钻岩心测定开始，到产品分析装运结束。

采用活动风钻进行露天开采，掌子面深12米。在爆破14-23000吨物料之前，先分析钻粉。5.5米装载机和4.32吨卡车将物料运至破碎车间或废弃，根据每天钻粉分析结果而决定。

混合矿石送入处理厂的颚式圆锥破碎机破碎至约-5厘米，并在两台并联烧油回转干燥机内干燥。在三次磨矿回路矿石进一步在冲击式破碎机和圆锥破碎机内破碎和筛分到-4+30网目的粒级，筛上产品在两台辊式破碎机破碎到-30网目。磁铁矿用低强度磁选机分选，机械风力分级机分选出-200网目的细粒。强磁场磁选机将黑云母从已分选出的粗砂和细粒中再

分选出来。 Fe_2O_3 平均含量为0.07-0.08%的产品经振动筛分后成为-30,-40和-50网目产品,供玻璃工业用。陶瓷涂料和塑料工业所用的细粒料在和风力分级机成闭路的研磨机内研磨。十七种产品中的任何一种产品均可装在散装有轨活底车或卡车内运出,或打包后由铁路或卡车运出。现在每天进料量为1600-2000吨,重量回收率75—85%。尾矿场送到废料场。

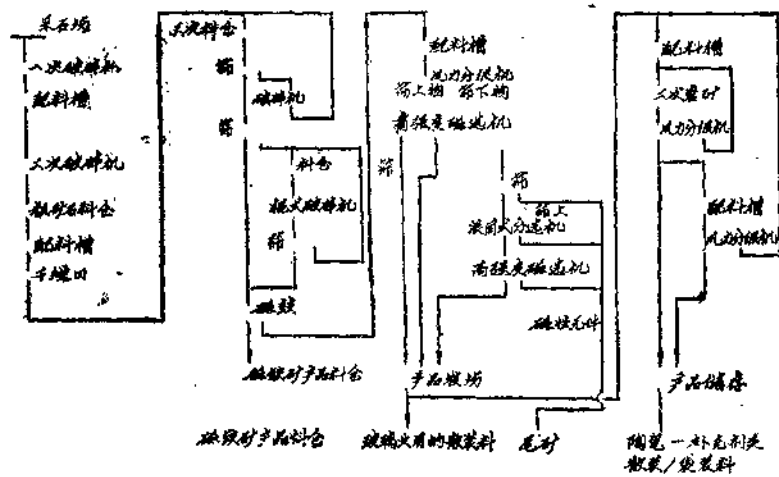


图 1 霞石正长岩处理流程

流程过于简单了些,选矿产品的化学和物理性能示于表 1 和表 2。

表1 霞石正长岩标准产品分析

	化学式	%	物理性能
硅	SiO_2	60.1	比重 2.61
铝	Al_2O_3	23.3	莫氏硬度 5-6
氧化铁	Fe_2O_3	0.07	折射率 1.53
氧化钙	CaO	0.7	高温岩心 6-7
镁	MgO	0.1	pH 9.6
碳酸钠	Na_2O	10.1	
钾	K_2O	4.9	
烧损		0.65/1000	

表 2 英达斯明霞石正长岩主要产品范围

玻璃类	公称尺寸	陶瓷类	-200网目
-30网目低铁	-30目+200		-270
-40网目低铁	-40+200		-325
-50网目低铁	-50+200	填料类	-74微米
-30网目高铁	-30+200		-34
-40网目高铁	-40+200		-20
			-10

粗 磨

在第三和辊式破碎回路内有四段破碎和筛分，将矿石从-5厘米碎至-30网目粒级，并企图最大限度地减少粗砂中-200网目粒级所占的百分数。

第三回路

一台冲击式破碎机和两台圆锥破碎机并联，提高了第三和辊式破碎回路生产-30网目的能力。该回路的能力为110吨/时。

辊式破碎机回路

装有16台双辊破碎机（直径0.6×0.35米），振动给料器将配料槽-4+30网目的物料给人该破碎机。辊式破碎机把碎后物料卸至两台1.2×3米双层筛筛面上，+30网目筛上产品返回辊子，-30网目部分进入筒式磁选机。弱磁场磁选机将粗砂中的铁含量自2%减至0.7% Fe_2O_3 ，并生产出含铁量为55%的销路好的磁铁矿精矿。

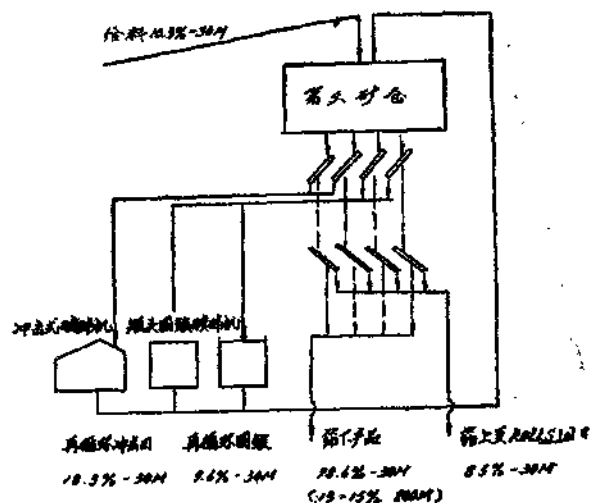


图2 第三回路

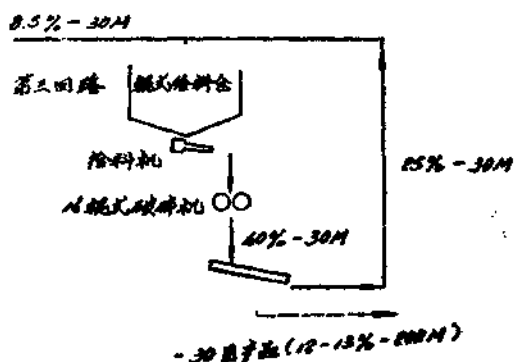


图3 辊式破碎机

辊式破碎机和筛分回路的能力提高了25%，是因为对三个主要参数进行了控制。这三个参数是：处理吨数，用马达电流测定的辊子上适宜的接触压力以及筛振动的振幅。

分 选 回 路

第三和辊式破碎回路的-30网目粗砂由机械风力分级机分出3-4%-200网目，40-50%-200网目细粒部分用高磁场磁选机分选。磁铁矿和顺磁矿物，主要是黑云母，送到顶部、中部和底部转子（1500，12,500和13,500高斯）在分选槽内分选。玻璃工业用的-30、-40和-50网目产品的最后分级采用振动筛来完成。

强磁场磁选的尾矿量每小时7吨，原先直接放到尾矿池，现设置再处理回路，每年约可回收20,000吨-40网目高铁粗砂。

二次磨矿

已分选出的粗砂产品及+40网目筛上供给陶瓷和涂料/塑料和补充剂市场作生产原料。定量给料机将这部分粗砂送到10台并联砾磨机，这些砾磨机和风力分级机闭路。内有硅衬并用炼石或高硬度铝球做磨矿介质。风力分级机的细粒部分为最终A-200或A-270产品，能进一步分级成更细的产品。

由于我们采用的是和水力旋流器及风力分级机成闭路的高效率大吨量的高速机械风力分级机，因而要求产品比较细。所有分级机选矿的效率都定期进行监测、见图4所示。陶瓷和更广用途产品的粒级分布曲线示于图5和图6。

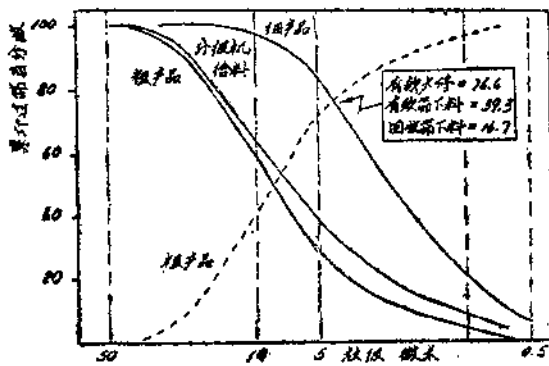


图4 风力分级机的性能测定

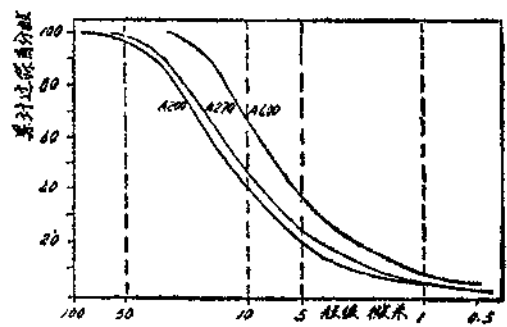


图5 陶瓷产品的粒级

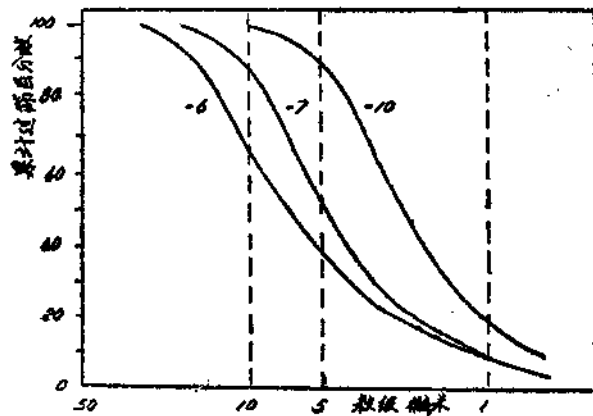


图6 填料和补充剂粒级

仪 表

在所有选矿过程中已逐步用仪表控制。

生产设备和某些控制传感器通过电气联锁装置联在一起，各工段的停、开既可就地控制，也可遥控。一些传感器的输出信号记录下来并在当班班长办公室显示出来。我们所用的传感器和控制原理的实例在这里介绍一下。全厂都有皮带称，使操作员可以知道在各选矿段选

别、生产和回收的吨数，并控制装入有轨车和卡车的产品的重量。连续地设在各段的传感器用于库存控制及给料器和干燥机的控制，并给操作员发出操作不正常的警报。玻璃车间设有金属探测器，用于探测皮带运输机皮带上的金属夹杂，各种传感器，包括皮带滑移、温度、电流、速度、压力和电压传感器用于检测不正常的操作，并对此报警。

防 尘

除尾矿处理外，在整个采矿和选矿生产中都采用干燥处理法。为回收适合市场的产品并保持良好的工作条件，除尘十分必要。定期检测尘样结果都低于允许标准。

自从1956年开工生产以来，除尘能力随着各车间的发展而提高，目前达到358,000立方英尺/分的水平。由于降低空气和滤布之比以及采用设备全部封闭的方针，工厂的环境大大改善。运输机胶带、风力输送机、斗式提升机、筛子、磁选机和磨矿机等是全封闭的，并和除尘装置相连接。全封闭的原则还极大地降低了噪音。

按照所收集尘粉的细度和水分，采用了不同类型的集尘器和过滤器滤布。除尘设备在我们过去的经验以及在特殊纤维上所做试验的基础上加以分类和选择。

现用的集尘器有三种。空气/滤布之比为2.6:1的Shaker集尘器收集粗粒尘粉效果最佳，它的材料为细涤纶织物。空气—滤布比即表示每平方英尺滤布每分钟所通过的标准立方英尺空气。当采用以340gm振动式针毡为材料、空气—滤布之比为1.5:1的集尘器收集细尘埃时出现过高压降。空气和滤布比在干燥机出料端为5.5:1在装料区为2.42:1的逆流喷射集尘器能很好地收集粗细粒尘埃。这些逆流喷射集尘器需要高压空气来带动清洗循环用的电磁阀。逆流风力集尘器维修最少，收集粗细粒灰尘的效果相当好，其空气和滤布比在干燥机和三次破碎时为2.1:1，二次磨矿时为1.0:1。高温高水分场合，如在干燥机出料端，采用450gm Nomex 毡和240gm玻璃纤维滤布。

在有粗粒尘埃要收集的车间，可在尘源和集尘器之间设置旋流器或压力通风系统，将灰尘都集中到集尘器上。一次磨矿灰尘的含铁量一般较高，排放入尾矿流，而二次磨矿及卸载区的灰尘却包含在某些产品中。

厂内用三种真空装置，即一次磨矿机用滤布面积为14米²的15千瓦Hoffman装置，二次磨矿机用Hi-Vac装置，一般用途则用多伦多轻便装置。

露天矿开采用的钻机配有滤布式集尘器。

质 量 保 证

质量控制从采石作业开始，贯穿于选矿生产和成品装船外运。对两个露天矿矿石有选择地开采和配料，控制了碱度、铝含量和矿物的严重污染。产品的粒级和铁含量在选矿过程中加以控制。

质量保证计划已从1955年只有2个人分析10个产品的装运样品发展到1967年由7人负责分析17种产品的金刚石钻探，掘进样品和中间产品和装船产品的样品。

这个计划按三个方面进行，即矿石品位控制，工艺控制和质量保证。

矿石品位取决于以不同的间距沿矿床钻进到60-120米深的金刚石钻机的岩心。岩心记录

并取样分成5米一段以进行处理。处理包括拾颚式和辊式破碎及筛分至 -30 网目 $+200$ 网目后用强磁场磁选机选别。为鉴别重矿物,对产品进行化学分析和显微检查。在质量计划的基础上制订五年采矿计划。矿石品位控制的第二个方面是分析连续地从炮眼采集的样品。从各炮眼或块采出的样品经上述颚式、辊式破碎机、筛子及强磁场磁选机处理。处理后的产品要进行分析,为了确定经选矿处理的陶瓷产品的烧后颜色,生产了熔融陶瓷圆锥。这一分析数据和金刚石钻机的钻孔测量结果有关系,并用于计算各已开采矿石掌子面的混料比。

工艺质量控制计划的数据用于监控所选产品的碱度、铝含量以及烧后颜色,以此检查矿所提供的混料的均一性,并有助于控制选厂内产品的含铁量和粒度。从选厂各段所选取的试样要进行分析,当分析结果不符合标准规格时,还得将这一情况通知操作员。高磁场磁选以前采集的 $-30+200$ 网目粗砂组合试样送实验室磁选机处理。根据这一产品的铁品位可确定改进选厂内磁选阶段的性能。从粒度分析则可看出筛子和风力分级机的效率。

计划的最后一个方面质量保证,是关于装船试样的采样和试验。整个装船试样分析在24小间之内便可送给用户。

每个使用霞石正长岩的工业部门,在某些情况下包括某一通用工业的用户们,对质量都有独特的要求,要求做些特殊分析。只要可能都要采用美国材料试验标准。

市场和未来

我们生产的各个方面,包括处理设备的选择,质量控制计划的范围和选厂回收率,都受到我们所服务的市场的影响。

目前玻璃工业是霞石正长岩的最大用户。霞石正长岩是玻璃业原料铝和碱的主要来源。铝在构成玻璃的各种成分中起粘合剂的作用,并增强熔体的粘度和提高成品玻璃的表面耐腐蚀性能。

容器玻璃、平玻璃和纤维玻璃公司可以利用低铝—低碱的矿物长石、结晶岩和长石化粗砂。选择矿物的依据是:单位铝和碱的交付费用最低,铁最少,化学成分的一致性,没有耐火矿物,熔化温度最低以及利用性好。

这些工业部门已采用产量大大提高的大型熔化器。根据他们的要求,我们的产品已由 -24 至 -30 网目的最大粒级改为 -40 网目和 -50 网目。 -200 网目细料所占的比率已由 $8-10\%$ 降为 $3-5\%$ 。在改造中安装了冲击式破碎机、风力分级机、附加筛、磁选机和除尘设备。

我们的二次磨矿产品A-200、A-270和A-400出售给陶瓷工业部门。霞石正长岩作为玻璃剂和熔化剂,将其它的成分粘合在一起,降低了卫生器皿、瓷砖,瓷器和白色陶瓷产品的烧制时间和温度。长石和霞石正长岩争夺同一市场。这个部门的要求是减少偶而在烧制陶瓷圆锥内发现的黑云母斑点,提高光泽度以及生产粗细物比较少的产品。我们根据这个要求已将铁含量从 $.08\%$ 降为 $.07\% \text{Fe}_2\text{O}_3$,以改善细料分级和除A-200—A-270标准产品以外生产更细的产品A-400。磁选机、二次磁矿机和机械分级机的安装极为必要。

填料工业虽是最小的市场,但却在发展中。Minex4,7和10系列,系列10的 99% 比 10 微米还细,广泛用于涂料,橡胶和塑料填料。这个工业部门要求粒度较细。

我们能预见的今后发展是,为了满足产品规格严格的共同要求,将更多地使用现有的取