第一篇

矿物可选工艺性能分析

第一章　取样与误差控制

第一节　取　　样

工艺矿物学研究,主要是为地质、选矿(包括冶炼)提供资料。资料准确与否直接影响到这些工作的试验过程和质量。然而实际进行矿石性质考查的样品数量,不论是与选矿试验的矿石量,还是和自然界存在的矿床储量相比,其量都是很小很微不足道的。因此,对于进行工艺矿物学考查的那部分样品,就要求有充分的代表性。代表性不好,即使后续的具体观测工作如何精确细致,由此提供的工艺矿物学资料价值都不会很高。为了保证试样的代表性,根据研究的目的和内容,获取样品的方式主要有 2 种。一是从分选产品及试验用矿样中抽取;二是在工艺加工取样点上采取地质标本样。

选矿试验研究用矿样的采取,是项很繁重细致的工作。它通常是由建设单位负责组织,地质、选矿试验研究、设计单位参加,共同研究进行。试验研究、设计单位提出技术要求,地质部门负责编制采样设计。

取样前,必须对矿床、矿体产状以及矿石的矿物组成、结构、构造、嵌布粒度、化学组成、有益和有害元素赋存状态、矿石物理技术特性、开采方法、采矿计划及技术要求等,都要基本清楚。在此基础上,才能制定出合理的采样方案,得到具有充分代表性的矿样。为此,应对矿石运进矿仓前的全过程进行周密的调查研究,从而找出影响矿样代表性的各种因素,以便在取样过程中逐个予以解决。

影响矿样代表性的因素很多,一般可概括为地质和开采两大类因素。

一、地质因素

取样时，首先考虑的是矿体本身的变化，即整个矿体的稳定程度。实际上完全均一的矿体是很少的。绝大多数矿体在矿石类型、结构、构造、矿物组成、粒度特性、有益和有害组分赋存状态、平均品位等方面，在空间的各个部位均是变化不定的。采样前，需要根据矿体这些特征，将矿石划分为不同的类型。求出不同矿石类型在整个矿量中所占的比例。按此比例采取的各种类型矿石混合样，就具有了整个矿体的代表性。至于采样点的多少，则视矿体的稳定程度而定。以铁矿为例，海相沉积的矿石性质比较稳定，取样地段和取样数量均可大为减少 矽卡岩型铁矿石由于性质多变，采样地段和取样数量均要有很大的增加。同时还要知道，不是任何矿床按矿石类型比例取一混合矿样就能满足要求。比如一些有色金属矿床，原生的硫化矿石与次生的氧化矿石，分选性质差别很大，这样就必须分别采样。其他矿床也有类似情况。像鞍山式铁矿中的磁铁矿和赤铁矿，也需要分别采样。总之，采样时，要充分顾及到矿体的地质特点及其分选工艺性质。

二、开采因素

由于开采方法的不同，除了使原有因素复杂化外，又增加了一些新因素。例如开采时，与矿体接触的围岩和矿体内的夹石必然要混入到采出的矿石中。一般露天开采围岩混入量为 5% ~ 10% 地下开采的围岩混入量为 10% ~ 20%，个别甚至可达 25% ~ 30%，细脉状矿体混入量更大。因此，采样时就要把围岩和夹石含量按比例混入到矿样中。要是开采是按矿石类型分别进行，则要按矿石类型分别取样。另外不同的采矿方法，使采出的矿石粒度组成及其他性质，如密度、容重、湿度、机械强度、含泥量等均有所差别，取样时也要估计到这些。总之，这部分工作要与采矿人员密切配合，根据他们的采矿设计予以合理考虑。

上述因素中，主要是地质因素。各类型矿石在全矿量中比例搞清了，取样就有了主动权，就可以知道应在哪些地段上取多少样，再加上开采因素和试验要求，基本就能保证所取样品的代表性。

有代表性的样品，一般具有以下几个基本特征：

1. 代表该矿床主金属（或伴生有益组分）各品级储量；
2. 代表该矿床各类型矿石的平均品位，其中包括高、中、低 3 种品位；
3. 代表矿石的矿物组成及其化学成分；
4. 代表围岩、夹层、脉石的种类、性质及含量；
5. 代表有用矿物粒度特征及矿石结构、构造特征。

如果对试样有特殊要求时，则要根据工作目的另行考虑。

样品的取样布置网络要全面考虑，在平面上，要照顾到全区情况适当布点；在剖面上，则要顾及到上、中、下各中段都有取样点。取样的数目，从提高试样代表性的角度来看，当然是愈多愈好。但过多也会造成浪费，因此要适宜。一般至少得有 4 个以上的采样点。关于样品的重量的确定，如果试样为 G，则全矿区实际取样重量不得小于 $2G$。一般试样重 100～200kg，个别的可到 1t。取样方法，要根据地质条件、矿石品位、取样点数及工作目的而定。常用的有爆破法、方格法、刻槽法、全巷剥层法等。

工艺矿物学研究用的矿块地质样，要是在现场采取，可在上述选矿试样的采样点上，按照矿石类型、结构、构造、工业品级的差别以及岩性和层位不同的顶底板围岩和夹石中采取。每种标本 2～3 块，规格不小于 100mm×70mm。如果是在运回实验室的选矿样中抽取，首先就要用铁锹在水泥地面上将矿样充分拌匀、摊平，然后在其上等距离地均匀拣取矿块。利用这种方式获得的矿块手标本，即可对矿石物质组成进行比较全面系统的研究，提供工艺矿物学所能获取资料中的相当一部分。

另外，选矿试验用矿样数量一般很大。在正式进入可选性研究之前，不可少的都要经过筛分、破碎、混匀、缩分这样 4 道工序。破碎后的矿样粒度可到 1～3mm。工艺矿物学研究，根据工作需要也常从这种细碎样中抽取适当数量的样品，经过清洗、筛分、团聚后，磨制成为可供镜下观测用的光（薄）片。

研究分选产品工艺矿物学性质的样品，是从选矿流程考查样品中抽取。不过按照缩分公式取得的产品矿样，不能直接用来进行工艺矿物学性质观测，还要经过脱泥和筛分。脱泥是为了清除细泥（主要是指 5～10μm 以下的微粒）。因为，当样品中的矿石颗粒附上矿泥后，矿物的真实分布状况将会部分或全部被掩盖。另外粘结在一起的泥团，不仅使观测者无从得到产品中矿石颗粒的实际粒度分布，同时，还会造成一系列其他方面的假象。矿泥的存在，轻者增大观测结果误差；严重时，可使观测资料根本无法使用。常用的脱泥办法是湿式筛分。它是将盛有物料的细筛（400 目或 325 目），刚好浸没于盛水容器的水面下，用细水流冲洗，使筛上细泥流过筛孔落入容器中。筛上产品倒人瓷盆用烘箱烘干，然后用套筛进行筛分。筛分的目的，一方面是为了便于在显微镜（特别是立体显微镜）下观测，另一方面也是为了减少观测误差和有利于资料的数据处理。

从分选试验或选矿产品中抽取样品时，有个取样重量的问题，过多不但样品采制困难，研究时也很不方便，过少又无法保证矿物试样的代表性。

试样最小重量，主要与物料中矿石最大粒度、矿物嵌布特征、矿石品位有关。通常可用下式计算：

$$G = Kd^{\iota} \tag{1-1}$$

式中　G——试样的最小重量，kg；

d——试样中颗粒的最大粒径，mm；

K，t——分别为因数和指数。

因数 K 与有用组分的含量、颗粒大小和浸染均匀程度有关。而指数 t 与矿物连生体和颗粒的硬度、韧性、脆性和裂隙度等有关。

K 和 t 值可通过试验确定。但一般是按已有的经验选定。表 1－1－1 为我国实际取样中 K 和 t 的经验值。

既然 t 的取值一般定为 2，因而可以只考虑矿石浸染均匀程度而选定 K 值。而矿石浸染程度一般也只是根据肉眼及放大镜作粗略估计。所以实际工作中，一般是按表 1－1－2 所列数值选定样品重量。

从上述粒度与试样最小重量的关系中可以看出，要得到重量较小的代表性样品，对试样必须要进行混匀和缩分。

表 1－1－1　几种矿石的 K 及 t 值

矿石类型	K	t
铜矿	0.10～0.20	2
钨矿	0.20	2
钼矿	0.20	2
脉锡矿	0.20	2
磷矿	0.15	2
砂锡矿	0.20	2
从钨矿中选出的脉石	0.05	2

表 1－1－2　各类矿石样品的最小重量(kg)

粒度/mm	矿石浸染特性		
	很均匀	中等均匀	很不均匀
20	15	40	160
10	4	10	35
8	2.5	6	20
5	1.20	2.50	7
3	0.45	0.90	2.50
2	0.20	0.40	0.90
1	0.06	0.10	0.18

混匀：是缩分前极重要的作业。只有被充分拌匀的试样才能开始缩分。常用的方法有以下 4 种。(1)铁锹拌匀法：即先用铁锹将试样堆成锥形的矿堆。然后在附近立一小

木柱为中心，逐锹将试样轻轻撒于该木柱轴心，另行堆成新的圆锥。大量试样通过这种反复堆锥的作法，即可混匀。(2)环锥法：用铁锹将圆锥形堆变成大圆环，尔后再把圆环两边的试样堆成圆锥，反复数次，即可实现大量试样的混匀。(3)滚移法：细粒且量不多的试样可用此法混匀。将要混匀的试样置于橡皮布或油布上，提起油布的对角，使其中的试样来回翻滚。每翻滚 1 次调换 1 次油布的对角。经过 5 ~ 6 次的翻滚，就能使样品充分混匀。(4)槽型分样器法：少量细粒或粉砂矿试样，通过槽型分样器进行 2 等分，亦可达到混匀的目的。

缩分：常用堆锥四分法或网格法进行。前者将规则的圆锥压平成圆盘。再以十字板分格为 4 份，以对角二分作为缩分出的试样。网格法是将试样混匀薄薄地平铺于油布或橡皮布上，然后划分成小方格。用平底小铲逐格取样。有时亦可用槽型分样器进行二分。

上述各点，是工艺矿物学对样品的总体原则要求。除此之外，由于研究目的和考查对象不同，对样品代表性要求的侧重点并不一样。因而，保证样品代表性的具体作法也就有了差别。同时，为了能够顺利地进行观测，对采集来的样品相应还要做一些必要的加工处理。只有这样，才能保证研究用样品的充分代表性。从而使矿石的工艺矿物学性质资料的可靠性，在第 1 阶段获得足够的物质保证。

第二节　误差控制

矿石工艺矿物学性质研究的重要方法之一，是在显微镜下对矿石中的主要有用和有害组分的含量、存在状态、矿物粒度、嵌镶关系以及矿石在破碎过程中的连生、解离状况，迅速作出可靠的结论。解答上叙问题经常采用的一种方法，就是在显微镜下观测一定数量的矿物颗粒。从最稳妥的设想出发，为了完整准确地作出判断，理想的作法是对所研究矿石试样的全部(矿物)颗粒进行观测。只是这种作法在实际工作中是很难实现的。因为从某种意义上来讲，对于任何一个矿石试样，在“颗粒数”这个问题上，实在是个名符其实的“无穷大”。因此，通常采取的办法是，用显微镜观测试样中有限的颗粒。其颗粒数的多少可以用 2 种办法决定。经验的作法是取 1000 ~ 1500 个观测点；另一种办法是根据数理统计原理求取一个合理的试样观测值。

一、参数标志量的分布函数

表征矿石某种性质的工艺矿物学参数，是镜下观测资料换算整理后的最终代表值。

例如平均粒度和粒度分布柱状图,就是对矿物粒度逐个测试后予以数学处理的结果。颗粒的粒度值可称之为上两项参数的标志量。作完全类似的理解,单体的矿物颗粒数,自然也就是单体解离度参数的标志量。

地壳上各种成矿作用形成的矿物,是多种因素在时间与空间上综合作用的产物。其自身的元素组成及其晶体结构具有极强的统计规律性。故而,由它所决定的各项工艺矿物学参数标志量,也都无一例外地呈现出:大小连续变化、极差明显、某个标志量值能否成为观测值所必然具有的偶然性等特点。因此,参数标志量实为一连续随机变量,现以 x 表示之。

为此,设 $\omega_1,\omega_2,\cdots,\omega_m$ 是一个相互独立的随机变量序列,它们具有有限的数学期望和方差

$$\alpha_b = E(\omega_b)$$

$$\sigma^2 = H^2(\omega_b) \qquad (b = 1,2,3,\cdots,m,\cdots)$$

令:

$$\sigma_m^2 = \sum_{b=1}^{m}\sigma_b^2 \text{ 并作和数}$$

$$y_m = \sum_{b=1}^{m}\frac{\omega_b - \alpha_b}{\sigma_m} = \sum_{b=1}^{m}\omega_{mb}$$

设:

$$f_{mb} \text{ 是 } \omega_{mb} = \frac{\omega_b - \alpha_b}{\sigma_m} \text{ 的特征函数}$$

并令:

$$\varphi_m(t) = \prod_{b=1}^{m} f_{mb}(t)$$

对上式两端取对数,然后在 $|t| \leqslant T$(任意实数)范围内展开:

$$\ln\varphi_m(t) = \sum_{b=1}^{m}\ln f_{mb} = \sum_{b=1}^{m}[1 + (f_{mb}(t) - 1]$$

$$= \sum_{b=1}^{m}(f_{mb}(t) - 1) - \sum_{b=1}^{m}\sum_{c=2}^{\infty}\frac{(-1)^c}{c}(f_{mb}(t) - 1)$$

$$= \sum_{b=1}^{m}(f_{mb}(t) - 1) - R_m$$

$$= -\frac{t^2}{2} + \left[\frac{t^2}{2} + \sum_{b=1}^{m}\int(e^{itx} - 1 - itx)\,dF_{mb}(x)\right] - R_m$$

其中,$F_{mb}(x)$ 代表 $\omega_{mb}(x)$ 的概率,即 $F_{mb}(x) = p[\omega_{mb}(x)]$。最后:

$$\ln\varphi_m(t) = -\frac{t^2}{2} + \eta_m - R_m$$

当 $m \to \infty$（充分大时），对任何有限区间 $|t| \leqslant T$ 中的 t 而言，均有 $\eta_m \to 0$，$R_m \to 0$。于是：

$$\lim_{m \to \infty} \ln \varphi_m(t) = -\frac{t^2}{2}$$

$\lim_{m \to \infty} \varphi_m(t) = e^{-\frac{t^2}{2}}$ ——这是个服从正态分布的随机变量的特征函数

所以当 m 充分大时，和数 $\sum_{b=1}^{m} \frac{\omega_b - \alpha_b}{\sigma_m}$ 趋向于正态分布。

矿石中矿物的生长，大都要受到以下各种因素的影响。这些因素有成矿溶液的有用元素浓度、结晶时的温度、压力、冷却速度、元素周围的介质种类、数量和溶液的 pH 等。所有这些因素彼此独立地影响着矿物。由矿物集合而成的矿石的工艺矿物学参数，即是这许多偶然因素施加作用的总和。

如果以 $z_1, z_2, \cdots, z_m, \cdots$ 分别代表以上各因素所能影响的参数标志量的各个别部分。则：

$$x = z_1 z_2 \cdots z_m \cdots$$

两边取对数：

$$\ln x = \ln z_1 + \ln z_2 + \cdots + \ln z_m + \cdots$$

令 $\ln x = y$，$\ln z_1 = \omega_1$，$\ln z_2 = \omega_2 \cdots$

故：

$$y = \omega_1 + \omega_2 + \cdots + \omega_n + \cdots$$

我们知道，$\omega_1, \omega_2, \cdots, \omega_n, \cdots$ 中并不包含对标志量有显著影响的因素。这样，上面结论的题设条件得到满足。所以 y 服从正态分布。不言而喻，y 的反对数 x，就必然服从对数－正态分布。

由此可以得出 矿石的工艺矿物学参数标志量 x 服从对数正态分布。该分布的分布函数为：

$$f(\ln x) = \begin{cases} \dfrac{1}{\sigma_{\ln x}\sqrt{2\Pi}} \exp\left[-\dfrac{\ln x - \ln \overline{x}_g}{2\sigma_{\ln x}}\right] & \text{当 } x > 0 \text{ 时} \quad (1-2) \\ 0 & \text{当 } x < 0 \text{ 时} \quad (1-3) \end{cases}$$

式中　$\sigma_{\ln x}$ ——工艺矿物学参数标志量的对数的方差；

$\ln \overline{x}_g$ ——工艺矿物学参数标志量几何平均值的对数。

二、方案设计的理论基础

数理统计是研究事物或现象统计规律的科学。它通过对有限观测资料的研究，查明统计规律，从而对所研究事物的整体进行推断，并定量地反映出事物的基本特征。

现在面临的问题是要根据样本(镜下观测)资料,对总体(矿石试样)的工艺矿物学特征,诸如矿物的化学成分、粒度、形状、单体解离度等参数作出合乎实际情况的判断。但样本只是总体中的一个局部,由它来推断总体特征,当然不可能有百分之百的把握。相反地,倒有可能出现这样或那样的错误判断。例如矿石试样筛析产品单体解离度已合格,我们有可能根据样本作出不合格的判断。这类错误在数理统计上称为"第一类错误";另一方面也有可能把事实上单体解离度不合格的试样筛析产品,错误地当做合格产品予以接受。它在数理统计上称为"第二类错误"。两类错误发生的概率分别用 α,β 来表示。

$$\alpha = p(u - \Delta u > b > u + \Delta u), \quad \text{实际 } H + \Delta_{lnx} > h > H - \Delta_{lnx})$$

$$\beta = p(u - \Delta u < b < u + \Delta u), \quad \text{实际 } H + \Delta_{lnx} > h > H - \Delta_{lnx}$$

如果以 $L(H;m,u)$表示对于情况($u - \Delta u < b < u + \Delta u$, 实际 $H - \Delta_{lnx} > h > H + \Delta_{lnx}$)的接受概率。则:

$$\alpha = 1 - L(H;m,u)$$

$$\beta = L(H;m,u)$$

对于所研究的问题,可以证明:

$$L(H;m,u) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}}\int_{-t}^{t} e^{-\frac{x^2}{2}}\,dx$$

式中　H——矿石的某一项工艺矿物学参数;

Δ_{lnx}——抽样误差范围;

h——参数最佳观测值;

u——抽样指标的最佳值;

Δu——指标允许偏差;

b——抽样指标;

m——样本容量(镜下观测的矿物颗粒数);

t——保证程度的几率度。

由于 $L(H;m,u)$是 H 的单调下降函数,如果能找到一个方案,使之在 2 个控制点的 2 种错误发生的概率,分别与要求的 α_0,β_0 相等。并且方案的 2 个观测点 α、β 得到控制,那么方案里 2 类错误的发生概率就被控制住了。

为了使 1 次抽样镜下观测资料更有效更可靠(也就是要尽可能提高估计量的精确度,减少镜下观测时可能犯的 2 类错误),除了要求样本应有独立性和代表性外,对样本容量也是要有要求的。提高观测资料的精确性和可靠性,一方面要改进统计分析方法,使之能充分运用样本提供的资料来对试样总体作出估计和判断;另一方面便是如何在一

定的人力、物力条件下，获取更多有用资料。前后两者加起来，就是要针对具体问题选择一个最合理的样本容量(矿物颗粒最佳观测数)。

三、方案设计

对于所分析的试样，可用 M 代表矿石样品中某种矿物的颗粒总数，则(M；m，u)即完整地构成了一次抽样镜下观测方案。对于矿石试样某类矿物颗粒为 M 的总体，随意观察到 m 个颗粒，并测试到某项参数的抽样指标为 b，若 $u-\Delta u<b<u+\Delta u$，则认为镜下观测资料是可信的 如果 $u-\Delta u>b>u+\Delta u$，就认为镜下观测资料不可信，对其结果不予接受。在 M 固定的情况下，m，u 变动，一次方案(M；m，u)将有$\frac{M(M+1)}{2}$种方案可供选择。

现设试样总体 M 个颗粒中，某项工艺矿物学参数的全及指标为 B，则 $B/M=H$。当在 M 个颗粒中，镜下随意观察 m 个，并测试到抽样指标为 b。此时 $b/m=h$ 便是参数在样中的观测值。问题是，观测值 $h=b/m$ 能否作为试样总体 $H=B/M$ 的估计值？如果可以，这一估计值的抽样误差范围 Δ_{lnx}。会有多大？对于前一问题，需要具体研究一下数学期望 $E(H)=E(b/m)$；而后一问题的解决，有待于对均方差 σ_{h} 的计算。

这里 b 既可以看成是个随机变量($b=0,1,2,\cdots,m$)，又可以当作是 m 个独立随机变量 x_1，x_2，x_3，…，x_{m} 的和数：

$$b=x_1+x_2+x_3+\cdots+x_{\mathrm{m}}$$

随机变量 $x_{\mathrm{i}}(i=1,2,3,\cdots,m)$的数值取决于第 i 个被观察到的矿物颗粒情况，同时，B 是试样总体的全及指标：

$$B=MH$$

由样本可能求得的试样总体全及指标的估计值是：

$$B\text{ 的估计值}=\frac{M}{m}b$$

事实上这一估计值的数学期望便是试样总体的全及指标 B：

$$E\left(\frac{M}{m}b\right)=B=MH$$

所以

$$E(h)=E\left(\frac{b}{m}\right)=H$$

即 $h=\frac{b}{m}$的数学期望就是参数 H。从而 $h=\frac{b}{m}$便可看作为参数 $H=\frac{B}{M}$的估计值。另一方面，样本容量 m 除各个 x 之和(抽样指标 b)，也可以看成是各个 x 的平均值。

$$\overline{x}=\frac{1}{m}(x_1+x_2+x_3+\cdots+x_{\mathrm{m}})=\frac{b}{m}=h$$

因此，$$E(\bar{x}) = E\left(\frac{b}{m}\right) = E(h)；\sigma_h = \sigma_{\bar{x}}$$

由于已经证明标志量 x 服从对数正态分布，故：

$$\sigma_{lnh} = \sigma_{ln\bar{x}}$$

四、镜下观测的最佳颗粒数

由于镜下观测样本，一般采用不重复抽样的方式，从选矿（地质）样中抽取。故当由样本推算总体时，可能产生的抽样平均误差 σ_{lnh} 等于：

$$\sigma_{lnh} = \sqrt{\frac{\sigma_{lnx}^2}{m}\left(1 - \frac{m}{M}\right)}$$

在该平均误差条件下，抽样误差的可能范围：

$$\Delta_{lnx} = t_{ln} \cdot \sigma_{lnh} = t_{ln}\sqrt{\frac{\sigma_{lnx}^2}{m}\left(1 - \frac{m}{M}\right)}$$

由此，不难导出保证观测结果满足预定精度时，所应查数的最佳矿物颗粒数 m：

$$m = \frac{t_{ln}^2 M\sigma_{lnx}^2}{M\Delta_{lnx}^2 + t_{ln}^2\sigma_{lnx}^2}$$

对于所研究的任何一个矿区里的任何一种矿物来说，M 都称得上是个无穷大，故：

$$m = \frac{t_{ln}^2\sigma_{lnx}^2}{\Delta_{lnx}^2}$$

根据力矩求方差的原理：

$$\sigma_{lnx} = \sqrt{\frac{1}{M}\sum_{i=1}^{M} x_i^2 - \left(\frac{1}{M}\sum_{i=1}^{M} x_i\right)^2} = \sqrt{H - H^2}$$

故满足误差要求的镜下观测最佳颗粒数 m；

$$m = \frac{t_{ln}^2 H(1 - H)}{\Delta_{lnx}^2} \tag{1-4}$$

样本 m 个颗粒中，某种矿物颗粒数的区间值为：

$$u + \Delta u = mH \pm t_{ln}\sqrt{mH(1 - H)} \tag{1-5}$$

第二章　选矿分析试验方案的拟定

第一节　矿石性质研究的内容和程序

选矿试验方案，是指试验中准备采用的选矿方案，包括所欲采用的选矿方法、选矿流程和选矿设备等。为了正确地拟订选矿试验方案，首先必须对矿石性质进行充分的了解，同时还必须综合考虑政治、经济、技术诸方面的因素。

矿石性质研究内容极其广泛，所用方法多种多样，并在不断发展中。考虑到这方面的工作大多是由各种专业人员承担，并不要求选矿人员自己去做，因而，在这里只准备着重讨论三个问题，即：

1. 初步了解矿石可选性研究所涉及的矿石性质研究的内容、方法和程序；

2. 如何根据试验任务提出对于矿石性质研究工作的要求；

3. 通过一些常见的矿产试验方案实例，说明如何分析矿石性质的研究结果，并据比选择选矿方案。

矿石性质研究的内容　矿石性质研究的内容取决于各具体矿石的性质和选矿研究工作的深度，一般大致包括以下几个方面：

1. 化学组成的研究　化学组成的研究内容是研究矿石中所含化学元素的种类、含量及相互结合情况；

2. 矿物组成的研究　矿物组成的研究内容是研究矿石中所含的各种矿物的种类和含量，有用元素和有害元素的赋存形态。

3. 矿石结构构造，有用矿物的嵌布粒度及其共生关系的研究；

4. 选矿产物单体解离度及其连生体特性的研究；

5. 粒度组成和比表面的测定；

6. 矿石及其组成矿物的物理、化学、物理化学性质以及其它性质的研究。其内容较广泛，主要有比重、磁性、电性、形状、颜色、光泽、发光性、放射性、硬度、脆性、湿度、氧化程度、吸附能力、溶解度、酸碱度、泥化程度、摩擦角，堆积角、可磨度、润湿性、晶体构造等。

不仅原矿试样通常需要按上述内容进行研究，而且也要对选矿产品的性质进行考察，只不过前者一般在试验研究工作开始前就要进行，而后者是在试验过程中根据需要逐步去做。二者的研究方法也大致相同，但原矿试样的研究内容要求比较全面、详尽，而选矿产品的考察通常仅根据需要选做某些项目。

一般矿石性质的研究工作是从矿床采样开始。在矿床采样过程中，除了采取研究所需的代表性试样外，还需同时收集地质勘探的有关矿石和矿床特性等方面的资料。由于选矿试验研究工作是在地质部门已有研究工作的基础上进行的，因而在研究前对该矿床矿石的性质已有一个全面而定性的了解，再次研究的主要目的应该是：

1. 核对本次所采试样同过去研究试样的差别，获得准确的定量资料；

2. 补充地质部门未做或做得不够，但对选矿试验又非常重要的一些项目，如矿物嵌布粒度测定，考查某一有益或有害成分的赋存形态等。

矿石性质研究须按一定程序进行，但不是一成不变的，如某些特殊的矿石需采取一些特殊的程序，对于放射性矿石，就首先要进行放射性测量，然后具体查明哪些矿物有放射性，最后才进行分选取样并进行化学组成及矿物鉴定工作。对于简单的矿石，根据已有的经验和一般的显微镜鉴定工作即可指导选矿试验。

选矿试验所需矿石性质研究程序，一般可按图 1－2－1 进行。

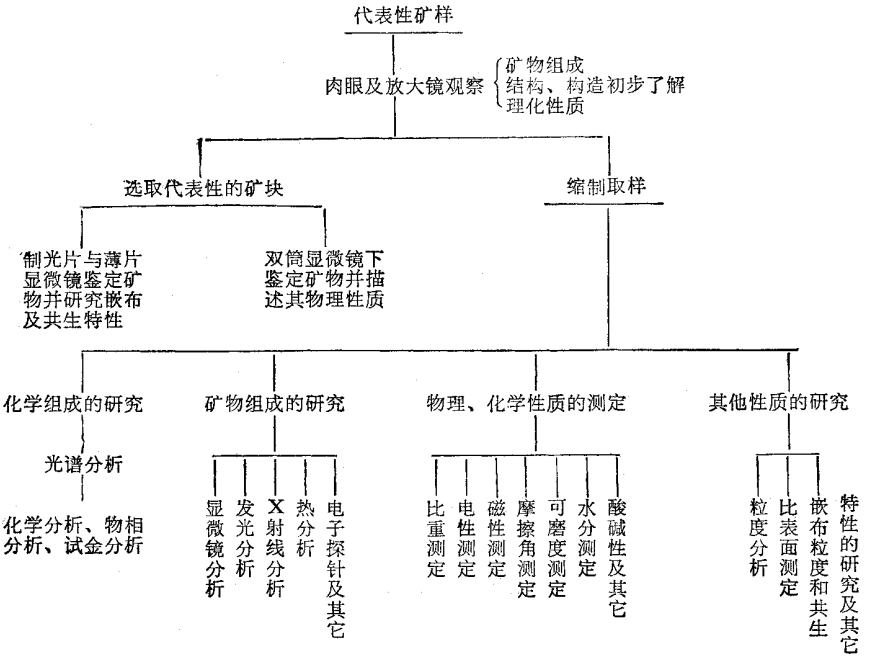


图 1－2－1　矿石性质研究的一般程序

第二节　有用和有害元素赋存状态与可选性的关系

矿石中有用和有害元素的赋存状态是拟订选矿试验方案的重要依据。因此，研究元素的赋存状态是矿石物质组成特性研究中必不可少的一个组成部分，也是一项细致而又复杂的工作。

有用和有害元素在矿石中的赋存状态可分为如下三种主要形式：(1)独立矿物；(2)类质同象；(3)吸附形式。

一、独立矿物形式

指有用和有害元素组成独立矿物存在于矿石中，包括以下两种情况：

1. 同种元素自相结合成自然元素矿物，称为单质矿物。常见单质矿物如自然金、自然银、自然铜、自然铋等。

2. 呈化合物形式存在于矿石中。两种戎两种以上元素互相结合而成的矿物赋存于矿右中，这是金属元素赋存的主要形式，是选矿的主要对象，如铁和氧组成磁铁矿和赤铁

矿、铅和硫组成方铅矿、铜、铁、硫组成黄铜矿等。同一元素可以以一种矿物形式存在，也可以不同矿物形式存在。这种形式存在的矿物，有时呈微小珠滴或叶片状的细小包裹体赋有于另一种成分的矿物中，如闪锌矿中的黄铜矿，磁铁矿中的钛铁矿，磁黄铁矿中的镍黄铁矿等。元素以这种方式赋存时，对选矿工艺有直接影响，如某铜锌矿石中，部分黄铜矿呈细小珠滴状包裹体存在于闪锌矿中，要使这部分铜单体分离，就需要提高磨矿细度，但这又易造成过粉碎。当黄铜矿包裹体的粒度小于 $2\mu m$ 时，目前还无法选别，从而使铜的回收率降低。

3. 呈胶状沉积的细分散状态存在于矿石中。胶体是一种高度细分散的物质，带有相同的电荷，所以能以悬浮状态存在于胶体溶液中。由于自然界的胶体溶液中总是同时存在有多种胶体物质，因此当胶体溶液产生沉淀时，在一种主要胶体物质中，总伴随有其它胶体物质，某些有益和有害组分也会随之混入，形成象褐铁矿、硬锰矿等的胶体矿物。一部分铁、锰、磷等的矿石就是由胶体沉淀而富集的。由于胶体带有电荷，沉淀时往往伴有吸附现象。这种状态存在的有用成分，一般不易选别回收；以这种状态混进的有害成分，一般也不易用机械的方法排除。但是，同一是相对的，差异才是绝对的，由于沉淀时物质分布不均匀，这样就造成矿石中相对贫或富的差别，给用机械选矿方法分选提供了一定的有利条件。

二、类质同象形式

化学成分不同，但互相类似而结晶构造相同的物质，在结晶过程中，构造单位（原子、离子、分子）可以互相替换，而不破坏其结晶构造的现象，叫类质同象。如钨锰铁矿，其中锰和铁离子可以互相替换，而不破坏其结晶构造，所以 Fe^{2+} 和 Mn^{2+} 就是以类质同象的形式存在于矿石中。在晶体中，质点间互相替换的程度是不同的，有时可以无限地替换，例如钨铁矿（$FeWO_4$）中的 Fe^{2+} 可被 Mn^{2+} 顶替，若替换一部分则成（Fe，Mn）WO_4；如继续顶替，Mn^{2+} 超过 Fe^{2+} 时，则成（Mn，Fe）WO_4；直到完全顶替，成为钨锰矿（$MnWO_4$）。其成分变化可以示意如下：

钨铁矿　　钨锰铁矿　　钨锰矿

$$FeWO_4 \longrightarrow (Fe,Mn)WO_4 \longrightarrow (Mn,Fe)WO_4 \longrightarrow MnWO_4$$

这种可以无限制替换的类质同象称为完全类质同象。有些矿物，晶体中一种质点被另一种质点替换，只能在一定范围内进行，例如闪锌矿中的 Zn^{2+} 可被 Fe^{2+} 顶替，但一般不超过 20%，这种有限制替换的类质同象，称为不完全类质同象。

大冶铁矿石中部分铁就是与镁呈类质同象形式存在于矿石中，组成镁菱铁矿（Fe，Mg）CO_3，对选矿不利。

某些稀有元素，尤其是分散元素，本身不形成独立矿物，只能以类质同象混入物的状态分散在其它矿物中，如闪锌矿中的镓和钢；辉钼矿中的铼；黄铁矿中的钴等，由于这些元素含量通常极少，因而一般在化学式中不表示出来。这些稀散元素一般用冶金方法回收。

三、吸附形式

某些元素以离子状态被另一些带异性电荷的物质所吸附，而存在于矿石或风化壳中，如有用元素以这种形式存在，则用一般的物相分析和岩矿鉴定方法查定是无能为力的。因此，当一般的岩矿鉴定查不到有用元素的赋存状态时，就应送去作 X 射线或差热分析或电子探针等专门的分析，才能确定元素是呈类质同象还是呈吸附状态。例如我国某花岗岩风化壳，过去曾作过化学分析，发现稀土元素的品位高于工业要求，但通过物相分析和岩矿鉴定等，都未找到独立或类质同象的矿物，因而未找到分离方法。以后经过专门分析，深入查定，终于发现了这些元素呈离子形式被高岭石、白云母等矿物吸附。

元素的赋存状态不同，处理方法及其难易程度都不一样。矿石中的元素呈独立矿物存在时，一般用机械选矿方法回收。除此之外，按目前选矿技术水平都存在不同程度的困难。如铁元素呈磁铁矿独立矿物存在，采用磁选法易于回收；然而呈类质同象存在于硅酸铁中的铁，通常机械选矿方法是无法回收的，只能用直接还原等冶金方法回收。

第三节　矿石结构、构造与可选性的关系

矿石的结构、构造，是说明矿物在矿石中的几何形态和结合关系。结构是指某矿物在矿石中的结晶程度、矿物颗粒的形状、大小和相互结合关系；而构造是指矿物集合体的形状、大小和相互结合关系。前者多借助显微镜观察，后者一般是利用宏观标本肉眼观察。

矿石的结构、构造所反映的虽是矿石中矿物的外形特征，但却与它们的生成条件密切相关，因而对于研究矿床成因具有重要意义。在一般的地质报告中都会对矿石的结构、构造特点给以详细的描述。

矿石的结构、构造特点，对于矿石的可选性同样具有重要意义，而其中最重要的则是有用矿物颗粒形状、大小和相互结合的关系，因为它们直接决定着破碎、磨碎时有用矿物单体解离的难易程度以及连生体的特性。

选矿试验时,若已有地质报告或过去的研究报告作参考,不一定要再对矿石的结构和构造进行全面的研究。

一、矿石的构造

矿石的构造形态及其相对可选性可以大致划分如下:

1. 块状构造　有用矿物集合体在矿石中占 80%左右,呈无空洞的致密状,矿物排列无方向性者,即为块状构造。其颗粒有粗大、细小、隐晶质的几种。若为隐晶质者称为致密块状。

此种矿石如不含有伴生的有价成份或有害杂质(或含量甚低),即可不经选别,直接送冶炼或化学处理。反之,则需经选矿处理。

选别此种矿石的磨矿细度及可得到的选别指标取决于矿石中有用矿物的嵌布粒度特性。

2. 浸染状构造　有用矿物颗粒或其细小脉状集合体,相互不结合地、孤立地、疏散地分布在脉石矿物构成的基质中。

这类矿石总的来说是有利于选别的,所需磨矿细度及可能得到的选别指标取决于矿石小有用矿物的嵌布粒度特性,同时还取决于有用矿物分布的均匀程度,以及其中有否其它。矿物包体,脉石矿物中有否有用矿物包体,包体的粒度大小等。

3. 条带状构造　有用矿物颗粒或矿物集合体,在一个方向上延伸,以条带相间出现,当有用矿物条带不含有其他矿物(纯净的条带),脉石矿物条带也较纯净时,矿石易于选别。条带不纯净的情况下其选矿工艺特征与浸染状构造矿石相类似。

4. 角砾状构造　指一种或多种矿物集合体不规则地胶结。如果有用矿物成破碎角砾被脉石矿物所胶结,则在粗磨的情况下即可得到粗精矿和废弃尾矿,粗精矿再磨再选。如果脉石矿物为破碎角砾,有用矿物为胶结物,则在粗磨的情况下可得到一部分合格精矿,残留在富尾矿中的有用矿物需再磨再选,方能回收。

5. 鲕状构造　根据鲕粒和胶结物的性质可大致分为:(1)鲕粒为一种有用矿物组成,胶结物为脉石矿物,此时磨矿粒度取决于鲕粒的粒度,精矿质量也决定于鲕粒中有用成分的含量;(2)鲕粒为多种矿物(有用矿物和脉石矿物)组成的同心环带状构造。若鲕粒核心大部分为一种有用矿物组成,另一部分鲕核为脉石矿物所组成,胶结物为脉石矿物,此时可在较粗的磨矿细度下(相当于鲕粒的粒度),得到粗精矿和最终尾矿。欲再进一步提高粗精矿的质量,常需要磨到鲕粒环带的大小,此时磨矿粒度极细,造成矿石泥化,使回收率急剧下降。因此,复杂的鲕状构造矿石采用机械选矿的方法一般难以得到高质量的精矿。

与鲕状构造的矿石选矿工艺特征相近的有豆状构造、肾状构造以及结核状构造。这些构造类型的矿石如果胶结物为疏松的脉石矿物，通常采用洗矿、筛分的方法得到较粗粒的精矿。

6. 脉状及网脉状构造　一种矿物集合体的裂隙内，有另一组矿物集合体穿插成脉状及网脉状。如果有矿物在脉石中成为网脉，则此种矿石在粗磨后即可选出部分合格精矿，而将富尾矿再磨再选 如果脉石在有用矿物中成为网脉，则应选出废弃尾矿，将低品位精矿再磨再选。

7. 多孔状及蜂窝状构造　指在风化作用下，矿石中一些易溶矿物或成分被带走，在矿石中形成孔穴，则多为孔状。如果矿石在风化过程中，溶解了一部分物质，剩下的不易溶或难溶的成分形成了墙壁或隔板似的骨架，称为蜂窝状。这两种矿石都容易破碎，但如孔洞中充填、结晶有其它矿物时，则对选矿产生不利影响。

8. 似层状构造　矿物中各种矿物成分呈平行层理方向嵌布，层间接触界线较为整齐。一般铁、锰、铝的氧化物和氢氧化物具有这种构造。其选别的难易决定于层内有用矿物颗粒本身的结构关系。

9. 胶状构造　胶状构造是在肢体溶液的矿物沉淀时形成的。是一种复杂的集合体，是由弯曲而平行的条带和浑圆的带状矿瘤所组成。这种构造裂隙较多。胶状构造可以由一种矿物形成，或者由一些成层交错的矿物带所形成。如果有用矿物的胶体沉淀和脉石矿物的胶体沉淀彼此孤立地不是同时进行，则有可能选别。如二者同时沉淀，形成胶体混合物，而且有用矿物含量不高时，则难于用机械方法进行选分。

二、矿石的结构

矿石的结构是指矿石中矿物颗粒的形态，大小及空间分布上所显示的特征。构成矿石结构的主要因素为 矿物的粒度、晶粒形态(结晶程度)及嵌镶方式等。

1. 矿物颗粒的粒度

矿物粒度大小的分类原则及划分的类型还很不统一，但是在选矿工艺上，为了说明有用矿物粒度大小与破碎、磨碎和选别方法的重要关系，常采用粗粒嵌布、细粒嵌布、微粒和次显微粒嵌布等概念，至于怎样叫粗，怎样叫细，这完全是一个相对的概念，它与采用的选矿方法、选矿设备、矿物种类等有着密切关系。一般可大致划分如下：

(1)粗粒嵌布　矿物颗粒的尺寸为 20 ~ 2mm，亦可用肉眼看出或测定。这类矿石可用重介质选矿、跳汰或干式磁选法来选别。

(2)中粒嵌布　矿物颗粒的尺寸为 2 ~ 0.2mm，可在放大镜的帮助下用肉眼观察或测量。这类矿石可用摇床、磁选、电选、重介质选矿，表层浮选等方法选别。

(3)细粒嵌布　矿物颗粒尺寸为 0.2～0.02mm,需要在放大镜或显微镜下才能辨认,并且只有在显微镜下才能测定其尺寸。这类矿石可用摇床、溜槽、浮选、湿式磁选、电选等。矿石性质复杂时,需借助于化学的方法处理。

(4)微粒嵌布　矿物颗粒尺寸为 20～2μm,只能在显微镜下观测。这类矿石可用浮选、水冶等方法处理。

(5)次显微(亚微观的)嵌布　矿物颗粒尺寸为 2～0.2μm,需采用特殊方法(如电子显微镜)观测。这类矿石可用水冶方法处理。

(6)胶体分散　矿物颗粒尺寸在 0.2μm 以下。需采用特殊方法(如电子显微镜)观测。这类矿石一般可用水冶或火法冶金处理。

有用矿物嵌布粒度大小不均的,可称为粗细不等粒嵌布,细微粒不等粒嵌布等。

嵌布粒度特性的研究　嵌布粒度特性,是指矿石中矿物颗粒的粒度分布特性。实践中可能遇到的矿石嵌布粒度特性大致可分为以下四种类型:

(1)有用矿物颗粒具有大致相近的粒度(如图 1－2－2 中曲线 1),可称为等粒嵌布矿石,这类矿石最简单,选别前可将矿石一直磨细到有用矿物颗粒基本完全解离为止,然后进行选别,其选别方法和难易程度则主要取决于矿物颗粒粒度的大小。

(2)粗粒占优势的矿石,即以粗粒为主的不等粒嵌布矿石(如图 1－2－2 中曲线 2 所示),一般应采用阶段破碎磨碎、阶段选别流程。

(3)细粒占优势的矿石,即以细粒为主的不等粒嵌布矿石(如图 1－2－2 中曲线 3 所示),一般须通过技术经济比较之后,才能决定是否需要采用阶段破碎磨碎、阶段选别流程。

(4)矿物颗粒平均分布在各个粒级中(如图 1－2－2 中曲线 4),即所谓极不等粒嵌布矿石,这种矿石最难选,常需采用多段破碎磨碎、多段选别的流程。

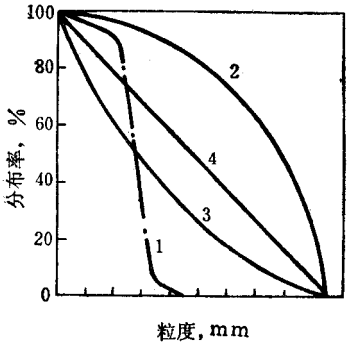


图 1－2－2　矿物嵌布粒度特性曲线

由上可见，矿石中有用矿物颗粒的粒度和粒度分布特性，决定着选矿方法和选矿流程的选择，以及可能达到的选别指标，因而在矿石可选性研究工作中，矿石嵌布特性的研究通常具有极重要的意义。

还须注意的是，选矿工艺上常用的“矿石嵌布特性”（有人称为浸染特性）一词的含义，除了指矿石中矿物颗粒的粒度分布特性以外，有时还包含着有用矿物颗粒在矿石中的散布是否均匀等方面的性质。散布均匀的，可称为均匀嵌布矿石，散布不均匀的，称不均匀嵌布矿石（在过去的教材中，以及其他许多选矿专业书刊上把不等粒嵌布称为不均匀嵌布，请注意区别）。矿物颗粒粒度很小时（如胶体矿物），矿物散布的不均匀性，往往有利于选别，若多种有用矿物颗粒相互毗连，紧密共生，形成较粗的集合体分布于脉石中，则称为集合嵌布矿石，这类矿石往往可在粗磨条件下丢出贫尾矿，然后将粗精矿再磨再选，就可以显著节省磨矿费用，减少下一步选别作业的处理矿量。

2. 晶粒形态和嵌镶特性

根据矿物颗粒结晶的完整程度，可分为：(1)自形晶——晶粒的晶形完整；(2)半自形晶——晶粒的部分晶面残缺；(3)他形晶——晶粒的晶形全不完整。矿物颗粒结晶完整或较好，将有利于破碎、磨矿和选别。反之，矿物没有什么完整晶形或晶面，对选矿不利。

矿物晶粒与晶粒的接触关系称为嵌镶。如果晶粒与晶粒接触的边缘平坦光滑，则有利于选矿。反之，如为锯齿状的不规则形状则不利于选矿。

常见矿石结构类型：

(1)自形晶粒状结构　矿物结晶颗粒具有完好的结晶外形。一般是晶出较早的和结晶生长力较强的矿物晶粒，如铬铁矿、磁铁矿、黄铁矿、毒砂等。

(2)半自形晶粒状结构　由两种或两种以上的矿物晶粒组成，其中一种晶粒是各种不同自形程度的结晶颗粒，较后形成的颗粒则往往是他形晶粒，并溶蚀先前形成的矿物颗粒。如较先形成的各种不同程度自形结晶的黄铁矿颗粒与后形成的他形结晶的方铅矿、方解石所构成的半自形晶粒状结构。

(3)他形晶粒状结构　是由一种或数种呈他形结晶颗粒的矿物集合体组成。晶粒不具晶面，常位于自形晶粒的空隙间，其外形决定于空隙形状。

(4)斑状结构和包含结构　斑状结构的特点是某些矿物在较细粒的基质中呈巨大的斑晶，这些斑晶具有一定程度的自形，而被溶蚀的现象不甚显著，如某多金属矿石中有黄铁矿斑晶在闪锌矿基质中构成斑状结构。

包含结构是指矿石成分中有一部分巨大的晶粒，其中包含有大量细小晶体，并且这些细小晶体是毫无规律的。

(5)交代溶蚀及交代残余结构　先结晶的矿物被后生成的矿物溶蚀交代则形成交代

溶蚀结构，若交代以后，在一种矿物的集合体中还残留有不规则状、破布状或岛屿状的先生成的矿物颗粒，则为残余结构。

(6)乳浊状结构　指一种矿物的细小颗粒呈珠滴状分布在另一种矿物中。如某方铅矿滴状小点在闪锌矿中形成乳浊状。

(7)格状结构　在主矿物内，几个不同的结晶方向分布着另一种矿物的晶体，呈现格子状。

(8)结状结构　系一种矿物较粗大的他形晶颗粒被另一种较细粒的他形晶矿物集合体所包围。

(9)交织结构和放射状结构　片状矿物或柱状矿物颗粒交错地嵌镶在一起，构成交织结构。如果片状或柱状矿物成放射状嵌镶时，则称为放射状结构。

(10)海绵晶铁结构　金属矿物的他形晶细粒集合体胶结硅酸盐矿物的粗大自形晶体，形成一种特殊的结构形状，称为海绵晶铁结构。

(11)柔皱结构　是具有柔性和延展性矿物所特具的结构。特征是具有各种塑性变形而成的弯曲的柔皱花纹。如方铅矿的解理交角常剥落形成三角形的陷穴，陷穴的连线发生弯曲，形成柔皱。又如辉钼矿(可塑性矿物)受力后产生形变，也可形成柔皱状。

(12)压碎结构　为脆硬矿物所特有。例如黄铁矿、毒砂、锡石、铬铁矿等常有。在矿石中非常普遍，在受压的矿物中呈现裂缝和尖角的碎片。

矿物的各种结构类型对选矿工艺会产生不同的影响，如呈交代溶蚀状、残余状、结状等交代结构的矿石，选矿要彻底分离它们是比较困难的。而压碎状一般有利于磨矿及单体解离。格状等固溶体分离结构，由于接触边界平滑，也比较容易分离，但对于呈细小乳滴状的矿物颗粒，要分离出来就非常困难。其它如粒状(自形晶、半自形晶、他形晶)、交织状、海绵晶铁状等结构，除矿物成分复杂、结晶颗粒细小者外，一般比较容易选别。

第四节　铁矿石选矿试验方案示例

一、某地表赤铁矿试样选矿试验方案

拟定试验方案的步骤是：

(1)分析该矿石性质研究资料，根据矿石性质和同类矿产的生产实践经验及其研究成果，初步拟定可供选择的方案。

(2)根据国家有关的方针政策,结合当地的具体条件以及委托一方的要求,全面考虑,确定主攻方案。

(一)矿石性质研究资料的分析

1. 光谱分析和化学多元素分析　该试样的光谱分析结果见表 1－2－1,化学多元素分析结果见表 1－2－2。

表 1－2－1　某地表赤铁矿光谱分析结果

元　素	Fe	Al	Si	Ca	Mg	Ti	Cu	Cr
大致含量(%)	>1	>1	>1	>1	0.5	0.1	0.005	—
元　素	Mn	Zn	Pb	Co	V	Ag	Ni	Sn
大致含量(%)	0.02	<0.002	<0.001	<0.001	0.01~0.03	0.00005	0.005~0.001	—

表 1－2－2　某地表赤铁石化学多元素分析结果

项　目	TFe	SFe	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	S	P	As	灼减
含量(%)	27.40	26.27	3.25	48.67	5.39	0.68	0.76	0.25	0.15	—	3.10

由光谱分析和化学多元素分析结果看出:矿石中主要回收元素是铁,伴生元素含量均未达到综合回收标准,主要有害杂质硫、磷含量都不高,仅二氧化硅含量很高,故仅需考虑除去有害杂质硅。

化学多元素分析表中 TFe、SFe、FeO、SiO_2、Al_2O_3、CaO、MgO 等项是铁矿石必需分析的重要项目,下面分别介绍各项的含义及其目的:

(1)TFe 全铁(指金属矿物和非金属矿物中总的含铁量)。该矿全铁含量仅 27.40%。属贫铁矿石。

(2)SFe 可溶铁(指化学分析时能用酸溶的含铁量)。

用 TFe 减去 SFe 等于酸不溶铁,常将其看做是硅酸铁的含铁量,并用以代表‘不可选铁’量。该矿‘不可选铁’含量很低,因而在拟定方案时,无需考虑这部分铁的回收问题;选矿指标不好的原因主要不是由于‘不可选铁’造成。

事实上,将酸不溶铁看做硅酸铁的含铁量,这种概念还不够确切,原因是铁矿石中经常是几种铁矿物共生,各种铁矿物溶于酸中的情况比较复杂,硅酸铁矿物有的溶于酸,有的也不溶于酸,因而具体应用时必须根据具体情况考虑。

(3)FeO 氧化亚铁。一般用 TFe/FeO(称亚铁比或氧化度)和 FeO/TFe 的比值(铁矿石的磁性率)表示磁铁矿石的氧化程度。它们是地质部门划分铁矿床类型的一个重要指标,也是选矿试验拟定方案时判断铁矿石可选性的一项重要依据。

根据 TFe/FeO 和 FeO/TFe 比值大小可将铁矿石划分为如下几种类型:

(FeO/TFe)×100(%)≥37%　TFe/FeO<2.7　　原生磁铁矿(青矿)　　易磁选

$(FeO/TFe)\times 100(\%)=29\sim 37\%$　$TFe/FeO=2.7\sim 3.5$　混合矿石　磁选与其它方法联合

$(FeO/TFe)\times 100(\%)<29\%$　$TFe/FeO>3.5$　氧化矿石(红矿)　磁选困难

本实例亚铁比 $TFe/FeO=8.43$，属氧化矿类型，因而较难选。

实践证明，采用上述比值划分矿石类型的方法，仅适用于铁的工业矿物是磁铁矿或具有不同程度氧化作用的磁铁矿床，矿物成分比较简单。对于矿物成分复杂，含有多种铁矿物的磁铁矿床，矿石类型的划分应结合矿床的具体特点并根据试验资料确定。

(4) CaO、MgO、SiO_2、Al_2O_3 等是铁矿石中主要脉石成分。一般用比值 $(CaO+MgO)/(SiO_2+Al_2O_3)$ 表示铁矿石和铁精矿的酸碱性，它直接决定着今后冶炼炉料的配比。

据 $(GaO+MgO)/(SiO_2+Al_2O_3)$ 比值大小可将铁矿石划分为如下几类：

比值 <0.5　为酸性矿石　冶炼时需配碱性熔剂(石灰石)；

比值 $=0.5\sim 0.8$　为半自熔性矿石　冶炼时需配部分碱性熔剂或与碱性矿石搭配使用；

比值 $=0.8\sim 1.2$　为自熔性矿石　冶炼时可不配熔剂；

比值 >1.2　为碱性矿石　冶炼时需配酸性熔剂(硅石)或与酸性矿石搭配使用。

本矿样由于 SiO_2 含量很高，故比值 <0.5，为酸性矿石，冶炼时需配大量的碱性熔剂。因此，我们选矿的任务就是要尽可能地降低硅的含量，减少熔剂的消耗。

综合上述分析资料可知，本试样属于硅高而硫磷等有害杂质含量低的贫铁矿石，其亚铁比为 8.43，属氧化矿类型。由于 SiO_2 含量高，为酸性矿石，冶炼时需配大量的熔剂。

2. 岩矿鉴定　该试样的岩矿鉴定结果介绍如下：

(1)矿物组成　该试样所含铁矿物的相对含量列于表 1－2－3 中。

表 1－2－3　各种铁矿物的相对含量

铁矿物	赤铁矿	磁铁矿	褐铁矿
含量(%)	69	14	17

从表 1－2－3 可知铁矿物主要呈赤铁矿存在，其次是磁铁矿和褐铁矿。磁铁矿采用弱磁选易选别，主要要解决赤铁矿和褐铁矿的选矿问题。

脉石矿物以石英为主，绢云母、绿泥石、黑白母、白云母、黄铁矿等次之，并含有一定数量的铁泥质杂质等。含铁脉石矿物以绿泥石为主，黑云母次之，另含少量黄铁矿。

(2)铁矿物的嵌布粒度特性　在显微镜下用直线法测定结果见表 1－2－4。

表 1－2－4　铁矿物的嵌布粒度特性

粒级(μm)	－2000＋200	－200＋20	－20＋2	按 12 μm 计	
				＋12	－12
含量(%)	4	69	27	80	20

测定结果表明,该矿石属细粒、微粒嵌布类型,在选别前需细磨。但是,磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿等嵌布粒度并不完全一样,其中磁铁矿相对较粗,且较均匀,大部分在－200＋20μm 范围内;赤铁矿最细,以－20＋2μm 粒级居多,大部分不超过 50μm,极少数达 100μm;褐铁矿介于二者之间。由于主要选别对象是赤铁矿,嵌布又细,故较难选。

该矿石中的磁铁旷、赤铁矿、褐铁矿之间的嵌镶关系有利于弱磁选。从矿相报告得知:磁铁矿大部分呈磁铁矿－赤铁矿连晶体,约占铁矿物总量中的 50%左右。又因地表风化作用,致使部分磁铁矿次生氧化成褐铁矿,并部分呈磁铁矿－褐铁矿连晶产出。磁－赤和磁－褐连晶体具有较强的磁性(比磁铁矿磁性弱,但比赤铁矿和褐铁矿磁性强)。铁矿石的这种嵌镶关系对弱磁选是非常有利的因素,但必须控制磨矿细度,防止磁－赤和磁－褐连晶破坏。

岩矿鉴定结果表明:根据试样中磁铁矿含量为 14%和磁铁矿－赤铁矿连晶体约占铁矿物总量 50%左右的特点,选矿流程中应该具有弱磁选作业。由于主要含铁矿物为赤铁矿,故不可能采用单一磁选流程,必须与其它方法联合。

此外,由于地表风化作用比较严重,致使含泥较多,必需增加脱泥作业。

(二)试验方案的选择

综合上述矿石性质研究结果,本试样属高硅、低硫低磷的细微粒嵌布贫赤铁矿类型的单一铁矿石。选别此类矿石可供选择的方案主要有:

(1)直接反浮选,包括阳离子捕收剂反浮选和阴离子捕收剂反浮选;

(2)选择性絮凝－阴离子捕收剂反浮选;

(3)用弱磁选回收强磁性氧化铁矿物,然后用重选法回收弱磁性氧化铁矿物;

(4)弱磁选－正浮选,或正浮选－弱磁选;

(5)弱磁选－强磁选－强磁选精矿重选;

(6)弱磁选－强磁选－强磁选精矿反浮选;

(7)焙烧磁选;

(8)直接还原法。

以上各法中,焙烧磁选法指标最稳定,国内已有成熟的生产经验可供参考,但成本较高,特别是燃料消耗量大,而本矿区燃料资源缺乏,因而没有考虑。正浮选方案流程简单,但由于本矿样中赤铁矿嵌布粒度太细,效果不好。强磁选的主要缺点是难以获得合

格精矿，因而最后选定的主攻方案只有三个，即(1)选择性絮凝－反浮选；(2)弱磁－重选(离心机)；(3)弱磁－强磁－强磁精矿重选(离心机)。

最初试验结果表明，三个方案中以选择性絮凝－反浮选方案指标最高，精矿品位超过60%，但所需解决的技术问题也最多——矿石需细磨至－38μm；大量废水需净化；药剂来源要解决，并且成本较高。弱磁－重选方案成本最低，但指标不好，特别是精矿质量低(平均不超过55%)，离心机生产能力低，占地面积大。采用弱磁－强磁－离心机方案的好处是，可利用强磁选丢弃一部分尾矿，减少需送离心机处理的矿量，但不能解决精矿质量不高的问题。最后将各方案取长补短，综合成弱磁－强磁－离心机，加上选择性絮凝脱泥的方案，获得了较好的指标，基本上满足了设计部门的要求，但尚须进一步解决工业细磨、矿泥沉降和回水利用等一系列技术问题。同絮凝反浮选方案相比，药剂费用可大大减少，因而生产成本较低。

二、其他类型铁矿石选矿试验的主要方案

上述实例属于比较简单的铁矿石，试验中所遇到的困难主要是由于嵌布细，而物质成分并不复杂，既无在目前条件下可供综合回收的伴生有用元素，有害元素硫、磷等含量也不高，因而流程组合并不很复杂。

多金属铁矿石，矿物种类较多，物质组成复杂，为了充分综合利用国家资源，一般需采用较复杂的流程，举例如下：

1. 含铜钴等硫化物的磁铁矿矿石　根据铁矿物的嵌布粒度和硫化物的含量，可采用如下方案：

(1)如果硫化物含量少，而磁铁矿又是呈粗粒嵌布，则可先用干式磁选和湿式磁选选出磁铁矿精矿，然后将尾矿磨至必需的细度用浮选法选出铜、钴硫化物。

(2)如果硫化物含量很高，且铁矿物呈细粒嵌布，则可将矿石直接磨至必需的粒度，首先浮选硫化物，然后再从浮选尾矿中选别铁矿物。

2. 含萤石和稀土矿物的铁矿石　此类型矿石是稀土和铁的综合性矿床，由于萤石和稀土矿物可浮性好，通常都是采用浮选法选出。因而此类铁矿石的基本选别方案是：

(1)弱磁－浮选－强磁(或重选、浮选)，即先用弱磁选选出磁铁矿，再用浮选法回收萤石和稀土矿物，最后用浮选，强磁选和重选等方法选别弱磁性铁矿物。

(2)弱磁－强磁－浮选，先用弱磁和强磁选选出全部铁精矿，尾矿再用浮选法回收萤石和稀土矿物。

(3)弱磁－反浮选－正浮选，先用弱磁选选出强磁性铁旷物，磁选尾矿反浮选选出萤石和稀土矿物，反浮选槽内产品进行正浮选分离弱磁性矿物和脉石。

(4)焙烧磁选－浮选,即先用焙烧磁选选出全部铁精矿,尾矿再用浮选回收萤石和稀土矿物。

(5)先浮选萤石和稀土矿物,然后用选择性絮凝(或加反浮选)法脱脉石得铁精矿。

3. 含磷的铁矿石　根据磷和铁的存在形态可分如下两种情况:

(1)磷以磷灰石的形态存在,这是铁矿石中磷的主要存在形式,铁主要呈磁铁矿或磁铁矿－赤铁矿存在,此种情况,常用浮选方法选出磷灰石,可能的方案有:

①重选－反浮选,用重选法选出铁精矿,然后将铁精矿用反浮选法去磷灰石;②弱磁－浮选－强磁选,先用弱磁选选出磁铁矿,尾矿再用浮选选出磷灰石,最后浮选尾矿用强磁选选别赤铁矿;③磁选－浮选或浮选－磁选,当铁矿石中主要矿物是磁铁矿和磷灰石时,用浮选选出磷灰石,弱磁选选别磁铁矿。也可考虑在磁场中浮选磷灰石。

(2)磷呈胶磷矿形态存在,铁矿石以鲕状构造为主,此种矿石属难选矿石,目前有希望的方案是:

①焙烧磁选;②重选－直接还原－磁选,重选铁精矿经直接还原焙烧,焙烧产品经磨矿,用弱磁选回收金属铁粉。

4. 含钒钛磁铁矿石　含钒磁铁矿是强磁性矿物,钛铁矿是弱磁性矿物,但比重较大,可用重选回收。如矿石中含有硫化物和磷灰石,则尚需考虑钛精矿浮选除硫、磷,或在选钛之前优先浮选硫、磷。若矿石中共生矿物嵌布很细,致密共生或呈类质同象,常需直接采用冶金方法或选冶联合流程分离。故此类矿石的选别方案有:

(1)用弱磁选回收磁铁矿,重选法回收钛铁矿,钛铁精矿用浮选法脱除钴、镍硫化物。

(2)用弱磁选回收磁铁矿,浮选法选钴、镍硫化物,重选－浮选联合流程或重选(选粗粒)－强磁选(选细粒)－强磁精矿浮选联合流程选钛铁矿。

(3)用弱磁选回收磁铁矿,浮选法选钴、镍硫化物,重选－强磁选－浮选联合流程选钛,最后用电选法精选钛精矿,以提高钛精矿品位。

目前国外主要采用磁选和磁选－浮选两种流程。单一磁选流程生产一种含钒的钛磁铁矿或含钒的磁铁矿精矿。磁选－浮选联合流程可生产三种精矿:含钒铁精矿、钛铁矿精矿和以黄铁矿为主的硫化物精矿。

由于钒与铁呈类质同象,铁与钛致密共生,采用机械选矿方法无法分离,需采用化学方法解决。

第三章　矿物工艺性能的鉴定

第一节　矿物的偏光显微镜鉴定

一、透明矿物在单偏光镜下的光学性质

只用一个偏光镜就是单偏光镜。在单偏光镜下可观察到矿物晶体的形态、解理、颜色和多色性 研究矿物的突起、糙面和贝克线等。

1. 矿物晶体的形态

每种矿物都有一定的结晶习性，从而构成一定的形态。如石榴石常呈菱形十二面体、云母呈假六方片状、角闪石呈柱状等。这种特定的形态可以帮助我们鉴定矿物。同时矿物的形态和结晶程度往往与形成条件有关，所以研究矿物的形态也能帮助我们了解矿物的成因。

薄片中所见到的矿物形态，并不是矿物晶体的立体形态，而只是矿物某一切面的形态。同一晶体不同方向的切面，其形状和大小可以截然不同。如表 1－3－1 是一个立方体的晶体，由于切面方向不同，切面的形状可以是正方形、三角形、六边形、长方形以及其他形状。所以镜下研究矿物的形态，不能只根据个别切面的外形下结论，必须全面观察，仔细分析比较，最好结合手标本一起观察，才能作出准确的结论。

一般在镜下根据晶面的发育程度，可确定晶体的结晶程度。大致可分为 3 类：

(1)自形晶　晶形完整，晶体由发育完整的晶面包围。薄片中的自形晶呈规律的多边形，晶体与薄片的交线全为直线(图 1－3－2a)自形晶代表结晶早或结晶能力强的矿物

晶体，如角闪石。

(2)半自形晶：晶形较完整。晶体由部分发育完整的晶面和发育不完整的晶面包围，在薄片中呈不规则的多边形。晶体与薄片的交线部分为直线，部分为不规则曲线(图 1－3－2b)，半自形晶的结晶时间往往比自形晶晚，如黑云母。

(3)他形晶　晶形不完整，晶体全由发育不完整的晶面组成。在薄片中呈不规则圆粒状。晶体与薄片的交线全为不规则的曲线，(图 1－3－2c)如石英晶体。他形晶的结晶时间较晚，受空间限制不可能发育成完整晶形。

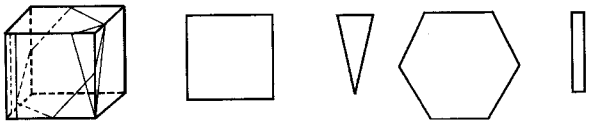


图 1－3－1　矿物晶体形态与切面方向的关系

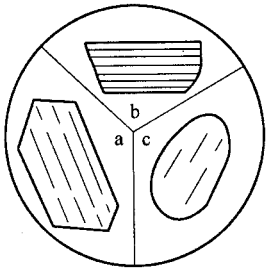


图 1－3－2　结晶程度和解理

2. 解理及其夹角的测定

解理在矿物部分已介绍过。许多矿物都具有解理，但不同矿物解理的方向、完善程度、组数及解理夹角不同，所以解理是鉴定矿物的重要依据。

在磨制薄片时，由于机械力的作用沿解理面的方向形成细缝。在粘矿片的过程中，细缝又被树胶充填。由于矿物的折射率与树胶的折射率不同，光通过时发生折射作用，而使这些细缝显示出来，所以矿物的解理在薄片中表现为一些平行的细缝，称为解理缝。根据解理的完善程度不同，解理缝的表现情况也不同，一般可分为 3 级：

(1)极完全解理　解理缝细密而直长，贯穿整个矿物晶粒，如黑云母(图 1－3－2b)。

(2)完全解理　解理缝较稀、粗，且不完全连贯，如角闪石(图 1－3－2a)。

(3)不完全解理　解理缝断断续续，有时只能看出解理的大致方向，如橄榄石的解理。

解理缝的清晰程度，除了与解理的完善程度有关外，还受矿物与树胶的折射率的相

对大小控制，两者相差愈大，解理缝愈清楚；反之解理缝就不清楚。所以有些矿物虽有解理，但由于折射率与树胶相近而在薄片中看不到解理或解理缝不明显，如长石类矿物就是如此。

解理缝的宽度除了与解理的性质有关外，还与切面方向有关。当切片垂直解理面时，解理缝最窄，并代表解理的真实宽度，此时提升镜筒，解理缝不向两边移动，如图 1－3－3。当切片方向与解理面斜交时，则解理缝必然大于真实宽度，如图 1－3－3。这时提升镜筒。解理缝要向两边移动。当切片方向与解理面的夹角（α）逐渐增大，则解理缝逐渐变宽，而且越来越模糊。当 α 角增大到一定程度解理缝就看不见了，这个夹角称为解理缝的可见临界角。另外切片方向与解理面平行时也看不到解理缝。所以有解理的矿物，在薄片中不一定都能看到解理缝，主要受切面方向的控制。

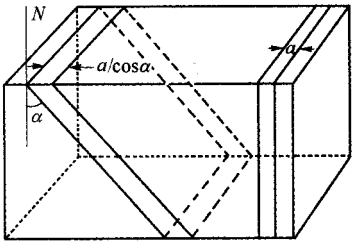


图 1－3－3　解理缝宽度与切片方向的关系

解理夹角的测定：有些矿物具有 2 组解理，如角闪石和辉石。具 2 组解理的矿物，其解理夹角是一定的，所以测定其夹角也可帮助我们鉴定矿物。解理夹角在矿物晶体中是一定的，但在切片中由于切片方向不同，其解理角大小有一定差别。只有同时垂直于 2 组解理面的切面才能反映出 2 组解理的真正夹角。所以测定解理夹角时，必须选择垂直于 2 组解理面的切面，这种切面的特点是：2 组解理缝清楚，提升镜筒时，解理缝不向两边移动。

测定解理夹角的步骤如下：

（1）按上述原则选择垂直于 2 组解理面的切面。

（2）转动载物台，使一组解理缝平行十字丝竖丝如图 1－3－4a 所示，记下载物台读数 a。

（3）旋转物台，使另一组解理缝平行目镜竖丝，如图 1－3－4b，记下物台读数 b，两次读数之差即为解理夹角。

3. 颜色和多色性、吸收性

矿物的颜色是由光波透过矿片时经过选择性吸收后而产生的。若矿物对白光中各

色光吸收程度相等，即均匀吸收，则矿物为无色透明。若是对白光中各色光是选择性吸收，则光通过矿片后，除去吸收的色光，其余色光互相混合，就构成该矿物的颜色。

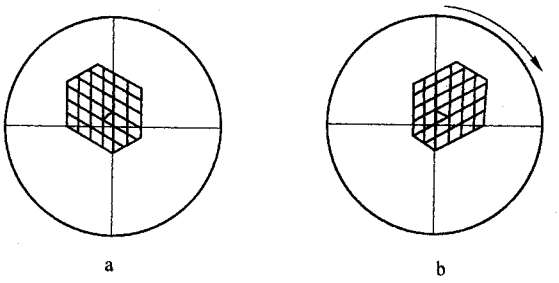


图 1－3－4　解理夹角的测定

颜色的深浅（又称颜色的浓度），是由矿物对各色光波吸收能力大小决定的，吸收能力大颜色就深，反之就浅。吸收能力除与矿物本身性质有关外，还与薄片的厚度有关。

均质体矿物只有 1 种颜色，而且颜色深浅无变化。非均质体矿物的颜色和颜色深浅是随方向而变化的。因非均质体的光学性质随方向而变化，对光波的选择性吸收和吸收能力，也随方向而变化。因此在单偏光镜下旋转物台时，许多具有颜色的非均质体矿物的颜色和颜色深浅要发生变化而构成了所谓多色性和吸收性。

多色性是指矿片的颜色随振动方向不同而发生改变的现象。

吸收性是指矿片的颜色深浅发生变化的现象。

非均质体矿物的选择性吸收与矿物本身的光学性质有密切关系，一般可用光率体主轴来表示。

例如：一轴晶矿物有 2 个主要颜色，与主轴 N_e 和 N_o 相当，称二色性矿物。如：一轴晶电气石的多色性为：N_o = 深蓝色，N_e = 浅紫色，并将此称为多色性公式。又因 N_o 方向的颜色比 N_e 方向的颜色深，表示 N_o 方向吸收能力较强，即 $N_o > N_e$，称吸收性公式。

二轴晶矿物有 3 个主要颜色，分别与光率体的 3 个主轴 N_g、N_m、N_p 相当，称三色性矿物。如二轴晶角闪石的多色性为 N_g = 深绿色、N_m = 绿色、N_p = 浅黄绿色。吸收性公式：$N_g > N_m > N_p$，称正吸收 如果与此相反 $N_p > N_m > N_g$ 则称反吸收。

在观察矿物的多色性及吸收性时要多选一些颗粒，尤其是应选一些定向切面，如垂直光轴的、平行 N_o、N_e 的切面或是平行 N_g、N_p 的切面。

4. 薄片中矿物的边缘、贝克线、糙面及突起

薄片中的矿物，由于与树胶的折射率有差别，在单偏光镜下，当光通过两者的交界处时要发生折射、反射作用，从而产生一些光学现象，表现为边缘、贝克线、糙面及突起。

(1)矿物的边缘与贝克线　在 2 种折射率不同的物质接触处,可以看到比较黑暗的边缘,称矿物的边缘。在边缘的附近还可看到一条比较明亮的细线,升降镜筒时,亮线发生移动,这条较亮的细线称为贝克线或光带。

边缘和贝克线产生的原因主要是由于相邻两物质折射率值不等,光通过接触界面时,发生折射、反射引起的(图 1－3－5)。在图 1－3－5 中,$N > n$、F_1F_1、F_2F_2、F_3F_3 为焦点平面及升降顺序,该图共介绍 4 种接触关系,其结果均是光线在接触处均向折射率高的一方折射,这样就使接触界线一边光线相对减少,而形成矿物的边缘,边缘的粗细、黑暗程度与两物质折射率差值大小有关,差值愈大边缘愈粗愈黑。而在接触界线的另一边,光线相对增多而形成贝克线。如果慢慢提升镜筒,即由 F_1F_1 上升至 F_2F_2,可见到贝克线向折射率大的一方移动,否则相反。贝克线的灵敏度很高,两物质折射率相差在 0.001 时,贝克线仍清楚。因此贝克线常用来测定相邻两物质折射率的相对大小。

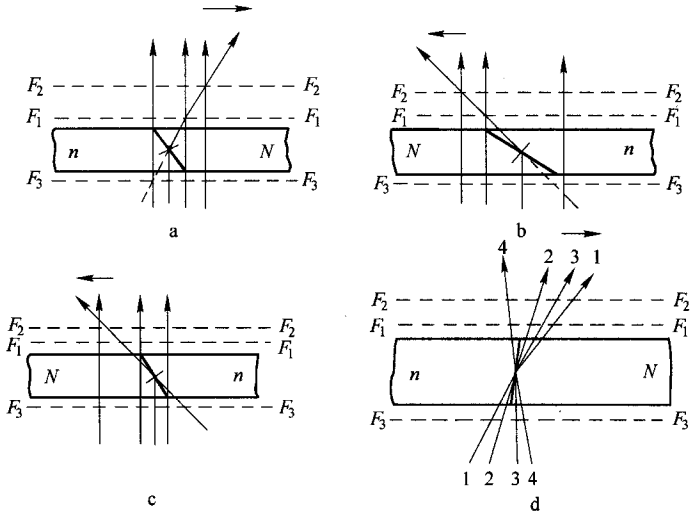


图 1－3－5　贝克线的成因及贝克线的移动规律

(2)矿物的糙面　在单偏光镜下观察矿物表面时,可以看到某些矿物表面比较光滑,某些矿物表面显得较为粗糙而呈麻点状,好像粗糙皮革一样,这种现象称为糙面。其产生的主要原因是矿物薄片表面具有一些显微状的凹凸不平,覆盖在矿片上的树胶折射率又与矿片的折射率不同。光线通过两者之间的界面,将发生折射,甚至全反射作用,致使矿片表面的光线集散不一,而显得明暗程度不同,给人以粗糙的感觉。一般是两者折射率差值愈大,矿片表面的磨光程度愈差,其糙面愈明显。

(3)矿物的突起　在薄片中,各种不同的矿物表面好像高低不相同,某些矿物显得表面高一些,某些矿物则显得低平一些,这种现象称为突起(图 1－3－6)。矿物的突起现象

仅仅是人们视力的一种感觉，在同一薄片中，各个矿物表面实际上是在同一平面上。所以会产生高低的感觉，主要是由于矿物折射率与树胶的折射率不同所引起的。两者折射率值相差愈大，矿物的边缘愈粗，糙面愈明显，因而使矿物显得突起很高，否则相反。所以矿物的突起高低，实际上是矿物边缘与糙面的综合反映。树胶的折射率等于 1.54，折射率大于树胶的矿物属正突起，折射率小于树胶的矿物属负突起。区别矿物突起的正负必须借助于贝克线。当矿物与树胶接触时，提升镜筒，贝克线向矿物内移动时属于正突起，贝克线向树胶移动属于负突起。

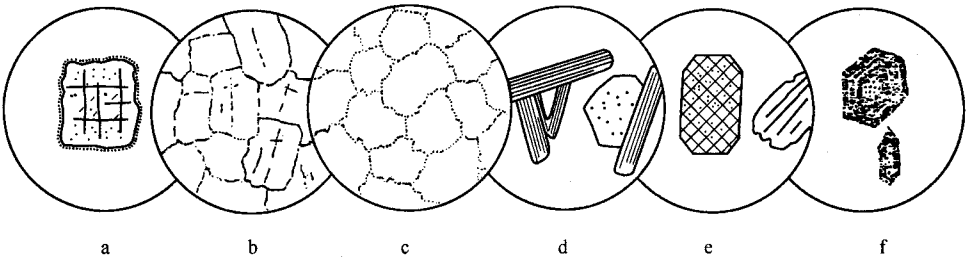


图 1－3－6　突起等级示意图

a—负高突起；b—负低突起；c—正低突起；d—正中突起；e—正高突起；f—正极高突起

根据矿片边缘、糙面的明显程度及突起高低，突起等级可以划分为 6 个等级，见表 1－3－1。

表 1－3－1　突起等级

突起等级	折射率	糙面及边缘等特征	实　例
负高突起	＜1.48	糙面及边缘显著，提升镜筒，贝克线向树胶移动	萤　石
负低突起	1.48～1.54	表面光滑，边缘不明显，提升镜筒，贝克线向树胶移动	正长石
正低突起	1.54～1.60	表面光滑，边缘不清楚，提升镜筒，贝克线向矿物移动	石英，中长石
正中突起	1.60～1.66	表面略显粗糙，边缘清楚	透闪石，磷灰石
正高突起	1.66～1.78	糙面显著，边缘明显而且较粗	辉石，十字石
正极高突起	＞1.78	糙面显著，边缘很宽	榍石，石榴石

由此可以看出，矿物的边缘、糙面明显程度以及由此而表现出的突起高低，都是反映矿物折射率与树胶折射率的差值大小。差值愈大，矿物的边界与糙面愈明显，则突起愈高。

二、油浸法测定折射率

测定折射率的方法有数种，油浸法被认为是一种测定折射率既方便又有效的方法。

所谓油浸法，就是将欲测物质的碎屑浸没在折射率已知的浸油中，比较欲测物质与浸油的折射率，通过一系列浸油的更换，直到矿物与浸油的折射率相等为止，这时浸油的折射率便是欲测物质的折射率。

当用油浸法测定晶体折射率时，还需观察晶体的其他光学性质，如晶形、颜色、多色性、延长符号、消光类型、轴性和光性符号等。通过油浸法对晶体可以进行全面的观察，所以油浸法已成为鉴定透明矿物的一个完整的领域。

(一)浸油的配制及其折射率值测定方法

1. 浸油的配制

用油浸法测定晶体折射率，需配制二套已知折射率的浸油，相邻浸油折射率差值通常是在 0.01 ~ 0.03 之间。一套为低折射率浸油 $N = 1.400 \sim 1.700$，其间隔大多采用 0.003，约 100 瓶；另一套为高折射率浸油 $N = 1.700 \sim 2.100$，其间隔多为 0.01。

浸油的配制方法有 3 种，即液体与液体混溶；固体溶于液体中；固体与固体混熔。

配制低折射率浸油，主要是第 1 种方式，即利用不同折射率的液体，按一定比例混合而成。混合后的浸油体积不小于 20mL，否则将影响折射率的正确性。用以配制浸油的液体，最好符合下述要求：无色或近于无色；油液不应与被研究的物质起反应；各种液体可以任意比例互相混合；挥发性不强；没有剧毒。配好的浸油要存放在特别的浸油瓶中。

配制浸油可用以下公式：

$$\begin{cases} VN = N_1 N_1 + V_2 N_2 \\ V_1 + V_2 = V \end{cases}$$

式中　V——需配浸油的体积；

N——需配浸油的折射率值；

V_1、V_2——2 种浸油原料所需的体积；

N_1、N_2——2 种浸油原料的折射率。

配制一套低折射率浸油($N = 1.400 \sim 1.700$)只需要有 5 ~ 6 种油液即可，见表 1 - 3 - 2。

表 1 - 3 - 2　配制浸油的原液

油　液	折射率值(20℃)	油　液	折射率值(20℃)
水	1.333	氯代萘	1.634
甘　油	1.472	溴代萘	1.658
液体石蜡	1.470	二碘甲烷	1.740

高折射率浸油的配制，一般有以下几种：

(1)硫溶于二碘甲烷，$N = 1.74 \sim 1.78$；

(2)各种碘化物溶于二碘甲烷，$N = 1.74 \sim 1.86$；

(3)硫加磷溶于二碘甲烷，$N = 1.74 \sim 2.02$；

(4)三溴化砷、硫、二硫化砷与二碘甲烷混合，$N = 1.74 \sim 2.00$；

(5)配制 $N > 2.00$ 的浸油，一般只能用低熔点混合固体，如硫加硒，可配出 $N = 1.99 \sim 2.92$ 溴化铊加碘化铊，可配出 $N = 2.20 \sim 2.90$。

现介绍硫和磷溶于二碘甲烷高折射率浸油的配制。以磷∶硫∶二碘甲烷 = 8∶1∶1 的质量比分别称量后，将硫粉先溶于二碘甲烷中，待溶解完毕后掺一层蒸馏水，然后将已切成小块的黄磷迅速逐一加入，边加边搅，可观察到随着黄磷溶解量的增加，黄色胶状液体的稠性逐渐降低，颜色也逐渐变浅，最后成为透明均匀的浅黄色的磷液，此时 $N \approx 2.04$，如果磷液不透明，可稍加热到 40 ~ 50℃(过热是有害的)。为了防止浸油自燃，每瓶浸油须注入蒸馏水，并放置在金属盆内妥善保存。

2. 浸油折射率的测定

配制成的浸油，用折射仪测定其折射率大小，现介绍 2 种折射仪。

(1)阿贝折射仪

阿贝折射仪能测定液体或固体的折射率，其中以测液体折射率为主。测定范围 $N = 1.300 \sim 1.700$，现在有一种新型的阿贝折射仪能测定 1.86 的折射率值。用上海光学仪器厂生产的阿贝折射仪测定折射率值的简单操作步骤如下：

①将浸油滴在阿贝折射仪双棱镜盒内的下棱镜上，合上双棱镜并锁紧棱镜盒手柄。

②调节反光镜，使视域明亮，旋转棱镜转动手轮，至镜筒出现明暗分界线。

③转动消色棱镜手轮消除色散，至镜筒内出现清晰的黑白界线。再旋转棱镜转动手轮，使黑白线移至十字丝中心。

④在读数镜筒中通过读数线读出浸油折射率值，可直接读至小数点后第 3 位数值，还可估计小数点后第 4 位数值。测完后，必须将棱镜上的浸油擦洗干净。

新购买或长期未用的折射仪，需用阿贝折射仪中所附的标准玻璃块(上刻有折射率值)对折射率刻度值进行检查和校正。其校正方法如下：

①把阿贝折射仪放平，打开棱镜盒上的照明圆孔，使棱镜的光面朝上，滴一滴浸油(其折射率大于标准玻璃块的折射率)，再放上标准玻璃块，并排除气泡。

②旋转棱镜转动手轮，使读数镜中的读数位于标准玻璃块折射率值处。

③转动消色棱镜，使望远镜视域中出现清晰的黑白界线。如果黑白界线通过十字丝中心，说明阿贝折射仪正常 如果界线不通过十字丝中心，扭动校正螺丝(位于望远镜筒前方)，将黑白界线移至十字丝中心为止。

阿贝折射仪操作简便，能直接读数，精度可达 $0.0004 \pm$，故使用广泛。具有消色差棱

镜系统,能得出液体的平均色散,配合单色仪可作出色散曲线,有热水装置,可作出温度变化曲线,从而得出温度系数。

(2)反射单圈测角棱镜折光仪

该折射仪又称单圈测角仪。这种仪器精度高,测定范围大,不仅可测液体,而且可测固体。其缺点是仪器昂贵且调整、校正和计算较麻烦,故没有像阿贝折射仪那样使用普遍。

(二)浸油薄片的制备

浸油薄片制备按如下步骤进行:

(1)将欲测矿物(晶体或非晶体)敲碎成均匀的细粒,直径一般为 0.03 ~ 0.05mm。破碎时注意不要研磨,以保持物质碎屑的原始状态,防止颗粒上粘有很多细小的粉末。

(2)取少量矿物碎屑(10 ~ 20 颗)置于载玻璃中央,用小刀将碎屑均匀地散开。

(3)用盖玻璃将矿物碎屑盖上,盖玻璃只要一般盖玻璃的 1/4 大小,不宜过大。

(4)用浸油瓶中的滴管,取少量浸油,使滴管末端靠近盖玻璃边缘,依靠毛细管作用,使浸油慢慢浸满盖玻璃与载玻璃之间的空隙,并且到没有气泡存在为止,欲测矿物被浸油包围起来。浸油不宜过多,否则被测物质会浮动而影响观察。

薄片制成后即可进行鉴定,此时载物台最好平放,以免被测矿物滑动。

实际工作时需要不断地更换浸油,若矿物碎屑少,可用滤纸将浸油吸出,然后更换新油,为了保证有足够的精确度,应以同样方法滴入浸油,将碎屑薄片用新浸油冲洗 2 ~ 3 次后,再滴入新浸油进行测定;若碎屑量多,可将浸油薄片洗掉,重新制片。

(三)在碎屑油浸薄片中,比较矿物与浸油折射率值大小的方法

1. 贝克线法

比较矿物与浸油折射率大小的原理,和薄片中比较不同矿物折射率的原理相同。根据贝克线移动规律来测定矿物的折射率。提升镜筒,贝克线向矿物移动,说明矿物的折射率大于浸油;反之,浸油的折射率大于矿物。若用单色光观察时,当矿物的边缘和贝克线都消失时,则矿物折射率与浸油折射率相等或近于相等。

2. 色散法

在白光照射下,当矿物与浸油折射率相差很小时(0.010 以下),在矿物与浸油接触边缘处,往往出现蓝色与橙黄色 2 条色带。这是由于浸油与矿物的折射率色散不同所引起的。浸油的折射率色散一般比矿物的折射率色散大。浸油的色散曲线较陡,矿物的色散曲线较平缓。两条色散曲线的交点不同,产生的色散情况不同,提升镜筒,色带的移动情况也不同。

(1)当矿物的折射率大于浸油时(图 1 - 3 - 7),对于蓝光,矿物的折射率与浸油相等;

而对于黄光,矿物的折射率大于浸油。此时,提升镜筒,橙黄色色带向矿物移动,而浅蓝色色带几乎不动(图 1－3－7b、c)。

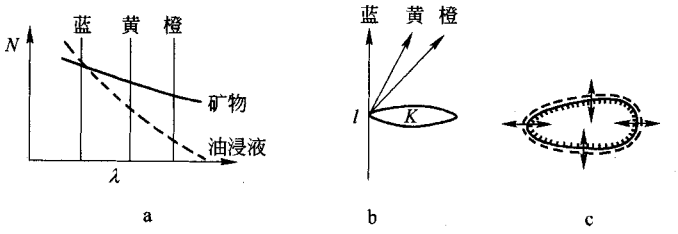


图 1－3－7　当矿物折射率大于浸油时,色带形成原理及提升镜筒时色带移动规律
(箭头方向代表色带移动方向,箭头长短代表色带移动速度)

(2)当矿物的折射率小于浸油时(图 1－3－8),对于蓝光,矿物的折射率小于浸油 对于橙光,矿物的折射率与浸油相等。此时,提升镜筒,浅蓝色带向浸油移动。而橙黄色带几乎不动(图 1－3－8b、c)。

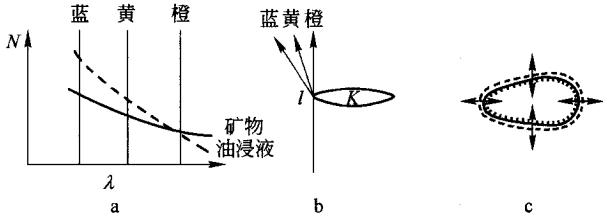


图 1－3－8　当矿物折射率小于浸油时,色带形成原理及提升镜筒时色带移动规律

(3)矿物折射率与浸油折射率相等(对黄光的折射率相等)时图(1－3－9),对于黄光矿物的折射率与浸油相等 对于蓝光,矿物的折射率小于浸油 对于橙光,矿物的折射率大于漫油。此时,提升镜筒,橙黄色色带向矿物移动,浅蓝色色带向浸油移动,而且两者的移动速度与色带宽度近于相等(图 1－3－9b、c)。

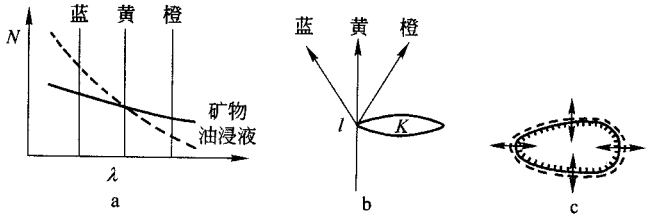


图 1－3－9　当矿物折射率等于浸油时,色带形成原理及移动规律

3. 斜照法

矿物碎屑一般中间厚,边缘薄,近似透镜状,当矿物碎屑比浸油折射率高时,使透过矿物碎屑的光集中,反之则使透过矿物碎屑的光分散,如图 1－3－10 所示。若在显微镜的光路上放一隔板,挡去部分光线(有时可推入部分上偏光镜代替隔板),结果使矿物颗粒一边暗,一边亮,由于显微镜中看到的是倒像,使亮边与暗边位置与实际位置相反。

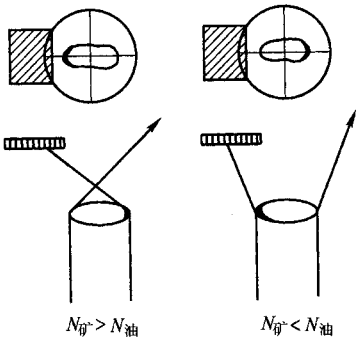


图 1－3－10　斜照效应

从图 1－3－10 中看出,当矿物碎屑折射率高于浸油时,暗边与隔板在同侧。当矿物碎屑折射率低于浸油时,暗边与隔板在异侧。用白光时,当矿物碎屑折射率与浸油折射率相近时,斜照法也见到色散现象,矿物碎屑靠近视域黑暗的一边出现蓝色,另一边则出现橙色。

斜照法的优点是,同时能把全部视域中的各种折射率不同的矿物碎屑和浸油进行对比,缺点是当矿物碎屑与浸油折射率相近时 斜照法不如以上方法精确。

(四)油浸法测定矿物折射率值的步骤

将矿物油浸薄片置于正交偏光镜下,若所有矿物颗粒均为全消光,则此矿物为均质体 若矿物碎屑具有干涉色,旋转物台呈四明四暗,则此矿物为非均质体。

1. 均质体矿物折射率的测定方法

均质体只有一个折射率,利用贝克线和色散条带比较浸油与矿物折射率的相对大小可测得矿物折射率。通过不断换油,直到矿物与浸油折射率相等,或介于成套浸油相邻两瓶浸油之间为止。

根据矿物在浸油中突起高低、轮廓的明显程度确定换油间距。如果突起高,轮廓明显,换油可间隔几瓶,反之则需按次序换油。每次观察结果,必须记录如下(举例):

第 1 次 浸油折射率 = 1.652,矿物折射率 < 浸油,轮廓明显,突起较高。

第 2 次 浸油折射率 = 1.571,矿物折射率 < 浸油,轮廓不太明显,突起低。

第 3 次 浸油折射率 = 1.568，矿物折射率 < 浸油，轮廓很不明显，突起很低。

第 4 次 浸油折射率 = 1.565，矿物折射率 > 浸油，轮廓极不明显，突起低。

从以上记录可知，碎屑折射率介于 1.568 ~ 1.565 之间，应为：

$$\frac{1.568 + 1.565}{2} = 1.5665$$

2. 非均质体矿物折射率的测定方法

选择一个干涉色最低的颗粒，在锥光镜下确定轴性和光性。若为二轴晶可估计 $2V$ 大小。

(1)一轴晶主折射率的测定方法　在油浸薄片中选择同种矿物干涉色最高的颗粒，在锥光镜下为瞬变干涉图，则此切面为一轴晶平行光轴的主切面。在此切面上可测定 N_e 和 N_o 两主折射率。先使 N_e 平行 PP，推出上偏光镜，比较 N_e 和浸油折射率的相对大小 转动载物台，使 N_o 平行 PP，比较 N_o 与浸油折射率的相对大小。通过不断换油即能测出 N_e 和 N_o 值。

平行光轴切面的矿物，一般不易找到，在换油时，最好采用吸油的方式换油。

(2)二轴晶主折射率的测定方法　二轴晶有 N_g、N_m、N_p3 个主折射率，其测定方法如下：

测定二轴晶主折射率，必须寻找垂直一个光轴和平行光轴面的 2 种定向切片。垂直一个光轴切片在正交镜下为全消光或灰黑色。在锥光镜下，呈二轴晶垂直一个光轴干涉图。这种切片的光率体切面为圆切面，其半径等于 N_m，以任何方向平行 pp，其折射率均为 N_m，其测定方法与均质体相同。如果找不到垂直光轴的矿物颗粒，可找垂直光轴面的斜交光轴切面。此颗粒的特点是干涉色较低。干涉图的特点是当光轴面平行 PP 或 AA 时，为一直的黑臂，而且黑臂通过视域中心并平分视域。此时垂直黑臂的方向为 N_m。使 N_m 平行 PP，在单偏光镜下比较 N_m 与浸油折射率的相对大小。通过不断换油，即能测出 N_m 的大小。

选一个平行光轴面的颗粒，测定 N_g、N_p 值。此颗粒干涉色最高，锥光镜下显瞬变干涉图。在正交镜下确定 N_g 与 N_p 的方向，使 N_g 平行下偏光镜，推出上偏光镜，比较 N_g 与浸油折射率的相对大小，转动载物台 90°，使 N_p 平行下偏光镜，比较 N_p 与浸油折射率的相对大小。通过不断换油，能测出 N_g、N_p 的折射率值。

在垂直 B_{xa} 或垂直 B_{xo} 的切片上也可测定 N_m 值。除 N_m 外，还可测 N_g 或 N_p 值。

测定二轴晶的 3 个主折射率时，因定向切片不易找到，故一般采用吸油方式换油。为了避免换油时颗粒方位变动，在制备薄片时，可选用 5% 的透明胶将矿物颗粒粘在载玻璃上。

第二节　矿物的反光显微镜鉴定

一、矿物的反射率与双反射

(一)反射率与双反射的概念

反射率是表示矿物磨光面反光能力的参数,用符号 R 表示,它是反光显微镜下垂直入射光经矿物光面反射后的反射光强度(I_r)与原入射光强度(I_i)的比率,用百分数表示,即:

$$R = I_r / I_i \times 100\%$$

反射率与矿物的折射率(N)及吸收系数(K)之间存在下列关系:

$$R = \frac{(N-n)^2 + K^2}{(N+n)^2 + K^2}$$

式中,n 为传播光波之介质的折射率,介质通常为空气或浸油。以空气为介质时,其折射率 $n=1$,上式成为:

$$R = \frac{(N-1)^2 + K^2}{(N+1)^2 + K^2}$$

对于透明矿物,其吸收系数 $K=0$,故公式简化为:

$$R = \frac{(N-n)^2}{(N+n)^2}$$

对于不透明矿物,R、N 和 K 三者之间存在下列关系:当 $K<0.5$ 时,R 主要取决于 N;$K=0.5\sim2.0$ 时,只同时取决于 N 和 K;当 $K>2.0$ 时,及主要取决于 K,此时 R 都大于 38%。

反射率是矿物本身固有的属性,不同的矿物具有不同的反射率值(1-3-3),如白光下自然银的反射率为 95%,而萤石的反射率仅为 3%,两者相差 30 多倍。可见,反射率是鉴定矿物(尤其是透明度低的矿物)的重要特征。

属于高级晶族的等轴晶系矿物只有 1 个反射率值,其他晶系的矿物反射率随晶体方向而变化,当旋转物台时,表现为矿物亮度的改变,这种反射率随方向而变化的现象称为矿物的双反射。属于中级晶族的四方晶系、三方晶系和六方晶系的矿物有 2 个主反射率 R_0 和 R_e,而属于低级晶族的三斜晶系、单斜晶系和斜方晶系的矿物有 3 个主反射率 R_g、R_m 和 R_p。

表 1－3－3　几种矿物的反射率

矿物名称	蓝　光 (470nm)	绿　光 (546nm)	黄　光 (589nm)	红　光 (650nm)	白　光
自然银	92.2	94.3	95.1	94.8	95
黄铁矿	45.6	52.0	53.4	54.3	53
方铅矿	46.3	42.7	42.2	41.7	43
黝铜矿	31.6	32.2	31.8	30.2	30
闪锌矿	17.7	16.6	16.4	16.1	17
萤　石	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0

(二)反射率与双反射的测定

测定矿物反射率的方法较多,归纳起来,可分为光学法和光电法两大类,前者以视测对比法用得最广,后者以光电倍增管法最为有效。

1. 视测对比法

视测对比法是在显微镜下用肉眼观察未知矿物的亮度,并与已知反射率的矿物进行比较的方法。通常用黄铁矿、方铅矿、黝铜矿和闪锌矿 4 种矿物作标准,将欲测矿物与标准矿物安装在同一载玻片上,使两者尽量靠近,以便在同一视域中看到互为倒像的 2 个矿物,比较其亮度,便可知道欲测矿物的反射率是比标准矿物高还是低。显然,这是一种定性至半定量的方法,欲测矿物与标准矿物反射率相差较大时,很容易判断两者反射率的高低。当欲测矿物无法与标准矿物在同一视域出现时,可借助‘视觉暂留’来进行比较,即先看一种矿物,以眼睛视觉保存其亮度的印象,与第 2 种出现在视域中的矿物亮度对比。

利用 4 种标准矿物,可将各种欲测矿物的反射率分为以下 5 级:

A　反射率高于黄铁矿的矿物($R > 53\%$)

B　反射率介于黄铁矿和方铅矿之间的矿物($53\% > R > 43\%$)

C　反射率介于方铅矿和黝铜矿之间的矿物($43\% > R > 30\%$)

D　反射率介于黝铜矿和闪锌矿之间的矿物($30\% > R > 17\%$)

E　反射率低于闪锌矿的矿物($R < 17\%$)

这种方法除显微镜外不需专门的仪器设备,简便易行,快速有效,故在实际工作中被广泛采用。

矿物的双反射仍在单偏光镜下观察。对于同种矿物的集合体,要仔细观察不同颗粒的亮度变化,判断是否有亮度差异;对于单个颗粒,则要旋转物台,看其亮度是否有变化。观察结果可分为 3 级:明显、可见和无。

2. 光电倍增管法

光电倍增管法利用光电效应测定矿物的反射率。物质在光的作用下发射电子的现象即光电效应,此时物质释放出的电子称为光电子,它在电场中形成的电流称为光电流。光电倍增管由阳极、阴极和多个“二次发射靶屏极”组成。光线照射阴极发出光电子,多次落入“二次发射靶屏”上,产生二次电子,使光电流放大几百万倍。在阳极,输出电流被灵敏检流计测定。光电效应的基本定律表明,在单位时间和单位面积内,受光照射物质释放出的电子数与入射光的强度成正比。因此,只要分别测取标样与欲测矿物的光电流强度,就可根据标样的反射率计算出欲测矿物的反射率。当前使用的光电倍增管测微光度计带有微处理机,可直接读数和打印结果。

使用光电倍增管测微光度计测定矿物的反射率时,只要标样正确、光片质量好、安装水平、控制温差、避免震动以及精确准焦等,就能达到很高的灵敏度。所以,该方法被国际矿相学委员会规定为定量测定矿物反射率的标准。

(三)影响反射率和双反射的因素

以下因素会影响反射率和双反射的正确测定,必须注意。

(1)光源　光源强度及入射光波长对反射率影响很大。光源越强,反射率就越高;波长改变,反射率也随之改变(表 1-3-3)。可见,测定反射率时,对标样和欲测矿物要保持相同的测试条件。

(2)光片　光片表面磨光质量要高,做到无擦痕、麻点或氧化膜等,否则会降低矿物的反射率。此外,光片必须严格压平,若光片表面与入射光不垂直,则会影响反射光的方向,降低矿物的反射率。

(3)其他因素　浸没介质、放大倍数、焦距、内反射及温差等因素均能影响反射率的高低。

二、矿物的反射色与反射多色性

(一)反射色与反射多色性的概念

矿物光片在单偏光镜下呈现的颜色称为矿物的反射色。反射色随矿物方位而变化的现象称为反射多色性。反射色与肉眼观察矿物标本时的颜色有所不同,它是由矿物磨光面对镜下光线直射时的选择性反射作用造成的“表色”。当矿物光面对白色入射光中各波长的光近似等量反射时,这些矿物的反射色就呈现白色至灰色;当矿物对某一波长的光反射较强时,反射色就呈该波长的颜色。如方铅矿对白色入射光近似等量反射,故方铅矿的反射色为白色;而黄铜矿对黄色波段的光反射强烈,故反射色呈黄色。

矿物的反射色可用反射率色散曲线来解释。反射率色散是指矿物反射率随入射光波长不同而异的现象。以波长为横坐标,反射率值为纵坐标,即可作出反射率色散曲线

图(图 1－3－11)。从图 1－3－11 可知,自然铜的反射率色散曲线在黄、橙和红波段急剧上升,故反射色呈这 3 种颜色的综合色;黄铁矿的色散曲线则在黄和橙波段明显上升,故呈淡黄色。

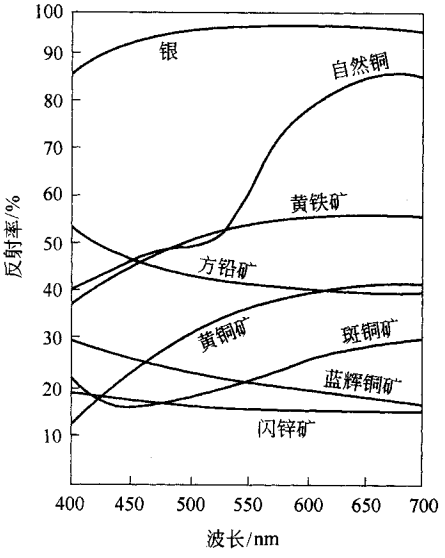


图 1－3－11　矿物反射率色散曲线

(二)反射色与反射多色性的测定

反射色和反射多色性的测定,有镜下肉眼观察和仪器测量 2 种测定方法,相应有定性描述和定量记录 2 种表示方法。

定性描述是将肉眼观察到的颜色用文字描述的办法记录下来,如方铅矿的反射色描述为‘白色’,黄铁矿为‘淡黄色’等。对于反射多色性,可分为‘明显、可见和无’3 级,其中前 2 个级别应尽可能描述颜色的变化情况,如毒砂的反射多色定性可描述为:可见(微蓝－淡桔色)。由于颜色的过渡类型多,而且描述起来常是因人而异,所以仅靠视觉来区别以及用词汇来表达是很困难的。

为了克服以上困难,可应用色度学的原理和方法,用数字来定量表示矿物的反射色。在色度学中,用色调、纯度和亮度 3 个要素来表示颜色。色调也称色相,是指颜色的种类,可用反射光的主波长(λ_d)表示,它与反射率色散曲线主峰的波长值相当。纯度也称饱和度,用符号 P_e 表示,指颜色的纯粹程度,可用色光与白光的比例来定量,纯光谱色最大为 1(100%),随颜色变淡纯度值逐渐变小,直至纯白色时纯度为零。亮度也称明度,是指颜色的明亮程度,用绿光下矿物的反射率(R_{vis})表示。

矿物的反射色可用色调(λ_d)、纯度(P_e)、亮度(R_{vis})以及色度坐标(x,y)来表示,它

们统称为颜色指数，表 1－3－4 列出了一些矿物的颜色指数，其中 R_{vis} 需要测定，λ_d 和 P_e 可在国际照度委员会规定的 XYZ 系统标准色度图上求得。色度坐标 x 和 y 由下式计算：

$$x = X/(X + Y + Z)$$

$$y = Y/(X + Y + Z)$$

式中 X 代表红色，Y 为绿色，Z 为蓝色，即所谓的三原色。可见光谱中任何色光都可由这 3 种色光按一定的比例混合而成，若三原色的光按等量混合即为白光。

表 1－3－4　一些矿物的反射色颜色指数

矿物名称	R_{vis}	x	y	λ_d	P_e
自然金	75.3	0.400	0.398	578	0.399
自然铜	64.9	0.392	0.358	588	0.251
黄铁矿	53.9	0.352	0.359	574	0.132
方铅矿	43.2	O.325	0.324	473	0.037
黝铜矿	31.4	0.332	0.336	516	0.005
磁铁矿	20.4	0.333	0.334	557	0.001
闪锌矿	16.7	0.324	0.325	478	0.038

（三）影响反射色和反射多色性的因素

（1）光源　光源的强度与色调能影响矿物的反射色。当光源较弱时，反射色会偏黄。为了滤去光源中多余的黄光，显微镜上配备有蓝色滤色片。调节光源时，以方铅矿的白色作为标准。

（2）光片　与测定反射率时对光片的要求类似，光片的磨光质量要高，安装必须正确。当光片表面存在氧化膜时，会出现各种彩色，故光片必须保持新鲜和清洁的表面。

（3）周围矿物的影响　矿物的反射色是指一种矿物单独出现时的反射光颜色。当 2 种或多种不同颜色的矿物出现在一起时，就会干扰人的视觉，称为视觉色变效应。如黄铁矿在镜下单独出现时呈淡黄色，若和白色的方铅矿在一起时，黄色就更明显；若黄铁矿与铜黄色的黄铜矿或金黄色的自然金共生时，黄色特征就变得不明显，甚至被误认为是白色。可见，观测不同矿物集合体的反射色时要注意视觉色变效应。

三、矿物的内反射

（一）内反射的概念

当光线照射到具有一定透明度的矿物光片表面时，除反射光外，有一部分光线能折射透入矿物内部，若遇到矿物内部的某些界面（如解理、裂隙、空洞、晶粒、包裹体等），光线可以被反射出来或散射开，这种现象称为矿物的内反射。如果反射出来的光线没有色

散现象，则仍为白光，如发生色散，则可显示颜色，称为内反射色。内反射也即光线在矿物内部发生的反射，所呈现的内反射色是矿物的体色，而前述的反射色是矿物的表色。体色和表色互为补色，互补明显程度与矿物的透明度密切相关。

透明矿物可使大量的光线透过，反射光极弱。因此，反射色多为灰色－灰黑色，所带色调很弱，即颜色的纯度很小。由于透射光量大，内反射现象很明显，若色散显著，还可呈现强烈的内反射色，如孔雀石呈现鲜艳的翠绿色、蓝铜矿呈现特征的蓝色等。透明矿物反射色与内反射色的互补现象一般不明显，肉眼观察矿物的颜色与内反射色相同或相近。

半透明矿物的透射光和反射光都较强，所以内反射色和反射色都比较强烈，两者的互补关系较明显。肉眼观察矿物的颜色与内反射色或反射色都不一致，它是内反射色和反射色的综合色。如赤铁矿肉眼观察一般为褐红色，反射色为灰白色微带蓝色色调，内反射色则为深红色，三者都不一样。

不透明矿物不允许光线透过、故不发生内反射现象。如黄铁矿、黄铜矿和方铅矿等金属矿物均无内反射。

由于矿物的透明度与反射率有密切联系，所以内反射现象与反射率之间的关系也十分明显。一般说来，矿物的反射率越高，内反射现象就越不明显。

（二）内反射的测定

测定内反射常用斜照法和正交偏光法 2 种。测定结果可分为“明显、可见和无”3 个级别。对于有内反射的矿物，还应进一步观察和描述内反射色，用括号表示之。如辰砂的内反射现象可记录为 明显（朱红色）。

1. 斜照法

将光源从侧面斜照在光片表面上，使反射光线对称倾斜反射而不进入物镜（图 1－3－12）。当光线斜射到透明或半透明矿物表面时，除被斜反射掉一部分外，其余光线透入矿物内部，遇到倾斜度合适的界面，又从矿物内部反射出来进入物镜，使显微镜视域呈现一定的亮度，并具有透明的视感，即内反射现象。如带有某种颜色则表示矿物有内反射色。

用斜照法观测矿物的内反射现象灵敏度较低，只能观测到内反射很显著的矿物的内反射现象。因此，不要以为斜照时镜下呈黑色的矿物就肯定无内反射。为了提高观测效果，可用斜照光观察矿物的粉末，因为粉末的透光性比块状矿物好。矿物粉末可用钢针或金刚石笔在镜下刻划光片表面而获取。

2. 正交偏光法

该方法是在正交偏光下观察矿物的内反射现象。入射平面直线偏光被矿物表面反

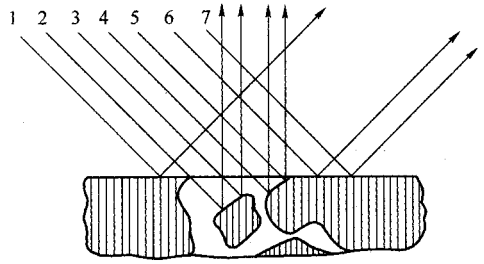


图 3－3－12　斜照法示意图

射时，反射光基本上是直线偏光，从而不能通过上偏光镜，视域呈黑暗状态。但是，射入矿物内部的直线偏光发生反射时的情况就不一样了，因它们被矿物内部的界面反射出来的光波常呈椭圆偏光或发生反射旋转，即一部分内反射光能透过上偏光镜，使视域呈现一定的亮度，这就是正交偏光下的内反射现象。

在正交镜下观察矿物的粉末效果更好。对于内反射现象很微弱的矿物，还可用浸油作介质，观察矿物的粉末，这是观测内反射最有效的方法，因为矿物在浸油中反射率会大大降低，透入矿物粉末内部的光量大为增加，使内反射现象更易显现。

(三)影响内反射测定的因素

(1)光源　由于内反射光相对较弱，故需要用强光源作入射光。光源要用白光，以便观测到正确的内反射色。

(2)入射角　斜照法观察矿物的内反射时，入射角以 30°～45°为宜。观察时，应变换入射光的入射角和方向，以寻求有利的反射角，增加进入物镜的光量，加强镜下的透明视感。

(3)磨料　要避免将堆积在矿物光片裂隙和凹坑中的磨料颜色误认为是矿物的内反射色。

(4)干涉现象　白光倾斜射入石英和方解石等无色透明矿物后，可能会像射入三棱镜似的发生色散，产生干涉现象，使矿物内部显示“彩色”，不要将这种内反射强烈但无内反射色的现象误认为彩色内反射色。

(5)物镜倍数　斜照法只能用低倍物镜或中倍物镜，因高倍物镜工作距离太短，不允许光线按适宜角度照射到光片表面。相反，正交偏光法最好是用高倍物镜，因为透过高倍物镜的光线聚敛作用强，成为各种方向和入射角的斜照光，使矿物显现内反射的机会增大。

(6)非均质性和偏光色　均质矿物任何方向都可用正交偏光法观察内反射，但非均质矿物在正交镜下显非均质性和偏光色，故应在消光位才能正确观察内反射。要区别内反射色和偏光色，只需旋转物台，当改变矿物方位时，内反射色基本不发生变化，而偏光

色会发生明显的变化。

四、矿物的硬度

矿物的硬度是指矿物抵抗外来机械作用力的能力。根据机械作用力的类型，矿物的硬度可分为 3 种情况，即刻划硬度、抗磨硬度和抗压硬度。

（一）刻划硬度

矿物抵抗刻划作用力的能力称为刻划硬度。显微镜下测定矿物刻划硬度方法简便，用钢针（缝纫针）和铜针（用纯铜电线磨制）作工具，刻划矿物的表面，其结果分为 3 级：

（1）高硬度矿物　用钢针刻不动的矿物，如黄铁矿、赤铁矿等。

（2）中硬度矿物　用钢针能刻动，但铜针刻不动。如黄铜矿、闪锌矿等。

（3）低硬度矿物　用钢针刻得动的矿物，如方铅矿、辉钼矿等。

镜下刻划矿物在低倍或中倍物镜下进行，金属针与光片表面成 30° ~ 45°角度较合适。刻划时从左向右划动，不能太用力。刻划后观察光片表面是否留下刻痕。要避免将光片表面被刻动的尘土、污垢、氧化膜或金属针本身的粉末误认为刻痕。

（二）抗磨硬度

矿物抵抗研磨作用力的能力称为抗磨硬度。镜下观测抗磨硬度仅是比较相邻矿物硬度的相对高低，而不能对矿物硬度进行定量或分级。制好的光片尽管肉眼看来很平滑，但在显微镜下仍可表现出高低不平。光片在研磨和抛光过程中，软矿物易磨损而相对凹下，硬矿物不易磨损而相对凸出，使毗连的软、硬矿物之间形成一个斜面（图 1 - 3 - 13）。图 1 - 3 - 13 中的箭头线表示反射光线，在平面部位反射光都垂直向上，但斜面上的光线则向低硬度矿物的方向反射，使得正对矿物交界线的位置显得黑暗，而在交界线外围，由于光线重叠而显得更为明亮，产生一条“亮线”。当提升显微镜筒或下降载物台时，物镜焦点由图中 B 的位置升到 A 的位置，亮线便向低硬度矿物的方向移动。如下降镜筒或上升物台时，物镜焦点也下降，亮线就向高硬度矿物方向移动。从而能比较毗连两矿物硬度的相对高低。

在操作过程中，如亮线不明显，可适当缩小视野光圈，来提高亮线的清晰度。观察亮线移动时，宜采用提升镜筒或下降物台的方法，因采用下降镜筒或上升物台容易将物镜撞在光片上。

（三）抗压硬度

矿物抵抗压入作用力的能力称为抗压硬度。抗压硬度用显微硬度仪测定，硬度仪上安有用硬质合金或金刚石制成的“压头”。外加一定负荷时，可使压头在矿物表面压出压痕。根据负荷和压痕的大小，即可计算出矿物的抗压硬度。

当前，最常用的抗压硬度是维克(Vicker)硬度，其次是诺普(Knoop)硬度。

维克硬度所用的压头为金刚石正方形锥体，各锥面角为 136°(图 1－3－14a)。维克硬度值(H_v)以负荷除以压痕的表面积计算，其公式是：

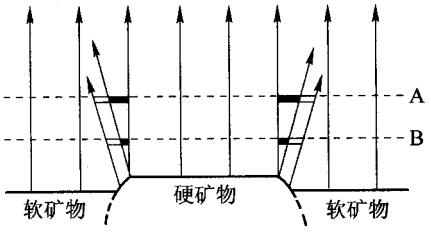


图 1－3－13　垂直入射光线在不同突起矿物光面的反射示意图

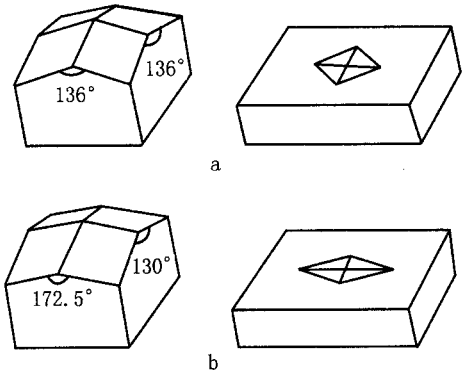


图 1－3－14　维克压头(a)和诺普压头(b)及其相应的压痕示意图

$$H_v = \frac{P}{d^2/[2\sin(136°/2)]} = 1.854P/d^2$$

式中　P——负荷重，kg；

d——正方形压痕的对角线长度，mm。

诺普硬度所用的压头为金刚石菱形锥体，锥体两相邻面之间的夹角分别为 130°和 172.5°，压痕为长的菱形(图 1－3－14b)、诺芦硬度值(H_k)的计算公式为：

$$H_k = \frac{P}{1/2\cot[1/2(172.5°)]\tan(130°)\,d^2} = 14.229P/d^2$$

式中　P——负荷重，kg；

d——长菱形压痕的长对角线长度，mm。

新型的显微硬度仪配有电脑，可直接显示测定结果。

五、矿物的结构

矿物的结构是指矿物晶粒的外部形态特征及内部显微结构，如晶形、解理、双晶和内部环带等，它们均具有鉴定意义。

（一）晶形

由于晶体内的质点排列是遵循某种规律的，所以，理想的晶体都具有固定的一种或几种形态。晶体的天然几何多面体外形称为晶形。由于受形成条件的限制，一些晶体的形态是不规则的，称为他形晶；晶体的部分形态不规则，而另一部分形态规则时，称为半自形晶；形态规则的晶体称为自形晶。自形晶晶体对镜下鉴定矿物具有一定的作用，但要注意，镜下见到的晶体形态是沿晶体某个方向切出的平面，而不是天然晶面的形态。如立方体晶形的黄铁矿，其天然晶面为正方形，但切面形态除了正方形外，还可以呈长方形、三角形和梯形等（图 1－3－15）。因此，观察光片时要注意联想，恢复出乎面形态所代表的立体晶形。

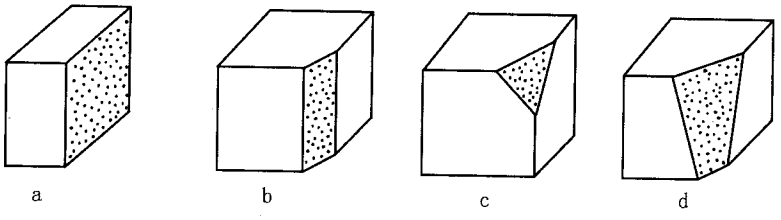


图 1－3－15　从立方体上截出的不同形态的切面

a—正方形；b—长方形；c—三角形；d—梯形

（二）解理

矿物在外力作用下沿晶格中一定方向发生破裂的固有性质称为解理，沿解理裂开的平面叫解理面。解理是由晶体内部结构决定的，同种晶体具有相同类型的解理。矿物学中把同一方向的解理叫做一组。有的矿物只有一组解理，有的具有多组解理。因此，解理可作为鉴定矿物的辅助特征。

根据解理产生的难易程度，可将它们分为 5 级，从易到难，依次称为极完全解理、完全解理、中等解理、不完全解理和极不完全解理。显微镜下一般只能观察到极完全解理和完全解理，通常需要浸蚀光片后才易观察，采用不完全磨光的光片也有利于解理的显现。

有些矿物的解理具有特殊的鉴定意义，如方铅矿的 {100} 三组解理常相交成三角形，

在研磨过程中，解理交汇处易剥落成三角形孔穴，在镜下表现为“黑三角”孔，具有特征

（三）双晶

2 个或多个同种晶体按一定的对称规律形成的规则连生体，称为双晶。根据双晶个体连生的方式，可将双晶分为两大类。晶体的个体相互穿插而形成的双晶称为穿插双晶 如果双晶个体互不穿插，只是以简单的平面相接触而连生在一起，则称为接触双晶。接触双晶可进一步分为简单接触双晶、聚片双晶和环状双晶等类型。

双晶中，相邻 2 个单晶的相应晶面和晶棱通常互不平行。因此，在正交偏光镜下或通过浸蚀后，由于各个单晶的方位不同，消光方位和接受浸蚀的程度也不相同，可出现明暗相间的现象。

（四）环带

有些矿物的晶粒内部，沿晶面方向有一系列环状的纹线和条带，这些环带表现为反射率、反射色、硬度、化学组分、杂质包裹体和孔隙度等方面存在的差异，具有一定的鉴定意义。如含钴和镍的黄铁矿常呈现带浅玫瑰色（含钴）和带紫色（含镍）色调的环带与黄白色（无杂质）的环带交互出现。

矿物晶粒内部的环带结构主要是在矿物形成过程中，由于介质的组分和所在的环境变化而产生的。具体地说，环带结构可由熔体或溶液的结晶以及胶体物质重结晶形成。

六、矿物的浸蚀鉴定

（一）浸蚀鉴定的概念

浸蚀鉴定是指利用某些化学试剂浸蚀矿物磨光面，根据浸蚀反应来鉴定矿物的一种方法。浸蚀反应根据其结果的不同可分为两大类：试剂不与矿物发生反应时称为负反应，试剂与矿物发生某种反应时称为正反应。正反应有以下不同表现：

（1）显结构　试剂溶解掉光片表面的非晶质薄膜，使光片显现出原来被掩盖的解理纹、裂纹、双晶纹、晶粒内部环带结构及晶粒界线等。这种现象统称为“显结构”。

（2）染黑　矿物表面被试剂浸蚀后，变得粗糙不平，入射光反射时成为散射光，浸蚀区在镜下变成灰黑至黑色。这种现象称为“染黑”。

（3）染色　当试剂在溶解矿物的同时，因化学反应产生沉淀物，以带色薄膜的形式留在浸蚀部位。这种现象称为“染色”，如染蓝、染黄等。

（4）晕色　如沉淀物为五色透明的细小晶体，可使光波反射时产生各种干涉色，犹如彩虹。这种现象称为晕色。

（5）晕圈　试剂滴在矿物光面上，有时在液滴四周产生色变，称为“晕圈”或“薰污”。这种现象是由试剂液滴向外发散的气体导致的，属于一种比较特殊的浸蚀反应现象。

(6)发泡　试剂与矿物发生化学反应,产生气体逸出的现象称为“发泡”,或叫“起泡”。

此外,当试剂液滴四周不显“晕圈”,而凝聚有微细的水珠时称为“汗圈”。这种现象属于负反应。

(二)浸蚀鉴定的试剂、用具及操作

浸蚀鉴定一般使用6种标准试剂,它们是1∶1HNO_3、1∶1HCl、20% KCN、20% $FeCl_3$、5% $HgCl_2$ 和 40% KOH。必要时,还可采用 3% H_2O_2 和王水(3份浓 HCl 和 1 份浓 HNO_3)。注意以上试剂中,KCN 有剧毒。

浸蚀鉴定的用具很简单,主要是盛试剂的小瓶、滴管、白金丝滴棒和滤纸等。

浸蚀鉴定按下列步骤操作:

(1)将光片擦净,置于镜下。用低倍或中倍物镜寻找到欲鉴定的矿物颗粒。

(2)用滴管将试剂滴在用蒸馏水冲洗过的白金丝滴棒的端头,再将试剂送到矿物表面。

(3)在 1min 内观察试剂与矿物的反应情况。

(4)1min 后,立即用蒸馏水洗浸蚀区,用滤纸吸干洗液,再观察有无显结构、染黑、染色、晕色、晕圈等现象。

(三)影响浸蚀鉴定的因素

为了得到正确的鉴定结果,需要注意下列影响因素:

(1)光片　光面表面必须清洁,没有油污、尘埃或胶泥等污物,保证试剂与矿物直接反应。

(2)试剂　KCN、$FeCl_3$、$HgCl_2$ 以及 KOH 易蒸发,并产生沉淀物,在镜下会产生彩色,不要误认为是正反应。只要用蒸馏水冲洗,这些沉淀物薄膜即可消失。

(3)电化学作用　当矿物颗粒较小、一滴试剂滴在 2 种矿物上时,因电位差产生电流,可使其中一种矿物的反应加强,而另一种矿物的反应减弱。所以,浸蚀鉴定要选择大于试剂液滴的矿物颗粒。

(4)杂质和裂缝　被试矿物产生的发泡等正反应呈面状均匀出现,如反应呈线状出现,多半是由杂质细脉或裂隙中的物质引起的,要注意区别。此外,矿物中类质同象混入物也 4 影响浸蚀鉴定的结果。

(5)矿石成因　同种矿物,经受的地质作用不同,浸蚀反应可能也会出现差异。如原生矿石中的黄铜矿和黝铜矿与硝酸作用为负反应,但氧化矿石中的黄铜矿和黝铜矿常与硝酸作用显正反应。

七、矿物的其他鉴定特征

(一)磁性

磁性是金属矿物的一个重要性质,它是磁选分离矿物的依据。然而,在显微镜下利用磁性鉴定矿物具有很大的局限性,通常只有辅助鉴定意义。

镜下测定磁性有 2 种方法。一种是在测定刻划硬度时,对于刻下来的粉末,用磁化后的钢针检测其是否有磁性。注意磁化钢针不能直接接触粉末,而是让针尖挨近粉末,观察粉末是否自动跳到磁针上。如针尖直接碰触粉末,因粉末细小,由于吸附作用可将无磁性的粉末粘到针尖上。另一种测定磁性的方法是用一枚大头针,将其圆头吸在磁铁上并垂直磁铁平面,手持磁铁将大头针针尖挨近欲测矿物,若矿物有磁性,则针尖就会偏向该矿物。这种方法对于弱磁性矿物灵敏度较低。

(二)导电性

导电性是指矿物传导电流的能力。在镜下检测矿物的导电性只能在较大的颗粒上进行。其方法是使用万能表或欧姆表,在表笔上安上尖针,测试矿物表面的电阻。两表笔的距离以 1mm 为宜。要注意,不能将表笔放在 2 种矿物或被裂隙分隔的 2 个颗粒上,否则检测结果不正确。

根据电阻的大小,可将矿物的导电性分为 3 类。电阻小于 $10^{-6}\Omega$ 的是强导电性矿物(如红砷镍矿),电阻为 $10^{-6}\sim10^{-2}\Omega$ 时为弱导电性矿物(如方铅矿),电阻大于 $10^{-2}\Omega$ 为不导电矿物(如闪锌矿)。

(三)脆性和塑性

在外力作用下,矿物发生破碎和变形的性能称为脆性和塑性。脆性矿物受压后易破碎,在镜下表现为压碎结构,如黄铁矿常呈压碎结构。刻划脆性矿物时,产生毛糙的刻痕和粒状粉末,粉末呈弹跳式蹦离矿物,刻痕两侧不发生塑性隆起。塑性矿物受压不易破碎,而是发生变形,在镜下表现为揉皱结构,如方铅矿常呈揉皱结构,可见到一排排弯曲的黑三角孔。刻划塑性矿物时,粉末极少,即使有也不呈等轴粒状,而是呈片状或条状,粉末脱离矿物时没有弹跳感。留下的刻痕较光滑,两侧因塑性变形而微微隆起。

有人建议以测量维氏硬度值时开始产生裂隙的最小负荷来划分矿物的脆性与塑性,也有人提出以产生第 1 条裂纹时压痕对角线长度的倒数作为度量矿物脆性和塑性的标准。

第四章　选矿方法试验分析

第一节　重选试验分析

一、概述

各类选矿过程的实验室可选性研究方法和实验技术，既有相同点，也有不同处。

同其他选矿方法相比，重选过程成本较低，对环境污染少，因而在可选性研究工作中，凡是有可能用重选法选别的矿石，都应首先考虑做重选试验。

在各种湿法选别过程中，重选所处理的物料相对较粗，粒度范围相对较宽，不同粒度—物料要求选用不同的设备，即使可以采用同一类设备处理的物料也常须分级选别，再加上为了避免过粉碎对重选的不利影响常采用阶段选别流程，导致重选流程组合一般比较复杂，所用设备类型较多，因而重选试验时首先必须考虑的主要问题就是流程和设备。这里还须着重提出的是，重选设备本身的工作效率往往是决定重选过程效率的首要因素，历史上重选生产的重大变革都是与设备的改进和创制工作分不开的，在解决具体矿产应用问题的可选性试验研究工作中，也常需进行新设备的研制工作。

另一方面，重选的操作因素却比较简单。各种选别设备，只要其入选原料的比重组成和粒度组成基本相同，选别条件也基本相同，再加上重选过程中所发生的一些物理现象相对地比较宏观，大多可以凭肉眼直接观察判断，因而在重选研究中，为寻找最佳工艺参数所需安排的条件试验数量一般不大。

但是，由于重选试料粗，流程组合复杂，每一流程试验所需的试样量和工作量均很

大，这就决定了重选试验不可能象浮选试验那样，安排大量对比试验，而必须在事前深思熟虑，根据矿石物质组成特性研究结果，仔细选择制定试验流程，尽力避免失误。

不同比重矿物重选分离的难易度可大致地按等降比判断：

$$e = \frac{\delta_2 - \Delta}{\delta_1 - \Delta} \tag{4-1}$$

式中　δ_1——轻矿物的比重；

δ_2——重矿物的比重；

Δ——分选介质比重。

e 大于 5，属极易重选的矿石，除极细（小于 5～10μm）的细泥以外，各种粒度的物料都可用重选法选别；

e 小于 5 但大于 2.5，属易选矿石，按目前重选技术水平，有效选别粒度下限有可能达到 19μm，但 38～19μm 级的分选效率已较低；

e 小于 2.5 但大于 1.75，属较易选矿石，目前有效选别粒度下限有可能达到 38μm 左右，但 75～38μm 级的选别已较困难；

e 等于 1.75～1.5 的属较难选矿石，有效选别粒度下限一般为 0.5mm 左右；

e 等于 1.5～1.25 的属难选矿石，重选法只能处理不小于数毫米的物料，且分选效率一般不高；

e 小于 1.25 的属极难选矿石，不宜采用重选法选别。

重介质选矿过程中，若取 $\Delta \approx \delta_1$，则 e 将趋向无穷大，表明重介质选矿法原则上可用来分选比重差极小的矿物，理论上选别粒度应该可以很小，但由于技术上和经济上的原因，目前只能用来处理不小于 0.5～3mm 的物料。

大部分金属矿物同脉石矿物的比重差均不小，用重选法都不难分选，但共生矿物相互间的分离则比较困难。例如，白钨矿同石英分离的 e 值为 3.1，同辉锑矿分离时 e 值则仅等于 1.4。又如，锡石同石英：$e = 3.8$，而锡石同辉铋矿：$e = 1.05$，锡石同黄铁矿：$e = 1.56$。

可以看到，上述重选难易度判据主要考虑的是待分选的轻重矿物的比重差，然后根据实践经验给出了不同 e 值时的有效选别粒度下限，而没有具体地考虑矿石中矿物的共生组合、嵌布粒度和连生特性的影响。实际上的重选给矿中则总是既有主要有用矿物和脉石，又有具有中间比重的伴生矿物 既有单体，又有连生体。重选难易度不仅取决于有用矿物和脉石的比重差，而且取决于矿粒的比重组分分布（参看下节）。考虑到重选过程中的混杂现象，主要都是由比重接近于分选比重 δ_p 的那部分矿粒引起的，而不论它们是连生体还是具有中间比重的伴生矿物，为了获得单值的定量判据，有人建议就用给矿中

比重为 $\delta_p \pm 0.1$ 的那一组分的重量百分数度量重选难易度，并据此判断各种重选方法和设备的适用性，以及对操作控制精度的要求（见表 1－4－1）。这一方法的缺点是，如果中间组分主要是由伴生矿物颗粒组成，则其含量只能说明伴生矿物同主要有用矿物和脉石混杂的可能程度，而不能说明主要有用矿物同脉石分离的难易度。

表 1－4－1　重选难易度与中间比重组分含量的关系

$\delta_p \pm 0.1$ 组分含量（%）	重选难易度	对重选方法和操作的要求			适用的典型方法和主体设备
		设备分选效率	处理量	操作控制	
0～7	易	一般	大	一般	普通溜槽、跳汰机
7～10	较易	较高	大	一般	①圆锥选矿机
10～15	较难	高	适中	操作良好	①摇床，螺旋选矿机，重介质选矿
15～20	难	高	适中	操作熟练	重介质选矿
20～25	很难	高	适中	操作熟练	重介质选矿
				控制精确	
>5	极难	非常高	小	操作熟练	重介质选矿（带精密的密度控制装置）
				控制极严密	

① 粗粒可使用跳汰机，细粒可使用离心选矿机和横流皮带溜槽等。

在实践中，各种砂矿多属于第一、二类，钨、锡和稀有金属脉矿多属于第三类，预选作业和有用矿物比重不高者属后几类。

由于重选法的应用是受到物料粒度的限制的，即使是比重差很大的矿物，细级别的选别效率也总不及粗级别。除了有用矿物和脉石的比重差以外，有用矿物在矿石中的嵌布特性是决定矿石能否采用重选的另一主要因素，只有在较粗破碎粒度下能使有用矿物大部解离的矿石，用重选法选别才能得到满意的结果。重选可选性研究工作，通常就是从研究有用矿物在不同粒级、不同比重部分中的分布特性着手，并据此判断可能的入选粒度和选别指标。

二、重选试验流程

在重选可选性研究中，最主要的任务就是选择和确定选别流程。

重选试验流程，通常是根据矿石性质，并参照同类矿石的生产实践确定。但是，试验流程要比生产流程灵活，原因是在试验开始时我们仅能了解有关该类矿产选矿的一般规律，而待试矿石选矿的特殊规律则需在试验过程中才能逐步认识清楚。因而流程试验的内容本身还包括着对许多未定因素的考察。

（一）决定重选流程时主要依据

决定矿石选别流程的内因是矿石性质，其中最主要的有以下几个方面。

1. 矿石的泥化程度和可洗性

含泥高而通过洗矿可以碎散的矿石，均应首先进行洗矿。根据对矿泥中金属分布率的研究即可初步确定，洗出的矿泥是可以废弃还是应该送去选别。某些黑色金属矿石，如某些氧化锰矿和褐铁矿，有用成分富集在非泥质部分，通过洗矿就有可能得到较富的粗精矿甚至合格精矿。一般泥质矿石通过洗矿脱泥可改善块矿的破碎、磨碎和选别条件，并避免有用矿物颗粒的过粉碎，减少泥矿中金属的流失率。因而‘洗矿入磨’加‘泥砂分选’是我国重选生产实践的基本经验之一。

机械洗矿方法的缺点是对矿石有磨剥作用，产生次生矿泥。人工洗矿产生的矿泥通常约比机械洗矿法少 5～6%，这是实验室试验结果与工业生产指标难以良好吻合的原因之一。洗矿得到的矿泥通常送去分级，将最微细的部分排入溢流，砂粒部分（粗泥）则送去选别。

矿石的可选性不仅与矿石中泥质部分的含量有关，而且在更大程度上取决于矿石中所含这些粘土物质的性质，包括塑性、膨胀性和渗透性。粘土的塑性是指含一定水分的粘土在受压以后不裂开而产生固定变形的性质，可用塑性指数 K（%）度量：

$$K = B_h - B_1 \tag{4-2}$$

式中　B_h——粘土塑性上限，即粘土开始流动时的含水率（%）；

B_1——粘土塑性下限，即粘土开始能被压碎时的含水率（%）。

按 K 的取值为 >15、$15\sim7$、$7\sim1$、<1，可将粘土的塑性分为高、中、低、无四类，相应地将矿石的可洗性分为最难、较难、中、易四类。粘土的膨胀性是指粘土被润湿以后体积增大的程度，膨胀性愈大，愈易洗。渗透性是指粘土被水渗透的能力，渗透性愈大，愈易洗。显然，与这些性质有关联的是，洗矿效率不仅取决于擦洗的强度和时间，而且取决于矿石预先浸润的时间。对某些难洗的矿石还可依靠添加药剂甚至预先干燥的方法来强化洗矿过程。对矿石可洗性的预先研究，可使我们在拟定流程方案时就能仔细考虑这些问题。

2. 矿石的贫化率

为了降低选矿成本，提高现场生产能力，对于开采贫化率高的矿石，通常应首先采用重介质选矿，以及光电选和手选等选矿方法进行预选（预先富集），以丢弃开采时混入的围岩和夹石。用重介质选矿法预选丢出的废石量一般应不少于 20%，废石品位应显著低于总尾矿的品位，否则不一定合算。

某些黑色金属矿石，有时按其地质品位本已达到冶炼要求，只是由于开采过程的贫化造成采出矿石品位低于冶炼要求，此时选别的主要任务就是丢弃废石以恢复地质品位。除了采用重介质选矿法外，还可采用跳汰等其他高效率的重选方法进行选别。

对于主要采用浮选、磁选等其他选矿方法回收有用矿物的矿石，当矿石贫化率很高时，也应考虑首先用重介质选矿法等预选。

矿石采用重介质选矿法预选的可能性，可通过对试样进行比重组分分析的方法确定。

在围岩比重大于脉石比重的条件下，若有用矿物价格高、含量低、且嵌布细，即难以采用重介质选矿法分离围岩，此时只能考虑采用光电选以及手选等其他方法预选。

3. 矿石的粒度组成以及各粒级的金属分布率

这对于砂矿床具有特别重要的意义，因为大部分砂矿中，有用矿物主要集中在各个中间粒度的级别中 粗粒和细泥，特别是大块砾石中有用成分的含量则很低，因而一般都可利用洗矿加筛分的方法隔除废石。表 1－4－2 所列即为某砂矿的粒度组成和金属分布率。由表可知，+4mm 的级别可作为废石筛除。

表 1－4－2　某砂锡矿试样粒度组成和金属分布率

粒级（mm）	+10	−10+6	−6+4	−4+2.5	−2.5+1	−1+0.3	−0.3+0.074	−0.074	合计
产率（%）	1.95	3.14	9.39	25.04	33.42	22.47	4.29	0.30	100.00
品位（%Sn）	0.01	0.01	0.02	0.03	0.03	0.07	0.17	0.32	0.044
分布率（%）	0.4	0.7	4.3	17.1	22.8	35.9	16.6	2.2	100.00

4. 矿石中有用矿物的嵌布特性

有用矿物的嵌布特性，决定着选矿的流程结构，包括入选粒度、选别段数，以及中矿处理方法等一系列基本问题。

由于重选过程的效率随着物料粒度的变小而明显地降低，因而对于粗细不等粒嵌布的矿石，一般均应按照‘能收早收”、“能丢早丢’的原则，采用阶段选别流程。自然，在决定选别段数的时候还必须考虑经济原则。若有用矿物价值高，且易泥化，或选厂规模较大，即可采用较多的选别段数 对于贱金属或小厂，则应采用较简单的流程。

一般说来，第一段的选别粒度，即入选粒度，应选择到能使该选别段回收的金属不少于 20%，或丢出的尾矿产率不少于 20%。

矿石的嵌布粒度特性，通常由镜下鉴定的资料提供。应该认识到，尽管有用矿物单体解离的粒度主要取决于它在矿石中的嵌布粒度，却并不会完全相等。因而为了确定矿石的入选粒度，最好能有不同破碎粒度下矿石的比重组分分析资料，它可以直接告诉我们有关不同破碎粒度下矿物单体分离的情况。只是由于比重大于 3.2 的重液很难制备，目前矿石的比重组分分析工作，主要只限于用在分离比重不超过 3.2 的情况，例如重介质选矿作业。为了分离更高比重的重矿物，其选别前必须的破碎粒度，只能在岩矿鉴定

资料的基础上，直接依靠选矿试验确定，实际上重选流程试验的基本任务，也就在于确定矿石的入选粒度和选别段数。

5. 矿石中共生重矿物的性质、含量及其与主要有用矿物的嵌镶关系

目前主要依靠重选法选别的一些主要有用矿物，其与脉石的比重差一般是足够大的，用重选法比较容易分离；但当含有共生重矿物时，共生重矿物间的比重差却往往很小，在重选过程中很难使它们彻底分离，而只能共同回收到重选粗精矿（毛精矿）中，下一步再采用磁、电、浮、重选以及化学处理等联合过程进行分离和回收。共生重矿物间的相互嵌镶关系，则决定着选矿中矿的处理方法。有时候由于重矿物相互致密共生，在选别过程中将不可避免地产出一部分主要由共生重矿物连生体组成的所谓"难选中矿"，无法用普通的机械选矿方法选别，而只能直接送冶炼厂处理。例如，云南某矿区的锡石氧化矿和残坡积砂矿，是含大量硫化铁的锡石多金属硫化矿床经严重风化而成，原矿含铁 15～25%，以氢氧化铁形态（褐铁矿等）存在，这些铁矿物中含有微细的锡石、以及呈微细矿物颗粒或离子吸附状态的铅、锌、铜、砷、铋、铟、镉等，在选矿过程中只能作为中矿产出，然后送冶炼厂分离、回收。

（二）重选试验流程示例

现以钨锡原生脉矿重选试验流程为例。

设通过原矿单体解离度测定得知，当矿石破碎至 20mm 时，20～12mm 级单体解离度 <10%，12～6mm 级则可达 10～30%，0.5～0.3mm 级则可达 90% 以上。故初步确定入选粒度为 12mm，最终破碎粒度为 0.5mm。考虑到钨、锡矿物价值高，性脆易泥化，决定采用多段选别流程，第一段破碎到 12mm 入选，第二段棒磨到 2mm，第三段磨到 0.5mm。

在探索性试验阶段，第一步可按图 1－4－1 所示流程进行，试验的任务有二：(1)进一步确定所选入选粒度是否合理；(2)考查在什么粒度下可以开始丢尾矿。

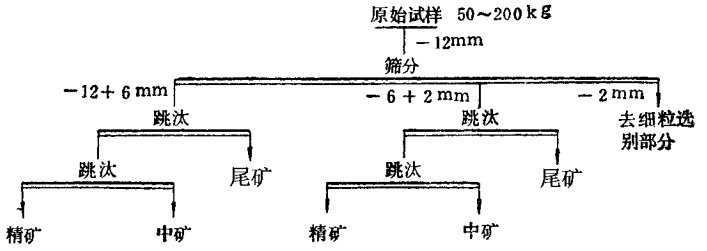


图 1－4－1　粗细不等粒嵌布钨锡矿石探索性试验流程（第一部分）

若试验表明，从 －12mm 起，各个粒级都可得到足够数量的精矿，则表明所选入选粒度基本上是正确的，必要时还可对更粗的试样进行试验，探索提高入选粒度的可能性。

若试验证明入选粒度可以提高,则应更换试样进行下一步的试验。

若试验表明,从 -6mm 开始才能得出合格精矿,则应将 -12+6mm 级精、中、尾矿合并,破碎到 -6mm 后并入到原有的 -6mm 试样中,进行下一步试验。也可从原矿中另外缩取一份试样,破碎到 -6mm 后重新进行试验。

在已做过矿石嵌布特性研究和单体解离度测定的情况下,实际的入选粒度与估计值不会相差很大,在弄清了什么粒度下可以开始得精矿的问题后,即应转入考查丢尾粒度。

若试样未经过预选,而 -12+6mm 级的跳汰已可得出产率相当大的废弃尾矿,即应从原矿中另外缩取一份 -25(50)mm 的试样,进行重介质选矿或跳汰试验,以考查该试样采用重介质选矿预选丢尾的可能性。在一般的情况下,粗粒级用重介质选矿丢尾的效果应比跳汰好。

不论是哪一个粒级跳汰,若得不出废弃尾矿,中矿和尾矿即应合并作为"跳汰尾矿"送下一段选别。若可以丢出废弃尾矿,即可仅将中矿送下段选别。下段的试验流程如图 1-4-2 所示。

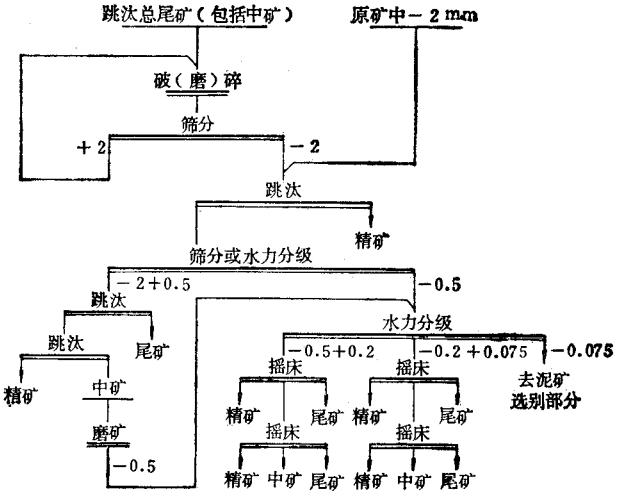


图 1-4-2　粗细不等粒嵌布钨锡矿石探索性试验流程(第二部分)

试验的主要任务是:(1)若 +2mm 各级均未能丢出可废弃的尾矿,则此阶段试验应继续探索丢尾的起始粒度;(2)确定最终破碎磨碎粒度;(3)对于 -2+0.5mm 的物料,有时还要对比用跳汰选和摇床选的效果,以确定该粒级究竟应采用什么设备进行选别。

为了检查 -2+0.5mm 级尾矿能否废弃,可以采用以下几个办法:(1)与同类矿石现厂生产指标对比;(2)显微镜下检查尾矿中连生体的数量和性质;(3)从尾矿中缩分出 2~5kg 试样,磨到小于 0.5mm,然后用摇床检查,看还能否再回收一部分单体有用矿物,如

果能够,即表明该尾矿不能废弃,而应再磨再选。试样量少时,可用重液分离代替摇床检查;(4)必要时可采用图 1－4－3 所示分支流程进行对比试验,即一半试样按－2mm 丢尾流程,另一半试样按－2mm 不丢尾的流程试验。

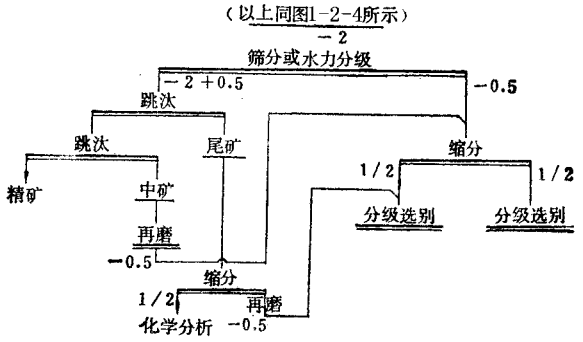


图 1－4－3　分支试验流程——考查丢尾粒度

若较粗的粒级已能丢尾,即不必对更细粒级的尾矿进行检查,否则即应依次检查下一个较细的粒级。

为了考查最终磨矿细度是否足够,需要对－0.5＋0.2mm 摇床中矿进行检查。可首先用显微镜检查其中连生体的含量和性质,若中矿中金属的分布率已不高,连生体也不多,则表明磨矿细度已足够;若中矿中金属分布率较高,直接再选不能回收更多的单体有用矿物,则应进行再磨再选试验(即降低最终磨矿细度);若再磨再选也不能回收更多的单体有用矿物,就应对中矿进行详细的物质组成研究,查明其原因。

为了判断－2＋0.5mm 的物料究竟应采用跳汰还是摇床选,也可采用分支流程,即将该级试样缩分为两份,分别用跳汰机和摇床选别,对比其结果。

入选粒度、最终磨矿粒度,以及中矿处理方法确定以后,流程的基本结构也就确定了。剩下一个问题,是矿泥处理的问题。

－0.075mm 的矿泥,可用旋流器分级,＋0.038mm 的粗泥,可直接用刻槽摇床选别,－0.038mm 部分,一般采用离心选矿机粗选,皮带溜槽精选的流程。矿泥粒度分布偏重于较粗级别时,也可(分级或不分级)采用自动溜槽或普通平面溜槽粗选、刻槽摇床精选的流程。

探索性试验结束后,应再取较多数量的试样,按所确定的流程进行正式试验,以取得正式的选别指标,并产出足够的供下一步试验用的重选粗精矿。某钨锡石英脉矿石粗选试验流程,即为正式试验流程的一个实例。试样入选粒度为 12mm,最终破碎粒度为 0.5mm,开始丢尾粒度为 6mm,分主段(12、2、0.5mm)选别,另跳汰尾矿是单独处理的,没有同原矿中的细粒合并。即采用了典型的‘阶段磨矿、分级处理、贫富分选’的流程。

需要说明的是，关于是否需要贫富分选的问题，目前尚有不同看法，至少对于小厂，可不一定采用贫富分选流程。

三、试验操作和检测技术

(一)工艺因素的考查和调节

重选试验时，在进行系统的流程试验之前，通常都必须先用少量试样来考查、调节影响各项设备选别效率的工艺因素，找出其最适宜的工艺条件。

1. 考查内容

各类重选设备工作原理各有其特点，但也有许多共性，因而可将其工艺因素概括如下：

(1)负荷(给料)　这包括给入的干矿量、给矿浓度以及体积负荷(给入的矿浆体积)。显然，这三者是互相联系的，其中任何两个量定下来后，第三个量也就确定了。但对于不同的设备，其侧重点是不一样的，跳汰机和洗矿设备等主要是控制干矿量，流膜选矿设备则主要控制体积负荷。

当给入的矿浆是压力流时，还须考查和调节给浆压力。例如，旋流器的给浆压力是影响旋流器工作的最重要因素之一。

(2)水量　在湿法重选过程中，水量也是一个很重要的工艺因素，除了与负荷量有关的给矿水以外，还有各种补充水，包括跳汰机和重介质振动槽的筛下补充水，以及流膜选矿过程中所用的冲洗水。对于不同的设备，补充水的重要性并不相同。例如，摇床、螺旋选矿机、横流皮带溜槽等，洗水是沿主要矿流或精矿矿流运动方向横向给入的，直接影响着矿物的分带，因而是选别时必须注意调节的一项重要因素，普通平面溜槽和皮带溜槽等的洗水，则是沿矿流运动方向纵向给入的，仅起清洗作用，选矿效果主要靠控制给矿量和浓度进行调节。

(3)介质和床层　在湿法重选过程中，最基本的选别介质是水以及水同固体物料的悬浮液。

在重悬浮液选矿时，首先要确定所需的分离比重，然后要选择加重剂，调节悬浮液的组成和流变性质。

跳汰选矿过程，床层也是一种介质。细粒跳汰时，除了由所选物料所形成的自然床层以外，还要添加入工床石。(自然)床层厚度、人工床层厚度，床石材料和粒度等都是可能影响跳汰选别效果的因素。

重介质振动槽中，重介质层就是床层。

(4)设备结构参数　设备结构参数，有的只是在设备研制过程中才进行考查，有的则

在可选性试验中也必须加以调节。现在主要讨论第二类情况。

跳汰机,在可选性试验过程中一般不调节结构参数。

摇床、平面溜槽和皮带溜槽等在重力场中选别的普通流膜选矿设备,需要调节的结构参数主要是坡度(倾角)。尖缩溜槽有时需要调节尖缩比。

在离心力场中分离时,结构参数比较重要。其中最突出的是旋流器,几乎其全部结构参数都是可以调节的,但有些是在设计制造实验室设备时即应通过考查确定的,可选性试验肘只是如何根据作业性质选择其规格尺寸的问题,如筒体的直径和高度,锥角和给矿口尺寸等 ;另一些则是在日常可选性试验中还经常需要调节的,如沉砂口和溢流口的尺寸。有时在可选性研究工作中本身包括设备的研制任务,考查的项目就会很多。例如,为某试样研究采用重介质旋流器预选,就对旋流器的全部结构参数均进行了考查。

离心选矿机的结构比较简单,要考查的结构参数主要是坡度 ;螺旋选矿机的结构参数——螺距和断面形状,有时是可调节的,有时则是不必调节的。

(5)设备运动参数　对于可以往复运动的设备,如跳汰机和摇床,以及重介质振动槽,指的是冲程(振幅)和冲次(振次) ;对于回转运动的设备,则是指转速,如离心选矿机的转鼓转速。

(6)作业时间　对于间歇给矿和操作的设备,尚需考查决定作业时间,如离心选矿机和自动溜槽的给矿和冲洗时间周期。

2. 考查方法

考查重选过程的工艺因素时,必须考虑到重选过程的特点。在重选过程中,许多分选现象是宏观现象,通过直观观察,即可判断其选别效果的好坏,这对于我们的试验工作,是一个有利因素,必须充分利用。

最典型的是摇床,其分选效果完全可以通过对矿粒分带情况的直观观察作出判断。因而在可选性研究中摇床的操作条件都是在正式试验前利用少量试样临时调节,很少为此安排专门的条件试验。

跳汰机的冲程、冲次和筛下补充水量可主要根据床层的松散程度和起伏状态判断。当条件恰当时,水面起伏平稳,若以手探测床层,则会感受到一种间歇而均匀的抽吸作用,手掌不可能一下子插到底,但可随着床层的一松一紧,逐渐插至底部,在此情况下,有用矿物和脉石将迅速分层。反之,若床层过紧或过松,或水面激溅,床层紊乱,都说明操作条件不恰当。只在不能根据直观观察作出最后判断时,才需要再安排少量专门的条件试验来最终选定工艺条件。

不少重选设备,虽不能根据直观观察直接选定操作条件,但却可根据宏观现象作出某些初步判断,以减少试验工作的盲目性,节约试验工作量。例如,各类溜槽,特别是离

心溜槽，若矿层分布不均匀，出现‘拉沟’现象，即可断定其选别效果不好，不必盲目取样化验。

总之，由于重选现象比较宏观，因而条件试验的工作量较小，并不是所有的设备都需要安排专门的条件试验。需要做条件试验的设备，也不是每项因素都需要安排专门的试验进行考查。在试验过程中，应善于抓住主要矛盾，有的放矢地进行试验。

寻求最优条件的试验方法在，结合重选试验的特点，可优先考虑采用调优运算或最陡坡法。该节中有关最陡坡法的实例，就是跳汰条件试验的实例。

3. 某些工艺参数的测定方法

(1)冲程的测定　将设备的冲程调节到一定大小后，为了测量冲程的实际长度，可采用下列办法 在待测部件上，垂直于部件运动平面，固定一支铅笔，再在铅笔笔尖下方放一纸片，然后以手转动皮带轮，使待测部件作往复运动，铅笔也跟着作往复运动，纸片则应使其固定不动，此时铅笔就在纸上划出线条，其长度就等于冲程长度。一般应重复测定几次，取其平均值。

振次(频率)超过 960 次时，可利用视觉残余现象测定冲程长度。为此，可利用 mm 坐标纸在纸上绘一底边为一定长度，例如 10mm(此值应明显大于设备的最大冲程长度)的三角形，然后沿高度用水平线条将三角形十等分，并将不同高度处三角形两侧边间的水平距离注在相应高度处的水平线条旁。然后将指示纸贴到待测的运动部件上，使三角底边与运动方向一致。开动设备，使待测部件按规定的振次振动。若三角形在往复运动中的两极端位置为 abc 和 $a'b'c'$，则由于视觉残余的作用，在整个 $ab'c'c$ 的范围内将出现阴影，但两个三角形重叠的部分，将显出一个颜色较深的小三角形，即 $a'bo$，对应于小三角形顶点高度位置上大三角形两侧边间的距离，即为往复运动的冲程(在图 1－4－4 中为 5mm)。

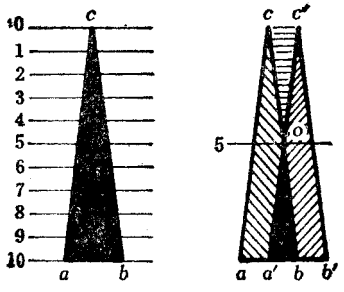


图 1－4－4　冲程指示纸

(2)冲次和转速的测定　回转部件的转速，可利用转速表测定。往复运动的冲次，亦

可通过测定偏心轮转速的方法测定。在没有转速表的情况下，可在待测运动部件上贴一纸片，然后用铅笔垂直于部件往复运动方向移动划线，或将铅笔固定在部件上而移动纸片，并记下划线的始末时间。此时所得出的将为一之字形的曲线，曲线一边的顶点数，即为秒表所记时间内待测运动部件往复运动的次数，然后将其换算为每分钟的往复次数，即为所求的冲次或频率。

(3)坡度(倾角)的测定　流膜选矿设备，通常需测量床(槽)面的倾角。在有倾斜仪的情况下，应尽可能直接利用倾斜仪测定。在没有倾斜仪的条件下，可利用量角器测量。由于机架或地板表面不一定水平，因而最好在斜面的上端悬挂一根带重物的细绳，代表铅垂线，然后测定斜面与铅垂线的夹角 β，其余角 $\alpha = 90° - \beta$ 就是所求的倾角。倾角甚小时，用量角器将不易量准，此时可测量斜面两端的高差，然后利用三角函数关系算出倾角。

(4)流量的测定　目前在选矿实验室分批试验工作中，各种水量的测定，仍习惯于直接用量筒测量——测定一定时间内流出的水量，然后换算成单位时间内的流量。流量的大小，则利用闸门或止水夹等控制。由于水量对重选效果影响甚大，一般均应安装恒压水箱，而不要直接利用自来水管的水，并最好能安装流量计和水压表。

流量计大多是基于利用流动介质和测量元件间的能量转换。最常用的流量计是测量流体流过阻流元件时的压力降或作用于阻流元件上的力。属于前一类的有各种带节流隔板或喷嘴的仪器，如文邱里流量计，后一类的典型代表则是各种浮子流量计。除以上两类以外，常用到的还有电磁流量计，近年来还出现了超声波流量计。

由于浮子流量计特别适用于小流量和中等流量的测量，因而在选矿实验室中应用面极广。它可测量的最小流量对气体为 0.1L/h，对液体为 0.02L/h；最大流量分别为 4000m^3/h 气体和 200m^3/h 液体。此外，浮子流量计构造简单，相对地不怕污染，用玻璃管时可直接读数等优点，也都是导致它获得广泛应用的原因。

图 1－4－5 是带磁万转换器的浮子流量计的示意图。流量计的主体部分是一根内径沿介质流动方向逐渐扩大的管子 1 和一个具有一定重量的浮子 2。磁铁对用于将浮子的移动传递给调节系统或带动指针，一般可不装。浮子停留的高度 h 取决于流体对浮子的作用力 F_W，而 F_W 则与流速 v 的平方成正比。在任一平衡位置上，F_W 应与浮子在流体中的重量 F_g 相等，而

$$F_g = V_s g(\rho_s - \rho_i) = C_W A \cdot \frac{\rho_f v^2}{2} \qquad (4-3)$$

式中　V_S——浮子体积；

g——重力加速度；

ρ_s 和 ρ_f——浮子和流体密度；

C_W——阻力系数；

A——最大绕流面积；

v——流速。

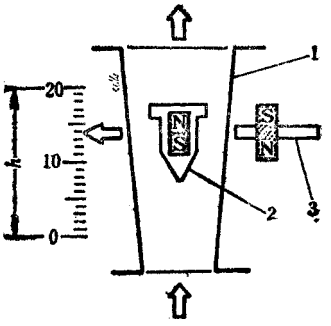


图 1－4－5　浮子流量计

1—锥形管；2—浮子(带磁铁)；3—随动磁铁

在节流阀式流量计中，流体的流过面积是不变的，随着流量的增大，相应地增加的是压力降。在浮子式流量计中情况恰好相反，压力降始终是一个常量，流量增大后浮子悬浮位置将上移，使绕流面积逐渐增大，F_W 随着逐渐减小到重新满足式(4－3)所表达的平衡条件为止，因而浮子的悬浮高度就是流量的直接度量。

对于较小的流量和普通流体一般使用透明管，流量刻度可直接标在管面上，使之便于直读。在其他情况下可使用金属管并如图 1－4－5 所示装设磁力指针。用于测量除水和空气以外的其他液体时，须利用厂家提供的流量计特性曲线，对流量进行换算。

(二)重液和重悬浮液物理性质的测定

重介质选矿时，为了获得满意的分离效果，要求调节和控制选别介质的下列物理性质：(1)比重及其稳定性；(2)粘度。

1. 介质比重的测定

选矿工艺上测定重液和重悬浮液比重的方法通常有下列四类：(1)比重瓶法；(2)浮子法；(3)压差法；(4)放射性同位素法。

(1)比重瓶法　比重瓶法的实质是，测定一定体积介质的重量。重液所用比重瓶与测定固体粉末比重用的比重瓶相同，悬浮液则需使用一较大容器。设空瓶重 G_1，注满水后瓶与水总重为 G_2，注满待测重介质时瓶与待测重液总重为 G_3，则待测重介质比重 Δ 为：

$$\Delta = \frac{G_3 - G_1}{G_2 - G_1} \cdot \Delta_W \qquad (4-4)$$

式中 Δ_W 为水的比重(相对密度),不同温度下水的密度可参看有关资料,要求不高时可一律地取 $\Delta_W = 1$。

按比重瓶原理制成的工业用比重测量装置示意图如图 1－4－6 所示。

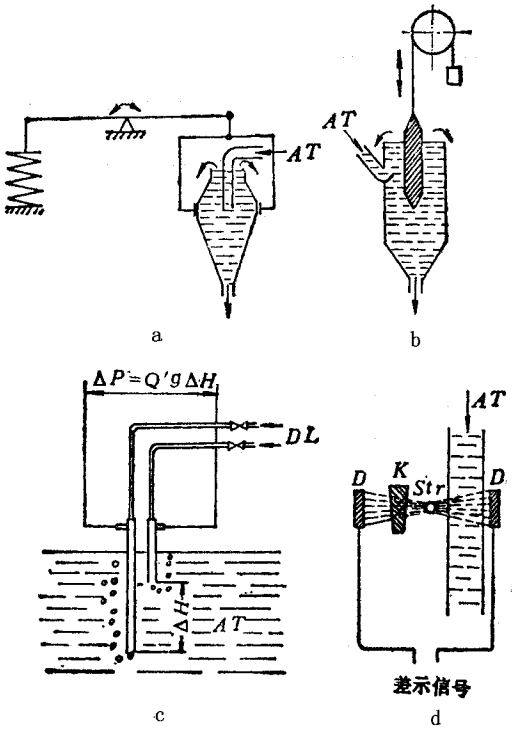


图 1－4－6　重介质比重测定装置原理图

a—比重瓶式;b—浮子式,c—压差计式;d—辐射计式;

A_T—工作介质(重液或重悬浮液);

D—探测器;DL—压缩空气;K—补偿器;str—射线源

(2)浮子式比重计和比重天平　浮子式液体比重计按其原理可分为定重式和定容式两种。

目前市售的液体比重计,主要是定重式,即比重计的重量是一定的,随所测液体比重的不同,比重计沉没于液体中的体积不同,故可根据沉没部分的体积和比重计重量算出液体比重,市售的比重计上相应于不同沉没深度处已直接标出所测液体比重的数值,因而使用时可直接读数,非常方便。但是,目前市场供应的液体比重计主要是供测定牛奶、有机液体和无机酸等液体比重用的,比重范围一般不大于 2,因而在矿石比重组分分析和重介质选矿试验中,往往需自制比重计。

自制比重计时,可按比重式原理,也可按定容式原理设计。亦可用若干小安瓿瓶或

普通短玻璃管注入不同重量的铅砂后封口，制成一套具有不同比重的浮子作比重计使用，各个浮子的实际比重可用测矿块比重的方法预先标定。

液体比重天平是按定容式比重计原理制定的专用天平，其构造如图 1－4－7 所示。测定时首先将天平臂装在支架上，重锤 F 和平衡锤 E 挂在钩子 A 上，调节螺旋 B 使臂处于平衡状态（即臂的尖端 C 与支架上的尖端 D 对准），将待测重液倒在量筒里，然后让重锤 F 浸入重液中，此时由于重锤受到液体的浮力而上浮，使天平失去平衡，这时可在梁上追加砝码，使其恢复平衡。砝码或放在钩 A 上，或放在梁上不同切口处。切口处力臂较短，所代表的比重也相应较小。不同砝码在不同位置所代表的比重是预先标定好的，因而可直接读出所测液体比重的数值。须注意的是，砝码同重锤是软连接，当液体比重大于重锤比重时重锤将浮至液面，此时只有换用比重更大的锤后才能进行测定，但应使新锤的容积与老锤相同，否则所有砝码均须全部重新标定。

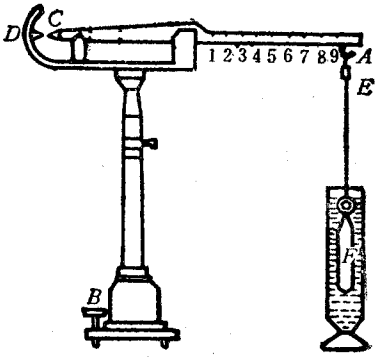


图 1－4－7　液体比重天平

图 1－4－6 所示是供连续试验或工业生产用浮子式比重测量装置的示意图。

（3）压差法　通过测定液面下不同深度处的压差确定介质比重。如图 1－4－6c 所示，两根插至液面下不同深度的测管，下口是敞开的，压缩空气（或氮气）通过调节阀和流量计以恒定流量通入两管，使管口保持少量气泡逸出液面，两管上端接一压差计测量两管的压差 ΔP，按 $\Delta P = \rho g \Delta H$ 的关系可直接算出介质的密度 ρ。

（4）辐射计法　测量原理如图 1－4－6d 所示。此法的优点是，它既可以测量液体的密度，也可以测量气体和固体的密度；由于它是非接触测量，因而可适用于高温、高压、高粘度和腐蚀性条件下。被测液体的容器直径可大至几米，器壁可厚至几十毫米。选矿工艺上此法主要用于测定管道中矿浆的密度。此类密度计的缺点是装备较复杂且须注意对射线的防护。

2．重液和悬浮液粘度的测定

重液属均质液体。多数均质液体的流变性服从牛顿液体内摩擦定律。按牛顿定律，相对流动的两层液体间的相互作用力：

$$\tau = \mu \frac{\mathrm{d}v}{\mathrm{d}y} \tag{4-5}$$

式中　τ——剪应力(Pa)；

$\mathrm{d}v/\mathrm{d}y$——速度梯度(s^{-1})；

μ——粘度(Pa·s)。

粘度在数值上等于 $\mathrm{d}v/\mathrm{d}y$ 为 1 时单位面积液体层面间的剪力。

选矿工艺中所用的悬浮液，当固体含量低时，其性质与牛顿液体近似，可以利用式(4-5)说明其流变性质；当固体含量高时，悬浮的固体颗粒将影响整个体系的粘度，并改变表示这种现象的规律，此时可用宾汉定律说明其流变特性：

$$\tau = \tau_0 + \mu_{\mathrm{pl}} \frac{\mathrm{d}v}{\mathrm{d}y} \tag{4-6}$$

式中　τ_0——极限剪应力；

μ_{pl}——塑性粘度。

因而，为了说明宾汉液体的内摩擦性质，需要知道两项参数，即粘度 μ_{pl} 和极限剪应力 τ_0。由于 μ_{pl} 和 $\tau 0$ 的测定比较复杂，故实际工作中亦常用剪应力与速度梯度的比值来度量悬浮液的流变性，此值称为表现粘度或视粘度 μ_{a}

$$\mu_{\mathrm{a}} = \frac{\tau}{\frac{\mathrm{d}v}{\mathrm{d}y}} \tag{4-7}$$

用于测量粘度的仪器种类较多，且尚在不断发展中。常用者按其原理可分为：(1)毛细管粘度计，根据液体流过毛细管的压力和流量测定其粘度；(2)同心圆筒仪，限据环形空间中液体的剪应力和流速梯度计算其粘度；(3)落体式粘度计，根据物体在液体中自由下落的速度与该液体的粘度成反比的关系测定粘度；(4)振动式粘度计，它主要根据声振动体或超声振动体受液体阻尼作用产生衰减的原理工作。下面仅介绍几种可用于测定重悬浮液粘度的专用粘度计。

悬浮液粘度的测定比普通均质液体困难，原因是为了防止固体的沉积在粘度计中必须装设搅拌装置，但又要避免由于搅拌而影响到测定的可靠性。

(1)毛细管粘度计　最早用于测定重悬浮液粘度的仪器，是德凡尼和谢尔同设计的毛细管粘度计，该仪器由一孔径为 2.64mm 的毛细管和与它相连的带有搅拌装置的容器组成。液体的表观粘度(视粘度)根据每流出 100ml 液体所需的时间确定，而对应于不同时间的粘度数值可用已知粘度的牛顿液体予以标定。此法的主要缺点是未能给出表征悬浮液全部流变性质的参数 τ_0 和 μ_{pl}，并且不同仪器的测定结果不能相互比较，但由于

它能迅速而简便地给出结果，因而至今仍在实际工作中获得应用、

曾对毛细管型粘度计作过许多改进，使之更适用于测定悬浮液的粘度。为了测定宾汉塑性液体的 μ_{pl} 和 τ_0，可使用真空毛细管粘度计。图 1－4－8 所示是苏联选矿研究院使用的真空毛细管粘度计，它与普通真空毛细管式粘度计的主要差别在于，利用砂泵使矿浆循环，以防止悬浮液的沉淀和分层。

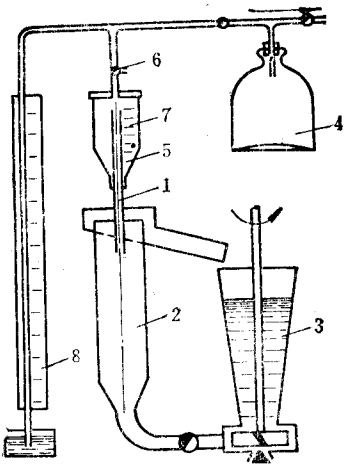


图 1－4－8　真空毛细管粘度计

1—毛细管；2—循环悬浮液的容量；3—泵的贮液槽；4—缓冲瓶；
5—粘度计贮液器；6—三通开关；7—悬浮液面标高指示刻度；8—压力计

应用真空毛细管粘度计测定悬浮液的流变性质时，需在不同真空度下测定通过毛细管的流量，并据此绘制 $Q=f(P)$ 图，找出其直线部分在横坐标上的截距 P_c，然后按下列二式分别计算极限剪应力和塑性粘度。

极限剪应力

$$\tau_0 = \frac{3rP_c}{8L} \quad (\text{Pa}) \tag{4-8}$$

式中　r ——毛细管半径(m)；

P_c —— $Q=f(P)$ 在横坐标上的截距(Pa)；

L ——毛细管长度(m)。

塑性粘度

$$\mu_{pl} = \frac{\lambda(P-P_c)}{Q} \tag{4-9}$$

式中　λ ——毛细管常数，可利用已知粘度的液体标定；

Q ——对应于压力 P 时的流量(m^3/s)。

曾用此法测定方铅矿(单位体积表面积为 $S_v = 5.7 \times 10^5 m^2/m^3$)悬浮液的流变性质,发现当方铅矿的容积浓度为 15.6%时,$\tau_0 = 0$,悬浮液的性质接近于牛顿液体;浓度大于 15.6%时,$\tau_0 > 0$,服从宾汉塑性液体的流变规律。

毛细管流动法测得的是层流条件下韵粘度,不能外推至速度梯度很高的场合,例如泥浆泵和重介质旋流器中的液流。

(2)同心圆筒粘度计　这是研究悬浮液流变性质时应用最广的一类粘度计,其主体部分为一圆筒形容器(外筒),里面同心地放置着另一圆筒(内筒),两圆筒间的环形空间里则充满着所研究的液体,为了求得流速梯度和剪应力的对应关系,曾采用过下列三类不同的方法设计粘度计:

①外转筒式粘度计　使外筒以某一角速度旋转,造成环形空间中液层的相对运动,并依靠剪切力扭动悬挂在金属丝上的内筒,根据其扭转角度,即可算出不同转速下的旋转力矩(相应地、也就找到了流速梯度与剪应力的对应关系),图 1-4-9 所示,即为此类粘度计的示意图。

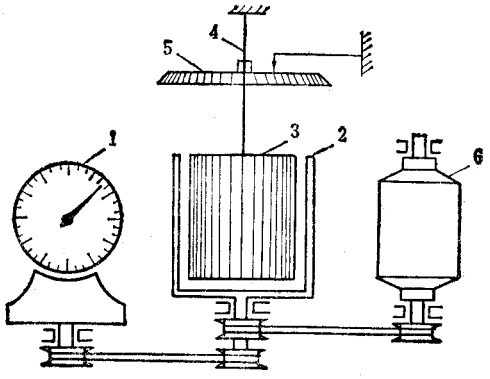


图 1-4-9　外转筒式粘度计

1—转速表;2—外转筒;3—吊筒;4—扭丝;

5—量角器;6—马达

②内转筒式粘度计　借助重物并通过滑轮以某一旋转力矩使内筒旋转,通过测定不同旋转力矩下内筒的转速,找出剪应力和流速梯度的对应关系。

图 1-4-10 所示为范得华尔特设计的此类粘度计的示意图。这是专门为测定重悬浮液粘度而设计的粘度计,在内筒的下方装设有带顶盖的搅拌用叶轮(转动方向与内筒相反),以防止悬浮液在测定过程中分层;在内筒的四周,则环形地排列着若干辐射状的隔板,以防止产生旋涡,保证悬浮液只能垂直于圆筒旋转方向回流。外筒四周还带有水套,以保持测定期间悬浮液温度的恒定。这种粘度计曾在国外选矿研究部门得到广泛应用。

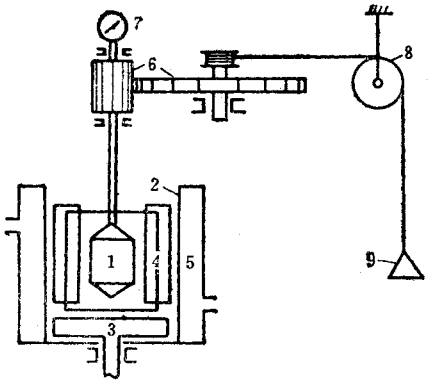


图 1－4－10　范氏转筒粘度计

1—内筒；2—外筒；3—叶轮；4—隔板；5—水套；

6—齿轮；7—转速表；8—滑轮；9—重物

③轴流式同心圆筒粘度计(图 1－4－11)　这是密西根工业大学矿业研究所作为专科提出的一种新粘度计，其特点是利用装设在粘度计外部的泵循环矿浆，使矿浆沿轴向流经两个圆筒间的环形空间，对悬挂在金属丝上的圆筒施加拖力(剪应力)。矿物悬浮液的流速是由泵的转速控制的，故根据泵的转速和拖力的对应关系，即可测出悬浮液的流变特性。该专利设计还采用了自动记录装置——拖力和转速均转换成讯号同时输入记录器，它既可用作连续测量用的自动化仪表，也可用于分批操作的小型试验。

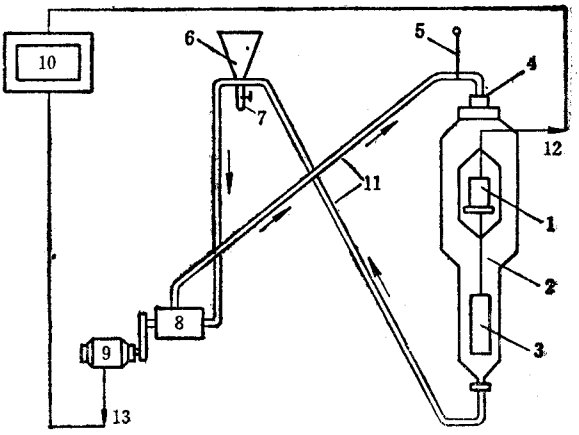


图 1－4－11　轴流式同心圆筒粘度计

1—转换器；2—粘度计；3—同心圆筒；4—放气栓；5—温度计；

6—漏斗；7—排浆旋塞；8—介质循环泵；9—变速马达；

10—双路记录器；11—带恒温水套的介质循环管；12、13—讯号输出

A 以上各种同心筒式粘度计，均可在较广阔的流速梯度范围内使用，但当流速梯度很小时，第二类粘度计的误差较大，因为此时所需的拖动重量太小，易受仪器传动部分摩擦方的影响而造成误差，此时宁愿采用带有扭秤的第一类粘度计。第三类粘度计流速梯度的下限则取决于保证悬浮液中固体不致沉淀所需的最低循环速度。

各种同心筒式粘度计，当试验液体处于层流状态时，均可直接根据试验数据利用已知公式算出粘度和极限剪应力的数值，有关的仪器常数，则可利用已知粘度的液体予以预先标定。但选矿实践中碰到的大都是属于由层流到紊流的过渡范围　此时仪器的标定和测量数据处理工作都比较繁杂，实际使用时需参考仪器说明书或有关著作。

(3)比较和应用　由上述可知，同心圆筒粘度计可适用于不同的流态(层流、层流与紊流的过渡区、紊流)，并可完整地给出说明悬浮液粘滞性的全部参数(粘度和极限剪应力)，且已妥善地解决了防止悬浮液分层的问题。因而是比较理想的粘度计。缺点是仪器的标定和测量数据处理工作量较大，因而不少研究人员宁愿采用较简单的毛细管流动法。

在矿石可选性研究、包括现厂试验工作中，为了迅速地获得介质组成(比重、形状、浓度、细度以及稳定剂和分散剂的用量等)对流变性质影响的数据，可以采用下列简便办法。

①在不需要分别测定塑性粘度和极限剪应力、并且流速梯度不十分大的情况下，可利用简单的毛细管粘度计(也可用同心筒粘度计)测定其表观粘度，作为选择和调节介质组成的判据。

②在需要完整地了解不同流速梯度下有关介质粘滞性全部参数的情况下，可直接利用由同心筒粘度计测得的原始数据作图。因为剪切力 = f(转速)曲线的变化趋势与剪应力 = f(流速梯度)曲线应该是相似的，通过比较不同介质剪切力 = f(转速)曲线的斜率和其在剪切力轴上的截距，即可间接地看出不同介质组成对悬浮液塑性粘度和极限剪应力的影响。

图 1－4－12 所示，即为阿普兰和斯派登在研究重介质粘度调节方法时，利用由范德华尔特型转筒粘度计测得原始数据(拖动内筒旋转用的重物的重量和内筒的转速)作出的，反映六聚偏磷酸钠对球形硅铁悬浮液流变性影响的曲线，所用球形硅铁的粒度为 －0.15mm，添加了 1% 的膨润土，悬浮液比重为 3.6。图中标出的数据，则为相应点的表观粘度。

由图注表观粘度数据可知，在应用膨润土做稳定剂的硅铁悬浮液中，添加六聚偏磷酸钠可以降低悬浮液的表观粘度，也说明在流速梯度或剪应力相同的条件下，表现粘度可以用作比较悬浮液流变性质的判据；再从应变－应力曲线看出，六聚偏磷酸钠的作用

主要是降低悬浮液的极限剪应力而不是塑性粘度；并可看出，悬浮液中六聚偏磷酸钠的浓度达到 0.001% 时即可使悬浮液的粘度大为降低，再增高浓度变化即不大；还可看出。在流速梯度很高的情况下（如生产中重介质旋流器内的情况），添加分散剂的必要性即不大（因此时膨润土对悬浮液粘度影响不大，不需要用分散剂分散）。以上这些则表明，应变－应力曲线可以为我们提供更多的情报。

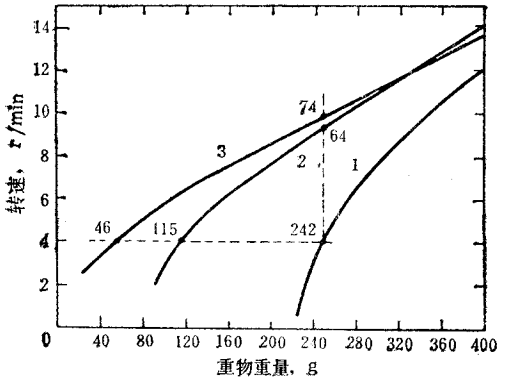


图 1－4－12　球形硅铁悬浮液应变－应力曲线

六偏磷酸钢用量（%）：1—0；2—0.001；3—0.017

由上例还可看出，在生产上研究悬浮液粘滞性对选矿效率的影响时，必须综合考虑极限剪应力和塑性粘度两项参数，有人曾为此提出用稠度（Consistency）的概念来概括这两项性质，并将可以同时测定这两项参数的仪器称为“稠度计”。在一定条件下表观粘度 μ_a 可以反映稠度的概念，因为

$$\mu_a = \mu_{pl} + \frac{\tau_0}{\frac{dv}{dy}} \qquad (4-10)$$

但它不是常量，而是流速梯度的函数。

3．悬浮液稳定性的测定

在不同高度的层位上，保持其比重恒定的性质，称为悬浮液的稳定性，因而通常可用单位时间内比重变化的幅度作为度量稳定性的数量指标。由于不同层位上比重的变化是悬浮液中固体颗粒的沉降所引起，因而也可用沉降速度作为度量悬浮液稳定性的指标。

测定悬浮液稳定性的方法有下列几种：

（1）直接测定悬浮液的沉降速度　此法的实质是，直接用悬浮液沉降速度度量其稳定性，测定方法参看有关资料。

（2）测定悬浮液中浮子的沉降速度　将比重与悬浮液相同的浮子，置悬浮液中。随

着悬浮液比重的变化，浮子将逐渐下沉，测定浮子的下沉速度，就可判断悬浮液的稳定性。测定需要一套不同比重的浮子，浮子比重可用添加或减少铅砂等的方法进行调节。

(3)测定单位时间内悬浮液比重变化的百分率　过去常用的为基尔型装置，仪器的主体部分为一直径 1.9cm、高 25cm 的测管，距顶端 1/3 高处有一泄流孔。测量时先将泄流孔塞上，向管内注入悬浮液并称重，将管摇动使管内悬浮液混匀，然后让悬浮液沉降 1min，将泄流孔打开，将上部的悬浮液放出，再将测管和剩余的悬浮液称重，根据沉降前后悬浮液的重量和体积，以及测管的净重，即可算出 1min 内悬浮液比重变化的百分率。

最近报导了一个新的供实验室分批试验用的自动记录沉降仪，其工作原理如图 1－4－13 所示。基本部件仍为一沉降管，底部与压力传感管相连。为了防止沉下的固体进入管内，中间用一玻璃砂滤器隔开，玻璃砂滤器的选择，应能将固体颗粒阻留而不致影响静水压强的传递。悬浮液的静水压由一压力转换器转换为讯号输出，送至记录器随时记录——自动记下比重随时间的变化关系，故可避免人为的测量误差。沉降试验结果用每秒钟比重变化百分率表示。例如，某比重为 1.5 的悬浮液，若其沉积速率为 2%，指每秒钟比重降低

$$(1.5 - 1.0) \times \frac{2}{100} = 0.01$$

即沉积 1min 后，比重将由 1.5 降至 1.49。从 1.5 降至 1.0(代表完全沉淀)，则共需 50min。

悬浮液的稳定性若能达到每秒 0.2%，即可满意地用于工业生产。

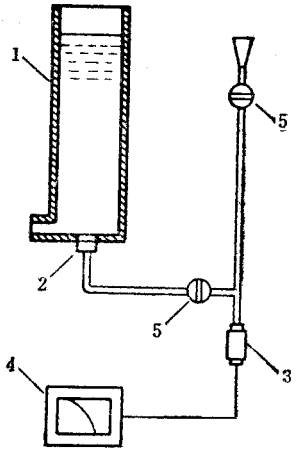


图 1－4－13　沉降仪

1—沉降管；2—玻璃砂滤器；3—转换器；4—记录器；5—旋塞

第二节　浮选试验分析

一、概述

浮选是选别细粒嵌布的矿石，特别是选别有色金属、稀有金属、非金属矿和可溶性盐类等的一种主要的方法。在大多数矿石可选性研究中，浮选试验是一项必不可少的内容。

（一）实验室浮选试验的内容

浮选试验的主要内容包括：确定选别方案；通过试验、分析影响过程的因素，查明各因素在过程中的主次位置和相互影响的程度，确定最佳工艺条件；提出最终选别指标和必要的其他技术指标。由于浮选过程中各种组成矿物的选择性分离是基于矿物可浮性的差异，因此用各种药剂调整矿物可浮性差异，是浮选试验的关键。

（二）实验室浮选试验的程序

实验室浮选可选性试验通常按照以下程序进行。

（1）拟定原则方案　根据所研究的矿石性质，结合已有的生产经验和专业知识，拟定原则方案。例如多金属硫化矿矿石的浮选，可能的原则方案有全混合浮选、部分混合浮选、优先浮选等方案；对于红铁矿的浮选，可能的原则方案有正浮选、反浮选、絮凝浮选等方案。

如果原则方案不能预先确定，只能对每一可能的方案进行系统试验，找出各自的最佳。工艺条件和指标，最后进行技术经济比较予以确定。

（2）准备试验条件　包括试样制备、设备和仪表的检修等。

（3）预先试验　预先试验的目的是探索所选矿石的可能的研究方案、原则流程、选别条件的大致范围和可能达到的指标。

（4）条件试验（或称系统试验）　根据预先试验确定的方案和大致的选别条件，编制详细的试验计划，进行系统试验来确定各项最佳浮选条件。

（5）闭路试验　它是在不连续的设备上模仿连续的生产过程的分批试验，即进行一组将前一试验的中矿加到下一试验相应地点的实验室闭路试验。目的是确定中矿的影响，核定所选的浮选条件和流程，并确定最终指标。

实验室小型试验结束后，一般尚须进一步做实验室浮选连续试验（简称连选试验），

有时还需要做半工业试验甚至工业试验。

二、浮选试样的制备、试验设备和操作技术

实验室浮选试验，通常是指“小型单元浮选试验”，也有人叫做“分批浮选试验”。一般都是用天然矿石进行试验，但在探索某一新的药方时，或研究浮选基础理论时，常进行纯矿物浮选试验。

(一)试样制备

1. 破碎和分样

考虑到试样的代表性和小型磨矿机的效率，浮选试验粒度一般要求小于 1～3mm。破碎的试样，要分成单分试样装袋贮存，每分试样重量为 0.5～1kg，个别品位低的稀有金属矿石可多至 3kg。细物料的缩分，可用两分器(多槽分样器)，也可用方格法。

2. 贮存

若矿石中含有硫化矿，特别是含有大量磁黄铁矿时，氧化作用对矿石浮选试验结果可能具有显著的影响。因此，硫化矿石的试验最好在试样制备好后立即进行。然而耽搁往往是不可避免的，因而必须采取措施缩小影响。简单易行的办法是在较粗的粒度(如 6～25mm)下密封贮存，然后分几次破碎矿石和制备试样，每次都按照同样的方法加工，同时必须进行比较试验，校核贮存时间和粒度的稍许差别对试验结果的可能影响。封存的试样应放在干燥、阴凉、通风的地方。另一个解决办法是一次为整个研究计划制备足够的试样，并贮存在惰性气体中。

在试样制备过程中，都要防止试样污染。少量机油的混入，将影响浮选正常进行，因此切忌机油和其他物料的污染。污染可能来自试样的采取和运输过程；或来自试样加工和缩分设备中所漏的机油；或来自前一试验残留在设备中的物料和药剂等等。

3. 磨矿

实验室常用的内壁尺寸为 $\phi160\times180$mm 和 $\phi200\times200$mm 的筒形球磨机，XMQ－67 型 $\phi240\times90$mm 锥形球磨机，它们均用于给矿粒度小于 1～3mm 的试样。还有 $\phi160\times160$mm 等较小尺寸的筒形球磨机和滚筒磨矿机，它们用于中矿和精矿产品的再磨。

磨矿介质习惯上多用球，球的直径为 12.5mm 至 32mm。对于 $\phi160\times180$mm 磨矿机选用 25、20、15mm 三种球径，XMQ－67 型 $\phi240\times90$mm 锥形球磨机可配入部分更大的球(28～32mm)。12.5mm 的球则仅用于再磨作业。用棒作介质时，棒的直径一般为重 0～25mm。如 XMB－68 型 $\phi160\times200$mm 棒磨机常配用 17.5 和 20mm 两种棒。

装球量对磨矿细度的影响至关重要，过大过小都不利。装球量过多，中间粒级的粒度较多，而极粗和极细粒级的含量较少。装球量不足，不仅平均粒度较粗，而且粒度分布

偏粗，过大颗粒较多。原则上装球量以填满磨矿机容积 40～50% 为宜，最优充填率为 45%。但磨矿机直径较大时，充填率可以低些，因为装球过多往往不便操作。球磨机转速偏高，充填率也应低些。

各种尺寸球的配比相对于充填率和磨矿浓度而言对磨矿粒度影响较小。配比没有一定规定。按照我们的经验，若 ϕ160 球磨机采用 25、20、10mm 三种球，用 $q_1 : q_2 : q_3 = d_1^n : d_2^n : d_3^n$ 表示三种球的配入重量与直径的关系，则一般可令 n 等于 1～3，常用 2，为了简单起见也可取 3(此时不同尺寸球的个数相等，因而便于记忆)。上述配比可保证产品粒度均匀，过大粒度较少，但不易获得很细的产品，因而细磨时应增加小球，一般可令 n 等于 0，即让三种球的重量相等。小球多时磨矿浓度不能过高，否则将因冲击力不足而使产品中过大粒度增多。需要配入大于 25mm 的球时，其配入量一般不超过总重量的 40%。

如果试验要求避免铁质污染，可采用陶瓷球磨机，并用陶瓷球做介质，但陶瓷磨矿机的磨矿效率较低，因而所需磨矿时间较长。

磨矿浓度随矿石性质、产品粒度、磨矿机型式和尺寸，以及各研究单位的操作习惯而异。一般，磨矿浓度对粒度分布影响显著，浓度增加，磨矿效率提高，磨矿细度提高，粒度分布偏细，可减少过大粒度的含量。浓度高而装球量多，大球不能过少，否则磨矿效率将显著降低，因此，采用较高的浓度时，要求配入较多的大球。常用的有 50%、67%、75% 三种浓度，此时液固比分别为 1∶1、1∶2、1∶3，因而加水量的计算比较简单，如果采用其他浓度值，则可按下式计算磨矿水量：

$$L = \frac{100 - C}{C} \cdot Q \tag{4-11}$$

式中　L——磨矿时所需添加的水量(L)；

C——要求的磨矿浓度(%)；

Q——矿石重量(kg)。

在一般情况下，原矿较粗、较硬时，应采用较高的磨矿浓度。原矿含泥多，或矿石比重很小，或产品粒度极细时，可采用较低浓度。在实际操作中，若发现产品粒度不匀，可考虑提高浓度，但浓度高时大球不能太少。反之，若产品太粘，粘附在机壁和球上不易洗下来，就要降低浓度。

试样比重很大或很小时，可按固体体积占矿浆总体积的 40～50% 计算磨矿水量。

长久不用的磨矿机和介质，试验前要用石英砂或所研究的试样去预先磨去铁锈。平时在使用前可先空磨一阵，洗净铁锈后再开始试验。试验完毕必须注满石灰水或清水。

试验时，先将洗净铁锈的球装入干净的球磨机中，然后加水加药，最后加矿石。也可留一部分水在最后添加，但不能先加矿石后加水，这样会使矿石粘附到端部而不易磨细。

磨矿时要注意磨矿机的转速是否正常？并准确控制磨矿时间。磨好后将矿浆倾入接矿容器中，把磨矿机倾斜，用洗瓶或连接在水龙头上的胶皮管以细小的急水流冲洗磨矿机的内壁，将矿砂洗入接矿容器中。像 $\phi 160 \times 180$mm 等磨矿机本身不带挡球格筛，就要在接矿容器上放一接球筛，隔除钢球，待磨矿机内壁洗净后，提起接球筛，边摇动边用细股急水流冲洗球，至洗净为止，最后将球倒回磨矿机，供下次使用。XMQ－67 型 240×90 锥形球磨机，本身带挡球格筛，排矿时，将锥形筒体向排矿端倾斜，打开排矿口，将矿浆放入接矿容器中。取下给矿口塞，引入清水，间断开车搅拌冲洗干净即可。

在清洗磨矿机时必须严格控制冲洗水量，特别是在使用 XMQ－67 型锥形球磨机。水量过多，浮选机容纳不下，此时需要待澄清后，用注射器抽出或用虹吸法吸出多余的矿浆水，此矿浆水留作浮选时作补加水用。

实验室采用分批开路磨矿，与闭路磨矿相比，两者磨矿产物的粒度特性不一致。在与分级机成闭路的磨矿回路中，比重较高的矿物比其余的矿物磨得更细一些。如何减少上述差别，有待进一步的改进。

为了避免过粉碎，实验室开路磨矿磨易碎矿石时，可采用仿闭路磨矿。其方法是原矿磨到一定时间后，筛出指定粒级的产品，筛上产品再磨，再磨时的水量应按筛上产品重量和磨原矿时的磨矿浓度添加。仿闭路磨矿的总时间等于开路磨矿磨至指定粒级所需的时间。例如某多金属有色金属矿石，采用开路磨矿和仿闭路磨矿的条件和流程做了对比磨矿试验。采用开路磨矿，磨矿产品中 -20μm 含量占 47.2%，而采用仿闭路磨矿，-20μm 仅占 31.6%，泥化程度显著降低。

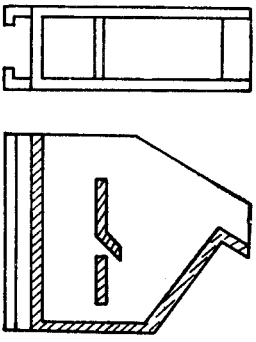


图 1－4－14　小型浮选槽

磨矿细度是浮选试验中的首要因素。进行磨矿细度试验，必须用浮选试验来确定最适宜的细度。

4. 擦洗和脱泥

某些有色金属氧化矿、稀有金属硅酸盐矿石、铁矿石、磷酸盐矿石、钾盐，以及其他，

可能受到矿泥影响的矿石，有时在浮选前要进行擦洗、脱泥。擦洗的方法有：(1)在高矿浆浓度(例如 70%固体)下，加入浮选饥中搅拌；(2)采用大约 10r/min 的低速实验室球磨机擦洗，其中装入金属凿屑或其他只擦损而不研磨矿石的介质；(3)采用回转式擦洗磨机或其他擦洗设备。擦洗之后，要除去矿泥。

脱泥的方法包括：(1)淘析法脱泥。即在磨矿或擦洗中加入矿泥分散剂，如水玻璃、六偏磷酸钠、碳酸钠、氢氧化钠等，然后将矿浆倾入玻璃缸中，稀释至液固比 5∶1 以上，搅拌静置后用虹吸法脱除悬浮的矿泥；(2)浮选法脱泥。即在浮选有用矿物之前，预先加入少量起泡剂，使大部分矿泥形成泡沫刮出；(3)选择性絮凝脱泥。即加分散剂后，再加入具有选择性絮凝作用的絮凝剂(如 F703、腐植酸，木薯淀粉、聚丙烯酰胺等)使有用矿物絮凝沉淀，而需脱除的矿泥仍呈悬浮体分散在矿浆中，然后用虹吸法将矿泥脱除。上述脱泥过程中选用的分散剂或絮凝剂，以不影响浮选过程为前提，必要时可用清洗。沉砂的办法，脱除影响浮透过程的残余分散剂或絮凝剂。

(二)浮选机和浮选试验操作技术

1. 浮选机

实验室浮选机的主体部分是充气搅拌装置和槽体。型号与规格主要由这两部分的差别决定。国产的浮选机型号有 XFG 和 XFGC 挂槽式、XFD 单槽式和 XFD－12 多槽浮选机，用于选煤的有 XFDM 型浮选机。

挂槽浮选机的搅拌装置为装在实心轴上的简单搅拌叶片，空气完全靠矿浆搅拌时形成的旋涡吸入，吸入的空气量随搅拌叶片与槽底距离而变，试验前要特别注意调整其距离。位置调好后，整个试验就应固定在此位置上。槽体较大的挂槽浮选机的充气量常感不足。给矿量大于 500g 以上时，特别是对于硫化矿的浮选，多用单槽浮选机。挂槽浮选机的槽，体是悬挂的有机玻璃槽，规格从最小的 5～35g 到最大的 1000g。

单槽浮选机的充气搅拌装置是模拟现有生产设备制成，它由水轮、盖板、十字格板、竖轴，充气管等部件组成，并设有专门的进气阀门调节和控制充气量，带有自动刮泡装置。其规格有 0.5、0.75、1、1.5、3 及 8L 六种，除了和 8L 的槽体是固定的金属槽外，其余小规格的浮选机都是用悬挂的有机玻璃槽。

为了提高试验结果的重复性，减少试验误差，便于操作，国内外设计并制造了一些自动化程度较高的实验室浮选机。如国产 XFDC 型和 RC 型立式，台式实验室精密浮选机，具有无级调速、液位调整装置、充气量调整装置、酸度和转速数字显示装置等，国外已设计出能稳定硫化矿浮选时氧化－还原电位，pH 值和带自动加药装置等浮选机。

2. 搅拌调浆

搅拌的目的是使矿物颗粒悬浮，提高药剂作用效果，并使气泡与矿粒达到有效的接

触。调浆搅拌是在把药剂加入浮选机之后和给入空气之前进行，目的是使药剂均匀分散，并与矿物作用达到平衡，作用时间可以从几秒钟、至半小时或更长。在调浆过程，一般浮选机应尽量避免充气。若使用具有充气阀的单槽浮选机，则应将气阀关闭；若使用挂槽浮选机，则应将挡板提起；若使用倒向开关启动浮选机，亦可使搅拌叶轮反转。有时需不加药剂预先充气调浆，以扩大矿物可浮性差异，如某些硫化矿的分离。一般调浆加药顺序是：pH 调整剂、抑制剂或活化剂、捕收剂和起泡剂。

3. 泡沫的控制

产生气泡的方法包括浮选机搅拌充气、压入空气、抽真空从溶液中析出微泡和电解越泡（将水电解，产生氧和氢气泡）等。

根据浮选过程观察泡沫大小、颜色、虚实（矿化程度）、韧脆等外观现象，通过调整起泡剂用量、充气量、矿浆液面高低和严格操作，可控制泡沫的质量和刮出量。泡沫的体积的控制通常是靠分批添加起泡剂达到。充气量是靠控制进气阀门开启大小（挂槽浮选机是靠调节叶轮与槽底的距离）和浮选机转速进行调节。试验中阀门开启大小（或叶轮与槽底距离）和转速一经确定，就应固定不变，以免引入新的变量，影响试验的可比性。控制矿浆液面高低，实质是保持最适宜的泡沫层厚度。实验室浮选机泡沫层厚度一般控制在 20～50mm，使矿浆不致溢入泡沫盛器。由于泡沫的不断刮出，矿浆液面下降，为保证泡沫的连续刮出，应不断补加水。如矿浆 pH 对浮选影响不大，可补加自来水。反之，应事先配成与矿浆 pH 值相等的补加水。人工刮泡时，要严格控制刮泡速度和深度，如果操作不稳定，试验结果就很难重复。粘附在浮选槽壁上的泡沫，必须经常把它冲洗入槽。开始和结束刮泡之时，必须测定和记录矿浆的 pH 值和温度。浮选结束后，放出尾矿，将浮选机清洗干净。

4. 水

水质影响浮选结果和药剂用量。例如，黄水菁中心试验所所做某氧化铜矿石的浮选试验（试验结果见表 1－4－3），采用现场生产用水和试验所生活用水分别作实验，当铜精矿品位和回收率相近时，硫化钠用量前者比后者多 1kg，引起差异的原因是水质不同。因此，在浮选试验中必须注意水的成分。在用脂肪酸类捕收剂的情况下，水质的影响多数是由于水中含有钙、镁盐。钙、镁盐的含量，可用硬度表示。目前常用的硬度单位为 mmol/L，过去还常用德国硬度单位（°G）。每升水中所含钙镁离子的毫摩尔数相当于 10-mgCaO 称为 1°G。用脂肪酸类捕收剂浮选非硫化矿时，硬水需通过泡沸石或离子交换树脂等进行软化。一般实验室是采用所在地区的自来水进行试验，待确定了主要工艺条件后，尚需用将来选矿厂可能供用的生产用水校核，或将水的成分配制成与将来供生产上应用的水相接近的成分进行校核。

5. 药剂的添加

试验前，准备的药剂数量要满足整个试验用，并密封贮存于干燥器中。药剂使用前，必须了解和检查所用的药剂成分、纯度、杂质含量和来源，查明是否变质。

表 1－4－3　水质不同对淳选试验结果的影响

水的来源	原　矿			试验条件				试验结果	
	铜品位（%）	氧化率（%）	结合率（%）	硫化钢用量（g/t）	黄药用量（g/t）	黑药用量（g/t）	松醇油用量（g/t）	铜品位（%）	回收率（%）
试验所生活用水	0.86	36	13	1200	400		60～70	19.3	83.1
现　场生产用水	－0.86	36	13	2200	350	90		20.0	82.7

水溶性药剂配成水溶液添加。为便于换算和添加，当每份原矿试样重量为 500g 时，对每吨原矿添加几十至一、二百克用量较小的药剂，可配成 0.5% 的浓度，用量较大的药剂可配成 5% 的浓度。当原矿量为 1kg 时，根据药剂用量大小可分别配成 1% 和 10% 两种浓度。所谓 10% 的浓度是指 100g 溶液中含药剂量 10g，即由 10g 药剂加 90g（相当 90ml）水配成，这时溶液体积在大多数情况下不是 100ml，而是介于 90～100mL 之间。若要求添加药剂量为 1g，则添加的溶液量不是整数，极不方便。因而实际配药时，是将 10g 药剂加水溶解成溶液总量为 100ml，即实际浓度单位为“10g/100ml”，但习惯上仍称为 10%。溶液浓度很稀时，二者实际差别不大。添加药剂数量可按下式进行计算：

$$V = \frac{qQ}{10C} \tag{4-12}$$

式中　V——添加药剂溶液体积（ml）；

q——单位药剂用量（g/t）；

Q——试验的矿石重量（kg）；

C——所配药剂浓度（%）。

添加水溶性药剂的量具可用移液管、量筒、量杯等。选择量具时，必须根据每种药剂的用量而选用适当大小的量具。

非水溶性药剂，如油酸、松醇油、黑药等，采用注射器直接添加，但需预先测定每滴药剂的实际重量，可用滴出 10 滴或更多滴数的药剂在分析天秤上称量的方法测定。必要时亦可用有机溶剂如乙醇溶解，但必须确定溶剂对浮选的影响。另一个办法是在药剂中混入适宜的表面活性化合物，进行激烈搅拌，使之在水中乳化，例如油酸中加入少量油酸钠。

难溶于水的药剂，可以加入磨矿机中，如石灰可以以固体形式添加在磨矿机中。

由于分解、氧化等原因变质较快的药剂，配制好的溶液不能搁置时间太长，如黄药、硫化钠之类的药剂，必须当天配当天用。

6. 产品处理

浮选试验的粗粒产品可直接过滤。若产品很细或含泥多，可将矿浆先倒入另一容器中，将粗砂先倒入，若过滤仍然困难，此时可直接放在加热板上或烘干箱中去蒸发；也可以添加凝聚剂，如加入少量酸或碱、明矾等加速沉淀，抽出澄清液并烘干产品。在烘干过程中，温度应控制在 110℃以下，温度过高，试样氧化导致结果报废，例如硫化矿物在高温下，S 氧化成 SO_2 挥发掉，导致样品品位变化。浮选产品烘干称重后，必须缩分和磨细供化学分析，供化学分析的试样粒度应小于 0.15mm 或更细。

三、实验室浮选闭路试验

闭路试验是用来考查循环物料的影响的分批试验，是在不连续的设备上模仿连续的生产过程。其目的是：找出中矿返回对浮选指标的影响；调整由于中矿循环引起药剂用量的变化，考察中矿矿浆带来的矿泥，或其他有害固体，或可溶性物质是否将累积起来并妨碍浮选；检查和校核所拟定的浮选流程，确定可能达到的浮选指标等。

近几年来，由于微型连续浮选装置的生产，因而用分批试验法进行实验室浮选闭路试验将逐步被微型连续浮选试验所取代，其试验指标更接近工业生产指标。

(一)浮选闭路试验的操作技术

闭路试验的作法是按照开路试验选定的流程和条件，接连而重复地做几个试验，但每次所得的中间产品(精选尾矿、扫选精矿)仿照现场连续生产过程一样，给到下一试验的相应作业，直至试验产品达到平衡为止。例如，如果采用如图 1－4－15 所示的简单的一粗、一精、一扫闭路流程，则相应的实验室浮选闭路试验流程如图 1－4－16 所示。

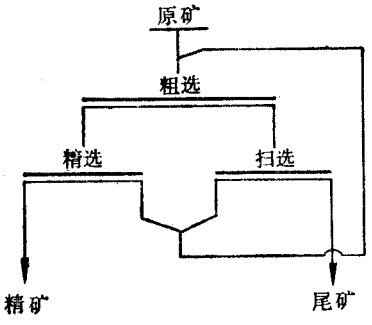


图 1－4－15　简单的一粗、一精、一扫闭路流程

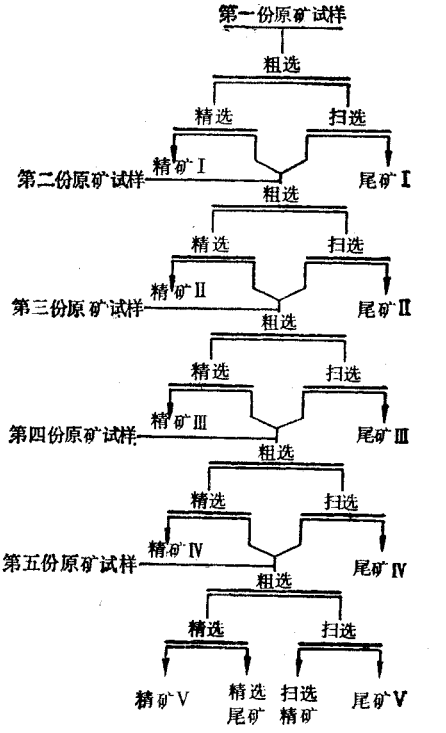


图 1－4－16　闭路试验流程示例

还有比图 1－4－15 更复杂的流程闭路试验。在这些试验中有几次精选作业，每次精选尾矿一般顺序返回前一作业，也可能有中矿再磨等。

一次闭路试验需要两台或更多的浮选机，至少要两个人进行，在一般情况下，闭路试验要接连做 5～6 个试验，为初步判断试验产品是否已经达到平衡，最好在试验过程中将产品（至少是精矿）过滤，把滤饼称湿重或烘干称重，如能进行产品的快速化验，那就更好。试验是否达到平衡，其标志是最后几个试验的浮选产品的金属量和产率是否大致相等。

如果在试验过程中发现中间产品的产率一直增加，达不到平衡，则表明中矿在浮选过程中没有得到分选，将来生产时也只能机械地分配到精矿和尾矿中，从而使精矿质量降低，尾矿中金属损失增加。

即使中矿量没有明显增加，如果根据各产品的化学分析结果看出，随着试验的依次往下进行，精矿品位不断下降，尾矿品位不断上升，一直稳定不下来，这也说明中矿没有得到分选，只是机械地分配到精矿和尾矿中。对以上两种情况，都要查明中矿没有得到分选的原因。如果通过产品的考察查明中矿主要是连生体组成，就要对中矿进行再磨，并将再磨产品单独进行浮选试验，判断中矿是否能返回原浮选循环还是单独处理。如果

是其他方面的原因，也要对中矿单独进行研究后才能确定它的处理方法。

闭路试验操作中主要应当注意下列问题：

(1)随着中间产品的返回，某些药剂用量要相应地减少，这些药剂可能包括烃类非极性捕收剂，黑药和脂肪酸类等兼有起泡性质的捕收剂，以及起泡剂。

(2)中间产品会带进大量的水，因而在试验过程中要特别注意节约冲洗水和补加水，以免发生浮选槽装不下的情况，实在不得已时，把脱出的水留下来作冲洗水或补加水用。

(3)闭路试验的复杂性和产品存放造成影响的可能性，要求把时间耽搁降低到最低限度。应预先详细地作好计划，规定操作程序，严格遵照执行。必须预先制定出整个试验流程，标出每个产品的号码，以避免把标签或产品弄混所产生的差错。

(4)要将整个闭路试验连续做到底，避免中间停歇，使产品搁置太久。

(二)浮选闭路试验结果计算方法

根据闭路试验结果计算最终浮选指标的方法有三：

(1)将所有精矿合并算作总精矿，所有尾矿合并作总尾矿，中矿单独再选一次，再造精矿并入总精矿中，再选尾矿并入总尾矿中。

(2)将达到平衡后的最后 2 ~ 3 个试验的精矿合并作总精矿，尾矿合并作总尾矿，然后根据：

$$\text{总原矿} = \text{总精矿} + \text{总尾矿} \tag{4-13}$$

的原则反推总原矿的指标。中矿则认为进出相等，单独计算。这与选矿厂设计时计算闭路流程物料平衡的方法相似。

(3)取最后一个试验的指标作最终指标。

我们建议采用第二个方法，现将这个方法具体说明如下：

假设接连共做了五个试验，从第三个试验起，精矿和尾矿的重量及金属量即已稳定了，因而采用第三、四、五个试验的结果作为计算最终指标的原始数据。

图 4-1-16 表示已达到平衡的第三、四、五个试验的流程图，表 1-4-4 列出了表示各产品的重量、品位的符号，如果将三个试验看作一个总体，则进入这个总体的物料有：

$$\text{原矿}_3 + \text{原矿}_4 + \text{原矿}_5 + \text{中矿}_2$$

表 1-4-4　闭路试验结果

试验序号	精矿		尾矿		中矿	
	重量(g)	品位(%)	重量(g)	品位(%)	重量(g)	品位(%)
3	W_{c3}	β_3	W_{t3}	ϑ_3		
4	W_{c4}	β_4	W_{t4}	ϑ_4		
5	W_{c5}	β_5	W_{t5}	ϑ_5	W_{m5}	β_{m5}

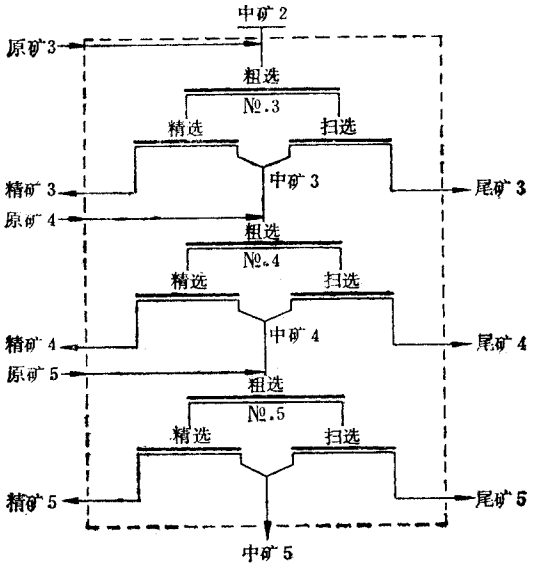


图 1－4－17

从这个总体出来的物料有：

$$(\text{精矿}_3 + \text{精矿}_4 + \text{精矿}_5) + \text{中矿}_5 + (\text{尾矿}_3 + \text{尾矿}_4 + \text{尾矿}_5)$$

由于试验已达到平衡，即可认为：

$$\text{中矿}_2 + \text{中矿}_5 \tag{4-14}$$

则 $\text{原矿}_3 + \text{原矿}_4 + \text{原矿}_5 = (\text{精矿}_3 + \text{精矿}_4 + \text{精矿}_5) + (\text{尾矿}_3 + \text{尾矿}_4 + \text{尾矿}_5)$

下面分别计算产品重量、产率、金属量、品位、回收率等指标。

(1)重量和产率　每一个单元试验的平均精矿重量为：

$$W_c = \frac{W_{c3} + W_{c4} + W_{c5}}{3} \quad (g) \tag{4-15}$$

平均尾矿重量为：

$$W_t = \frac{W_{t3} + W_{t4} + W_{t5}}{3} \quad (g) \tag{4-16}$$

平均原矿重量为：

$$W_o = W_c + W_t \quad (g) \tag{4-17}$$

由此分别算出精矿和尾矿的产率为：

$$\gamma_c = \frac{W_c}{W_o} \cdot 100(\%) \tag{4-18}$$

$$\gamma_t = \frac{W_t}{W_o} \cdot 100(\%) \tag{4-19}$$

(2)金属量和品位　品位是相对数值,因而不能直接相加后除 3 求平均值,而只能先计算绝对数值金属量 P,然后再算出品位。

三个精矿的总金属量为：

$$P_c = P_{c3} + P_{c4} + P_{c5} = W_{c3} \cdot \beta_3 + W_{c4} \cdot \beta_4 + W_{c5} \cdot \beta_5 \tag{4-20}$$

精矿的平均品位为：

$$\beta = \frac{P_c}{3W_c} = \frac{W_{c3} \cdot \beta_3 + W_{c4} \cdot \beta_4 + W_{c5} \cdot \beta_5}{W_{c3} + W_{c4} + W_{c5}}(\%) \tag{4-21}$$

同理,尾矿的平均品位为：

$$\vartheta = \frac{P_t}{3W_t} = \frac{W_{t3} \cdot \vartheta_3 + W_{t4} \cdot \vartheta_4 + W_{t5} \cdot \vartheta_5}{W_{t3} + W_{t4} + W_{t5}}(\%) \tag{4-22}$$

原矿的平均品位为：

$$\alpha = \frac{(W_{c3} \cdot \beta_3 + W_{c4} \cdot \beta_4 + W_{c5} \cdot \beta_5) + (W_{t3} \cdot \vartheta_3 + W_{t4} \cdot \vartheta_4 + W_{t5} \cdot \vartheta_5)}{(W_{c3} + W_{c4} + W_{c5}) + (W_{t3} + W_{t4} + W_{t5})}(\%) \tag{4-23}$$

(3)回收率　精矿中金属回收率可按下列三式中任一公式计算,其结果均相等,即：

$$\varepsilon = \frac{\gamma_c \cdot \beta}{\alpha}(\%) \tag{4-24}$$

$$\varepsilon = \frac{W_c \cdot \beta}{W_o \cdot \alpha} \cdot 100(\%) \tag{4-25}$$

$$\varepsilon = \frac{\text{三个精矿的总金属量}}{\text{三个原矿的总金属量}} \cdot 100(\%)$$

$$= \frac{W_{c3} \cdot \beta_3 + W_{c4} \cdot \beta_4 + W_{c5} \cdot \beta_5}{(W_{c3} \cdot \beta_3 + W_{c4} \cdot \beta_4 + W_{c5} \cdot \beta_5) + (W_{t3} \cdot \vartheta_3 + W_{t4} \cdot \vartheta_4 + W_{t5} \cdot \vartheta_5)} 100(\%) \tag{4-26}$$

虽然表面上看起来 4-36 式复杂得多,实际上精矿和原矿的总金属量数值在前面的计算中均已算出,用此式计算反而直接方便。

尾矿中金属的损失可按差值(即 $100-\varepsilon$)计算。为了检查计算的差错,也可再按金属量校核。

有了平均原矿的指标,必要时,也可算出中矿的指标。计算中矿指标的原始数据为中矿 5 的产品重量 W_{m5}和品位 β_{m5},要计算的是产率 γ_{m5},和回收率 ε_{m5}

$$\gamma_{m5} = \frac{W_{m5}}{W_o} \cdot 100(\%) \tag{4-27}$$

$$\varepsilon_{m5} = \frac{\gamma_{m5} \cdot \beta_{m5}}{\alpha}(\%) \tag{4-28}$$

计算中矿指标时,一定要记住中矿 5 只是一个试验的中矿,而不是第三、四、五个试

验的“总中矿”。中矿 3 和中矿 4 还是存在的，只不过已在试验过程中用掉了。

四、矿浆浓度、酸碱度和充气量的测定

(一)矿浆浓度的测定

矿浆浓度是指矿浆中固体与液体重量之比，常以固体的含量%表示。矿浆浓度高低影响浮选过程充气量、药量、产品的质量和回收率等，因此，矿浆浓度是影响浮选过程重要因素之一。

矿浆浓度测量方法，有人工的和自动的两种。

人工测量方法包括烘干法和浓度壶法。

烘干法是取一定量的矿浆试样、称重，得矿浆的总重量，然后烘干，称量固体重量，并按下式进行计算：

$$C = \frac{Q}{G} \cdot 100(\%) = \frac{Q}{Q + W} \cdot 100(\%) \qquad (4-29)$$

式中　Q——矿浆中固体重量(kg)；

W——矿浆中水的重量(kg)；

G——矿浆重量(kg)。

此法虽精确，但耗时较多。连续试验和生产中为了及时指导和调整浮选过程，一般用浓度壶测定。

浓度壶测量法，浓度壶(见图 1-4-18)是用白铁皮作的，容积 200mL 至 1L，实验室可小一些，生产上可大一些。取样称重，扣除空壶重量，得矿浆重量，除以壶的容积，得矿浆重度。从矿浆重度可以算出浓度，计算方法是：



图 1-4-18　浓度壶示意图

设 矿浆的重度为 γ_p(kg/L 或 g/cm³)——与矿浆比重 δ_p 数值相同；

固体的重度为 γ_s(单位同上)——与固体比重 δ_s 数值相同；

矿浆浓度，即固体重量分数为 P。

则 单位重量矿浆所占体积等于 $1/\gamma_p$；

单位重量矿浆中固体所占体积等于 P/γ_s；

单位重量矿浆中水所占体积等于$(1-P)/1=1-P$。

因为，矿浆体积＝固体体积＋水的体积，所以：

$$\frac{1}{\gamma_p}=\frac{P}{\gamma_s}+(1-P)$$

$$P=\frac{\gamma_s(1-\gamma_P)}{\gamma_P(1-\gamma_s)}=\frac{\delta_s(1-\delta_P)}{\delta_P(1-\delta_s)} \tag{4-30}$$

一般在试验和生产中矿石的比重 δ_s 是已知的，取样称出矿浆比重，就可用式(4－30)算出浓度，为方便计，可以预先算出列成表。在测量时，只需根据矿浆重量查表，就可知矿浆浓度。

(二)矿浆酸碱度的测定

浮选矿浆酸碱度的高低，显著地影响各种浮选药剂的作用和各种矿物的可浮性、最终反映到对浮选指标的影响。因此，控制矿浆的酸碱度，是控制浮选指标重要措施之一。

水溶液中的酸碱度，是指水溶液中的〔H^+〕与〔OH^-〕的浓度。纯净的水，〔H^+〕与〔OH^-〕离子乘积在 15～25℃时为一常数，等于 10^{-14}。即

$$[H^+]\times[OH^-]=K_{H_2O}=10^{-14} \tag{4-31}$$

当水溶液中〔H^+〕与〔OH^-〕离子浓度相等时，即呈中性，此时：

$$[H^+]=[OH^-]=10^{-7} \tag{4-32}$$

为简化水溶液的酸碱度表示法，通常采用氢离子浓度的对数的负数，即 pH 值。以“P”代表负的对数〔－lg〕；“H”代表氢离子浓度，即

$$pH=-\lg H \tag{4-33}$$

因为　　$[H^+]\times[OH^-]=10^{-14}$

所以在中性溶液中　　$pH=-\lg10^{-7}=7$

在酸性溶液中　　$pH<7$

在碱性溶液中　　$pH>7$

酸碱度测定方法可分为指示剂法和电位测定法、滴定法。

1. 指示剂法

指示剂是一种有机弱酸或有机弱碱，其分子未经电离以前与电离以后具有不同的颜色。各种指示剂有其一定的氢离子浓度范围，当溶液中氢离子浓度不同时，指示剂将显示不同颜色。例如当酚酞在酸性溶液中离解很少，为无色，在碱性溶液中它完全离解，呈鲜艳的品红色；甲基橙在酸性溶液内带红色，而在碱性溶液中带黄色。鉴于此，可用 pH 试纸和比色法测得溶液的 pH 值。pH 试纸测定 pH 值，是将这种纸条用矿浆浸湿，对照 pH 比色纸的颜色变化估计大致的 pH 值。此法简便，速度快，但欠准确。比色法，是取出一定矿浆试样，澄清或离心，把一定量的澄清液(如 5～10mL)置于试管，加入定量(几滴)

的指示剂，指示剂在溶液中将显示颜色，将该试管与已知 pH 值的标准比色管相对比，从而确定 pH 值。比色法测 pH 值简便迅速，但误差大，常在 0.2pH 以上，至 1 个 pH，比色法不适用于深色溶液、混浊溶液和有胶体存在的溶液。指示剂的采用必须根据试液的 pH 值加以严格选择。

2. 电位测定法

利用酸度计测 pH 值的方法是电位测定法，也是用于测定 pH 值的主要方法。它是将测量电极（即玻璃电极）与参比电极（即甘汞电极）一起浸在被测溶液中，组成一个原电池。由于甘汞电极的电极电势不随溶液的 pH 值变化，故在一定温度条件下为定值。而玻璃电极的电极电势随溶液的 pH 值的变化而改变，所以它们组成的电池电动势也只随溶液的 pH 值变化。

设电池电动势为 E，则 25℃时

$$E = E_{甘汞} - E_{玻} = E^{\circ}_{甘汞} - E^{\circ}_{玻} + 0.0591\mathrm{pH} \qquad (4-34)$$

式中 $E^{\circ}_{甘汞}$、$E^{\circ}_{玻}$ 分别为甘汞电极和玻璃电极的标准电极电位（mV）。

从 4－34 式可知，在 25℃时，每相差一个 pH 就产生 59.1mV 的电位差，也就是说在 25℃时 59.1mV 等于一个 pH 值，因此测定 pH 就是测定溶液的电位。

酸度计的主体是一个精密的电位计，用来测量上述原电池的电动势，并直接用 pH 刻度值表示出来，直接读出溶液的 pH 值。

国产各种类型实验室用酸度计，如雷磁 25 型，pHS－2 和 pHS－3 型等，都是以玻璃电极作为测量电极，甘汞电极作参比电极。因玻璃电极不会中毒，当被测溶液中含有氧化，剂、还原剂和有机物质时，pH 值的测定不会受到影响，同时测量的 pH 值范围宽，精度高，因此应用广泛。

3. 滴定法

在浮选多金属硫化矿时，为了抑制黄铁矿或优先分离混合精矿，加大量石灰，致使矿浆 pH 值很高，此时用比色法测 pH 不准确，应采用酸碱中和滴定法。其原理就是将加石灰形成的高碱度矿浆试样，用已知标准的酸去中和，然后从所耗的酸量，计算出碱量。

滴定法具体操作 采取矿浆试样静置或离心澄清，用刻度吸管吸取澄清液 50ml，放入烧瓶，滴入指示剂，如酚酞指示剂。然后用预先标定的已知酸度的滴定溶液进行滴定。逐滴加入滴定溶液并摇动烧瓶，直至出现变色时为止，从滴定管的刻度读出滴定所耗用的酸量。于是可用下式算出矿浆的碱度。

如 滴定时耗用的酸量为 $a$ml；

进行滴定的矿浆溶液的容积为 $b$ml；

标准液的当量浓度为 N；

氧化钙的克当量为 $R=\frac{40.08+16}{2}\approx 28$；

则矿浆的碱度，也就是矿浆中纯氧化钙的含量 x：

$$x=\frac{aRN}{b}(\mathrm{g/l}) \tag{4-35}$$

这种滴定法测出来的碱度，称为“有效 CaO 量”。因为石灰的质量变化不定，所以称量干石灰用量不能控制浮选要求的 pH。而及时取样滴定碱度，为矿浆 pH 调节提供了指示。

(三)矿浆充气量的测定

充气量是指矿浆中充入空气的体积。一般以充入矿浆中的空气体积($Q_{气}$)与总矿浆体积(即矿浆本身体积 $Q_{浆}$ 加充入空气体积 $Q_{气}$ 的总和)之比，作为度量单位，称为充气系数。

$$\text{充气系数}=\frac{Q_{气}}{Q_{气}+Q_{浆}} \tag{4-36}$$

一般适宜的充气系数为 0.25～0.35。

充气量的测量：XFD 型浮选机的充气量，可使用通用的转子流量计测量；连续性试验和工业生产可用量筒测量。量筒测定充气量的装置见图 1-4-19，此装置是一个 0.5～1L 的量筒，有一个可开关的盖子 1，测量前将量筒装满水，关上盖子，要盖得严密，然后把量筒倒过来，浸入矿浆中。浸入深度约达量筒 3 处，之后利用栓杆 2 把浸在矿浆内的盖子打开，同时开动秒表测定时间。这时矿浆中的空气逐步进入量筒，充满量筒的上部。待空气充满量筒一定体积时，同时记下气体充满量筒该一定体积的时间，即可计算出充气量。

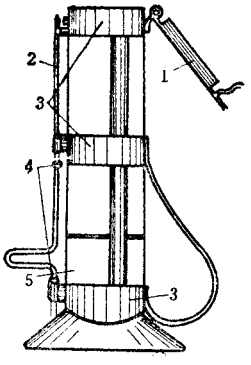


图 1-4-19　测量充气量的装置

1—顶盖；2—栓杆；3—夹套；4—止推螺栓；5—玻璃量筒

如：气体充满量筒至一定体积的时间为 t(s)；

量筒被充满气体部分体积为 V(m³)；

量筒的平面积为 A(m²)；

则每平方米量筒面积充入的空气量为 q：

$$q = \frac{V}{At} \qquad (m^3/m^2 \cdot s) \qquad (4-37)$$

测量时，选择浮选槽若干有代表性的点反复测 3～4 次，然后计算其平均值。

第三节　磁选试验分析

一、概述

磁选通常用来分选铁、锰、镍、铬、钛以及一些有色和稀有金属矿石。随着工业和科学技术的发展，磁选的应用日趋广泛，不仅应用于陶瓷工业、玻璃工业原料的制备以及冶金产品的处理等，而且还扩大到污水净化、烟尘及废气净化等方面，我国目前磁选主要用于分选铁矿石以及钨锡和稀有金属矿石的精选。

磁选试验的目的在于确定在磁场中分离矿物时最适宜的入选粒度、自不同粒级中分出精矿和废弃尾矿的可能性、中间产品的处理方法、磁选前物料的准备(筛分和分级、除尘和脱泥、磁化焙烧、表面药剂处理等)、磁选设备、磁选条件和流程等。

电选主要用于精选作业，即电选的原料一般是经过重选或其它选矿方法选出来的粗精矿，采用电选分离共生重矿物并提高精矿品位。当然也有部分矿物直接采用电选方法分选。电选对于各种粗粒级重矿物的分离及提高精矿品位是很有效的，有部分矿物采用浮选、重选或磁选难以分离，但却可用电选法有效地使之分离。

二、磁选试验

磁选是根据各种矿物磁性的差异分离矿物的一种选矿方法。因此，要确定所研究的矿石能否采用磁选，首先必须研究矿石的磁性，即事先对矿石进行磁性分析，然后再做预先试验、正式试验，以确定磁选操作条件和流程结构。

(一)矿石的磁性分析

矿石磁性分析的目的在于确定矿石中磁性矿物的磁性大小及其含量。通常在进行矿产评价、矿石可选性研究以及检验磁选厂的产品和磁选机的工作情况时，都要做磁性

分析。

矿石的磁性分析主要包括矿物的比磁化系数的测定与矿石中磁性矿物含量测定两部分。

1. 矿石中主要矿物比磁化系数的测定

各种矿物比磁化系数的测定,在磁选可选性研究工作中有很重要的意义。

测定有用矿物与脉石矿物的比磁化系数后,可以初步估计它们的分选效果。矿物按其磁性的强弱可分为三类;

(1)强磁性矿物　这种矿物的比磁化系数大于 $35\times10^{-6}m^3/kg$。属于这类矿物的主要有磁铁矿、钛磁铁矿、磁赤铁矿、磁黄铁矿等。此类矿物属易选矿物,可用约 0.15T 的弱磁场磁选机分选。

(2)弱磁性矿物　这种矿物的比磁化系数为 $7.5\sim0.1\times10^{-6}m^3/kg$ 属于这类的矿物最多,如各种弱磁性铁矿物(赤铁矿、褐铁矿、菱铁矿、铬铁矿等),各种锰矿物(水锰矿、硬锰矿、菱锰矿等),大多数含铁和含锰矿物(黑钨矿、钛铁矿、独居石、铌铁矿、钽铁矿、锰铌矿等)以及部分造岩矿物(绿泥石、石榴石、黑云母、橄榄石、辉石等)。这些矿物有的较易选,有的较难选,因而所需磁场变化范围较宽,约 0.5~2.0T。

(3)非磁性矿物　这类矿物的比磁化系数小于 $0.1\times10^{-6}m^3/kg$。现有磁选设备不能有效地进行回收。属于这类矿物较多,如白钨矿、锡石和自然金等金属矿物;煤、石墨、金刚石和高岭土等非金属矿物;石英、长石和方解石等脉右矿物。此类矿物磁性很弱,随着磁选技术的发展,也可用磁选法回收。

2. 磁性矿物含量的分析

实验室常用磁选管、手动磁力分析仪、自动磁力分析仪、湿式强磁力分析仪和交直流电磁分选仪等分析矿石中磁性矿物含量,以确定磁选可选性指标,对矿床进行工业评价,检查磁选过程和磁选机的工作情况。

对磁性分析仪器的要求是:矿物按磁性分离的精确度高;可调范围比较宽;处理少量物料时损失不大于 2%。

(1)磁选管　常用于细粒级强磁性矿物的磁性分析。

磁选管构造如图 1-4-20 所示。在"C"字形铁芯上绕有线圈,通以直流电,电流强度可用变阻器调节,最高磁场强度可达 160~240kA/m。玻璃管(直径稍大于磁极的间隙,一般为 ϕ40~100mm)用支架支承在磁极中间,并与水平成 45°角。通过适当的传动装置,用电动机带动支架上的圆环(套在玻璃管的外面)使玻璃管作往复地上下移动和转动。有的无传动装置,则用手作上下移动和转动。

试验时,取适量(对 ϕ40mm 左右磁选管以在管内壁上吸 2~3g 磁性产物为宜,对于

ϕ100 毫米左右磁选管一般为 7～8g)有代表性的细磨试样,装入小烧杯中进行调浆,使其充分分散。然后将水引入玻璃管内,并调节玻璃管上下端橡皮管的夹子,使玻璃管内水的流量保持稳定,水面高于磁极 30mm 左右。接通直流电源,并调节到预先规定的安培数,开始给矿。先将烧杯中的矿泥部分徐徐地由玻璃管的上端冲洗到管内,待矿泥部分给完后再给沉于杯底之矿砂。磁性矿粒在磁力的作用下,被吸引在极间的管内壁上,而非磁性矿粒则随冲洗水从玻璃管下端排出。然后继续将玻璃管作往复的上下移动和转动,使物料受到更好的清洗,当脉石颗粒和矿泥被清洗干净后(管内水清晰、不混浊时为止),停止给水,放出管中的水,更换接矿器,切断直流电源,洗出磁性产品。一份磁析样品一次做不完时,可分几次做,做完后,精矿和尾矿分别合在一起脱水、烘干、称重、取样、送化学分析,求出磁性部分在原试样中的百分含量并评定磁选分离效果。

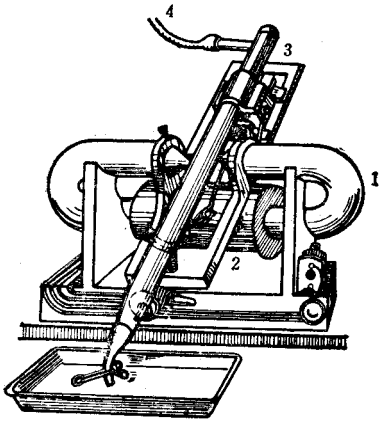


图 1－4－20　磁选管外形图

1—铁芯;2—线圈;3—玻璃管;4—给水管

用大量试样在实验室型磁选机上进行试验得出的或工业生产得出的磁选产物,多半都用磁选管进行磁性分析,检查各产物中磁性矿物的含量,以评定磁选效果。

对组成比较简单的矿石,如单一磁铁矿石,磁选管的磁性分析结果便可满足矿床工业评价的需要。

(2)湿式强磁力分析仪　可用实验室型湿式强磁选机进行磁性分析。该机是吸收国外琼斯和埃里兹型磁选机的某些特点,并结合小型试验的需要而研制的选矿试验设备,其构造如图 1－4－21 所示。

①设备规格和结构　磁场强度调节范围为 0.15～2.3T,最大处理能力 10kg/h。主要由铁芯、励磁线圈、分选箱、给矿、冲矿、接矿装置等几部分组成。

铁芯　采用方框磁路,磁极头之间的间距为 42mm。

励磁线圈　用纱包扁铜线绕制而成。共有 8 个线包，在磁极头附近双侧配置，最大允许工作电流为 20A，在各线圈间设置夹层铜质冷却水套。

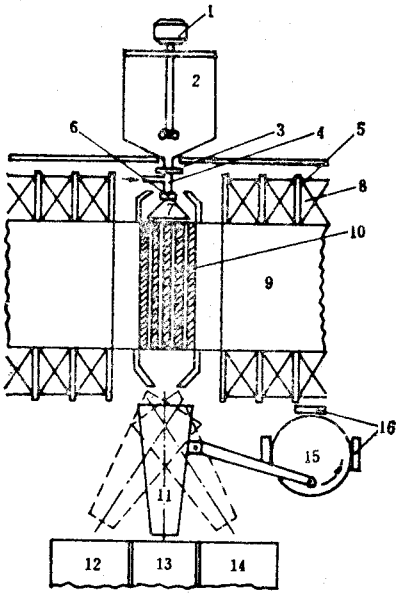


图 1－4－21　湿式强磁选机构造示意图

1—搅拌机；2—搅拌桶；3—给矿阀；4—三通阀；5—冷却水套；6—扁嘴运动拉杆；7—铜扁嘴；8—激磁线圈；9—铁芯；10—分选箱；11—承矿漏斗；12、13、14—精、中、尾矿接矿桶；15—偏心轮；16—微动开关

分选箱　由五块纯铁制成的齿板和两块铝质挡板组成，齿尖角 100°。紧靠磁极头的两块齿板为单面，其余为双面齿板。所有齿板由带沟槽的铝挡板固定，两齿板的齿尖距 1.5mm，齿谷距 6.25mm。为适应选别不同类型矿石的需要，设有备用分选箱。

给矿、冲矿及接矿装置　在分选箱上部有一搅拌桶，搅拌桶（或漏斗）底部有由电磁铁控制的给矿阀，阀门下端安装一长 35mm，宽 2mm 的铜扁嘴，扁嘴由平衡电动机带动作往复运动。矿浆从搅拌桶经给矿阀和扁嘴均匀地进入分选箱内。

中矿清洗和精矿冲洗水，分别由 19mm 和 25mm 电磁阀控制，经给矿阀与扁嘴之间的三通管，由扁嘴进入分选箱。

从分选箱中的排矿，经漏斗排入接矿箱。漏斗由可逆电动机和偏心连杆机构带动作摆动运动。当操作台给定时间接通电动机电源后，漏斗开始摆动，当摆至某一接矿箱上部时，偏心轮上触点断开微动开关，电源切断，摆斗在此位置自动停止 排矿完毕后，又启动，再停止在另一接矿箱上，依次循环，实现产品的分别接取。

②操作。　整个操作过程包括给矿、分选、清洗、排矿、以及转换排矿漏斗位置等，均

由数字计时器按预先给定的程序自动控制。最后将磁性产品、非磁性产品烘干、称重、分别送化验。

(3)手动干式磁力分析仪　手动磁力分析仪示于图 1－4－22,它主要由铁芯 1、齿极 2、平极 3 和线圈 4 组成,齿极可上下移动。通入直流电后,两磁极之间产生强磁场,其磁场强度的强弱可以通过调节激磁电流及极距来实现。一般两极之间的工作磁场强度可在 0.1～1.8T 之间变动(最高可达 2T 以上)。如果被分析的试样中有不同的磁性矿物,则可按磁性强弱依次进行分离。操作顺序如下:

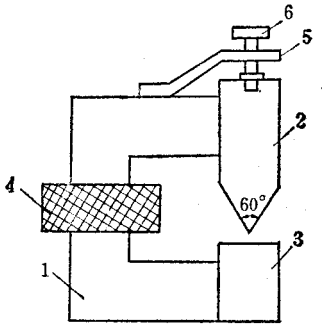


图 1－4－22　手动干式磁力分析仪示意图

1—铁芯;2—齿极;3—平极;4—线圈;5—支臂;6—螺杆

①取 1～3g 矿砂呈单层撒在玻璃板上,并送进工作间隙;

②根据试样粒度调节齿极与玻璃板上矿层之间的距离;

③通入一定大小的激磁电流,将玻璃板贴着平极来回作水平移动,使磁性矿粒吸在齿极上;

④取出给矿玻璃板,再换上另一块接精矿的玻璃板;

⑤切断电流,吸在齿极上的磁性矿粒落在玻璃板上,即为磁性产品。试样重量较多或粒度较细时,一份试样分几次做完,做完后称重,即可计算各产品的重量百分数。

由于磁性矿粒所受的磁力随齿极与矿粒之间的距离减少而急剧增加,所以在操作过程中,玻璃板应始终贴着平极移动,使整个操作过程均在磁力相同的条件下进行。

(4)自动磁力分析仪　此种磁力分析仪的磁场强度可在 0.01～2T 范围内均匀调节,适于干式分离小于 1～0.075mm 的弱磁性矿石。

自动磁力分析仪如图 1－4－23 所示,由铁芯 1,磁极头 2,线圈 3,电振分选槽 4 等组成。电振分选槽的上端有给料环 5 及电动给矿器 7,下端有接料漏斗和接料杯 6。磁析仪用心轴支放在悬臂式的支架 8 上,转动手轮 9 可以改变分选槽的纵向坡度。悬臂支架被心轴固定在机座上,转动心轴上装有转动手轮,可以用来改变电振分选槽的横向坡度。

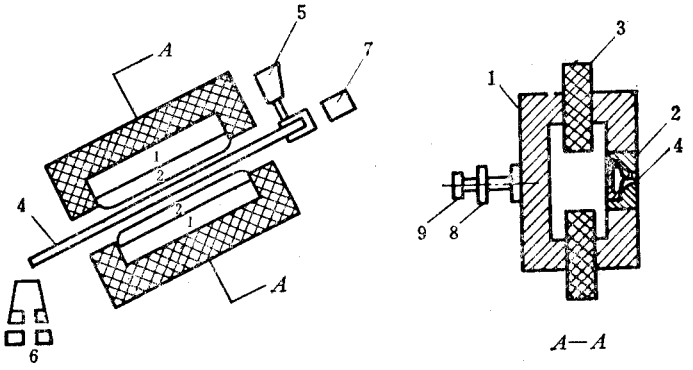


图 1－4－23　自动磁力分析仪

1—铁芯；2—磁极头；3—线圈；4—电振分选槽；5—给料杯；
6—接料杯；7—电振给矿器；8—支架；9—转动手轮

操作步骤

①接通励磁直流电源和振动给矿器的低压交流电源，选分槽便处在不均匀磁场中，给矿器作纵向振动。选分槽内的矿粒所受磁场的磁力靠里边弱，靠外边强，磁性较强的矿粒受磁力作用流向外边强磁场区，非磁性或磁性较弱的矿粒由于重力作用流向分选槽里边。这样从分选槽流出的矿粒即为两种不同磁性的矿粒。

②用副样调整励磁电流强度、振动给矿器的电流强度（即振动强度）、电振分选槽的纵向坡度和横向坡度，使分选槽上矿砂分带明显。在磁场强度和振动强度大体确定之后，如有堵矿现象，应适当调大纵向坡度；磁性产品产率较大时，要适当调大横向坡度。

③调整好后切断电流，刷净分选槽和磁极头之后，再接通励磁电流和振动槽电源，并将正式试样装入给矿杯，进行分离操作。

④分离完毕后，切断电源，卸下振动分选槽，将粘附在上面的少量物料刷入磁性或非磁性的接矿杯中。

⑤最后将磁性产品和非磁性产品分别称重，计算它们的重量百分数。

(5)交直流电磁分选仪　该分选仪主要用于将强磁性矿物（如磁铁矿、钒钛磁铁矿、磁黄铁矿等）及弱磁性矿物（如赤铁矿、菱铁矿、褐铁矿和黄铁矿等）磁化焙烧产品与弱磁性（或非磁性）矿物分离。同时能将两种以上的强磁性矿物组合进行分离提纯。对比磁化系数相近的细粒强磁性矿物，由于磁粘连作用，镜下挑选困难，故用一般直流磁选设备。也很难分选，但用交直流电磁分选仪能快速分离提纯。

分选原理　将比磁化系数和矫顽力不同的磁性矿物放入具有一定场强（交变、交直流叠加）的磁场内，利用矿物在场内的磁性差异，产生不同的状态：吸引、排斥或以不同的速度向四周扩散运动，而达到分选矿物的目的。

矿粒在交直流叠加磁场的情况见图 1－4－24。在两种磁场作用下，由于推斥力作用时间的长短不同，因而使矿粒受到推斥力作用后向上运动的高度有了显著差别。纯交流磁场时，矿粒受到推斥力作用开始向上运动，当它还未来得及上升多高的距离，磁场已经反向了，迫不及待地把它拉回到给矿表面；交直流叠加磁场可以把矿粒推到较高的高度，才使它折回到给矿表面。矿粒的上升高度越大，它返回到给矿面肘产生的碰撞振动就越强烈。这种强烈振动有利于两种不同磁性矿物的分离，故可以解决某些难分选矿物的分离问题。

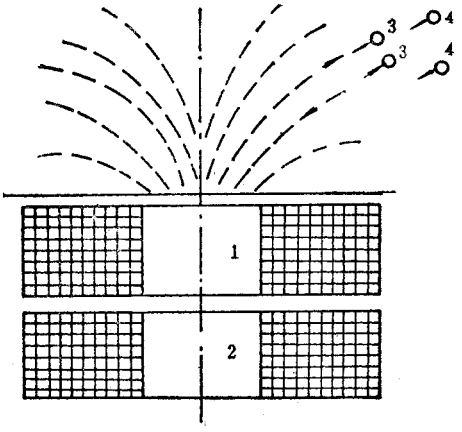


图 1－4－24　矿粒在交直流叠加磁场的情况

1—交流线圈；2—直流线圈；3—矫顽力大的矿粒；4—矫顽力小的矿粒

设备构造　该仪器主要由分选盘、给料斗和磁极等几部分组成。

①分选盘　分选盘通过板弹簧等安装在与磁极端面处于平行位置的机体上，其振幅、上下位置和倾角均是可调的。

②给料斗　整个给料斗部分安装在分选盘上，与分选盘同时振动。给料量的大小可通过调节螺钉调节给料口的大小来控制。

③磁极部分　整个磁系是通过用两块等高支座安装在机体内部。磁系由一个“U”字形（或“山”字形）磁铁组成，铁芯上半部为交流线圈绕组，由 220V 交流电经一调压变压器输入。由于电压可连续调节，故在交流线圈绕组上便产生一个开路的、可变的交变磁场。铁芯下半部的绕组为直流绕组，经调压器调压的交流电流，再经整流后的直流电流输入，便在直流绕组上产生了一个开路的可变的直流磁场。适当调节激磁电流，就获得了所需要的交直流叠加复合磁场。

试验时，首先将物料经筛分、除尘、烘干处理。有些物料需先在较大直流磁场中预磁，使其具有一定的剩磁感应强度，然后调节磁极端面与分选盘间的距离和角度，接通交

直流激磁线圈电源，适当调节电压、电流大小，使磁极端面产生符合要求的叠加复合磁场（一般可调范围为 0～0.09T）。调节给矿量大小，接通分选盘电源，使分选盘的振动调节到所需要的振幅，物料经多次分选即可达到所需要的纯度。

（二）预先试验

实验室一般采用磁性分析仪（或实验室型磁选机）做预先试验，它可用少量试样进行广泛的探索，以找出各种不同因素对磁选分离的影响，可加快整个试验进度。

预先试验一般是对不同磨矿粒度及各种选别条件下的产品进行磁性分析，初步确定适宜的入选粒度、选别段数、大致的选别条件和可能达到的指标。

（三）正式试验

在预先试验的基础上，可用较多的试样在实验室型的磁选机上进行正式试验。磁选机的型式较多，故需根据预先试验的结果和有关的实践资料来进行选择。例如，强磁性矿物可用弱磁场磁选机，弱磁性矿物需用强磁场磁选机 粗粒的可进行干式磁选，细粒的需进行湿式磁选。

磁选机选定后，可先用一小部分试样进行探索性试验，在试验过程中，根据分离的情况来调节各种影响因素，如给矿粒度、给矿速度、磁场强度及其它工艺条件，顺次地进行试验直到得出满意的选别结果为止。最后可用大量的试样用前面所找到的最适宜条件进行检查试验。检查试验的结果可作为最终的磁选试验指标。

1. 强磁性矿石的磁选试验

主要根据矿物的嵌布粒度选择相应的磁选机，粗粒的采用干选离心筒式磁选机及磁滑轮。细粒的采用磁力脱水槽和湿式筒式磁选机。

（1）干式磁选试验　一般在下述情况下需进行干式磁选试验：

①块矿干式磁选　目的是剔除在采矿时混入矿石中的围岩和夹石，它通常是磁选厂中的预选作业。

块矿干式磁选试验通常都是在工业型设备中进行，常用的是 $\phi 600 \times 630$mm 的磁滑轮。一般进行：a. 不同磁场强度试验，可参照类似厂矿生产技术条件；b. 不同粒度试验，对贫磁铁矿进行选别时，通常筛分成 75～12 和 12～0mm 两级，如果 75～12mm 级别效果不好，则分析其原因，若是由于分级范围太宽，则应进一步分级入选；c. 水份试验，当粒度为 75～12mm 时，矿石中含水量对选别指标影响不大，但选别 12～0mm 时，特别是矿泥。量较大时，水分的影响是显著的；d. 不同处理量试验，该试验需大量矿样，在试验室难以进行，一般皆在现场进行工业试验。

②干磨干选试验　在缺水和寒冷地区，以及其他条件适宜的地区，可考虑建立干选磁选厂，为此需进行干式磁选试验。试验时要选择选别流程、设备参数和操作条件、确定

可能达到的选别指标。

目前干式弱磁选主要采用筒形干式磁选机。生产上,干选磁选厂通常采用无介质磨矿机干磨。由于在实验室条件下进行无介质磨矿试验非常困难,因而磨矿产品粒度组成将与今后生产实际情况不符,也无法据此确定今后的生产流程结构。因而试验的主要任务是确定适宜的磨矿粒度和可能达到的综合指标。

试验中要找出适宜的设备参数和操作因素,主要是磁选机滚筒和磁轮的转速,以及磨矿粒度等。至于其他因素,有的(如水份)可根据经验得知,不必试验;有的(如给矿量及分级入选条件)则在实验室难以进行。

(2)湿式磁选试验　试验的目的是为了确定合理的选别流程,包括分选段数及每一选别段所用之设备。分选段数是根据嵌布粒度及对精矿质量的要求而定。目前多数磁选厂的精矿品位高于62%Fe,如有特殊要求则精矿品位需按要求而定。

①磁力脱水槽　实验室一般采用ϕ350mm的小型磁力脱水槽。

磁力脱水槽是一种构造简单而效果较好的设备。在磁力作用下细粒磁铁矿形成磁团絮,经上升水流的影响,磁性矿粒会与细粒脉石分离,达到富集作用。

影响磁力脱水槽的主要工艺因素有:上升水流量、磁场强度及给矿速度。在条件允许的情况下还应进行上升水压大小试验。一般可以在尽可能高的磁场强度下进行试验,寻找最佳上升水流量、给矿速度及给矿浓度。上升水量的最大限度应能使较细的磁铁矿粒回收。

磁力脱水槽用于处理磁选最终精矿,它不仅可以起浓缩作用,而且可使抉精矿品位提高。

磁力脱水槽常用于阶段磨矿、阶段选别流程中作为第一段磨矿后的选别设备。第一段选别作业选用磁力脱水槽或是磁选机应进行对比试验,如溢流量显著地小于磁选机的尾矿量,或者尾矿中含有其它有用矿物时,不用脱水槽;当第一段磨矿后矿泥较多时,则应采用脱水槽。在第二段磨矿后的选别作业,一般情况下磨矿粒度均较细,此时在磁选前采用脱水槽,如能脱出细粒级产率大于20%(对作业),就有效地提高了下一段磁选机的分选效果。如个别情况下,磨矿粒度较粗,脱出尾矿量较少,则不采用脱水槽。

②湿式鼓式磁选机　一般进行如下条件试验。

磨矿细度　磨矿细度是最重要的工艺参数,而且会涉及磁选流程的结构。它主要根据矿物的嵌布粒度特性而定。

磁场强度　磁场强度主要是根据被选矿石的磁性而定,选别强磁性矿物一般为0.08~0.2T。磁场强度广般是指磁选机筒面平均磁场强度。

补加水量　也是影响磁选的主要因素,主要根据磁铁矿的嵌布特性和原矿含泥量大

小而定。

找到最佳综合工艺条件后应该进行三个平行试验，其中有两个试验结果很接近，才能说明最佳综合工艺条件是稳定可靠的。

③预磁器和脱磁器　在实验室进行连续试验时，对于焙烧矿的磁选，常在磁力脱水槽前加预磁器，以加强细粒矿物的磁团聚作用，提高分选效果。对于焙烧矿及天然磁铁矿采用阶段磨矿、阶段选别流程时，在第一段磁选后，需设置脱磁器以破坏磁性矿物的磁团聚作用，避免影响第二段分级作业。预磁器的磁场强度应大于 0.04T，矿浆经过预磁器的时间应大于 0.2s。脱磁器的最大磁场强度，对天然磁铁矿约为 0.05T，焙烧磁铁矿应为 0.085T 以上，混合磁铁矿应在 0.065T 以上，经过大约 12 个交变周期，脱磁时间应大于 0.24s。

脱磁效果的简单检查方法，可将同一矿样分成两种，即未磁化的及磁化后脱磁的，然后将二种矿样分别进行沉降试验，如脱磁的与未磁化的矿粒沉降时间相同（达到水已澄清），则脱磁效率为 100%，即脱磁效率：

$$\eta = \frac{T}{T_0} \cdot 100(\%) \tag{4-38}$$

式中　T_0——未磁化矿样的沉降时间，s；

T——磁化后脱磁矿样的沉降时间，s。

2. 弱磁性矿石的磁选试验

目前，选分有色金属矿石应用干式强磁场盘式磁选机或辊式磁选机。这些磁选机尽管它们的工作情况良好，均不适用于选分粒度细的矿。自 1965 年以来，在研究适宜于处理细粒弱磁性矿石的湿式强磁选机方面有了很大的进展，如琼斯湿式强磁选机、高梯度湿式强磁选机、SQC－6—2770 型湿式强磁选机、ϕ1500 双立环湿式强磁选机等。随着低温物理和超导技术的发展以及能源的日趋紧张，超导磁选机也得到了较快的发展。优越于重液法的磁流体静力分选机的研究取得了一些成果，特别是高梯度（HG）原理与磁流体静力分选法（MHS）结合，使磁流体静力分选法向大规模工业应用开创一个有效途径。

试验内容包括 根据矿石性质的不同确定适宜的设备结构参数和操作条件，如磁场强度、介质型式、磁选机转数、给矿量、给矿浓度、给矿粒度、精矿区和尾矿区的冲洗水量、水压等。

下面以转环型强磁选机、电磁盘式强磁选机、罐形高梯度磁选机和磁流体静力分选机为例，介绍弱磁性矿石的磁选试验技术。

（1）转环型湿式强磁选机　Shp－1 型强磁选机属转环类型的强磁选机，它是矿冶所自己设计制造的仿琼斯型强磁选机，可进行半工业和工业试验。

①设备构造　如图 1－4－25 所示，整个磁选机的机体由一钢制的框架组成，在框架

上装有两个“U”字形磁轭，在磁轭的水平部位上安装四组励磁线圈，最大激磁电流为1500A，磁场强度可达1.7T。线圈的外部有密封保护壳（风筒），用风机进行冷却。在两个“U”字形磁轭之间，装有上、下两个转盘，转盘直径为1000mm，转盘起铁芯作用，与磁轭构成矩形磁路，转盘和分选箱（17个，规格为80×130mm，每箱齿板为单面两块、双面七块）。由安装于顶部的马达通过皮带、行星摆线针轮减速装置和中心传动轴带动，在“U”字形磁极间旋转。由于其分选环（转速为3～5r/min）直接固定于转盘周边，与磁极之间减少了一道空气隙，因而有利于减少空气磁阻，提高磁场强度。此台磁选机的磁极头（两对磁极、每盘一对）比较宽，齿板介质的高度较高，保证了足够的分选时间，有利于提高分选指标；由于极头较宽，在保证足够分选时间的前提下，转盘可采用较大的转速。同时有4个给矿点，高浓度给矿，这些因素使磁选机具有较大的处理能力（处理量10～15t/h）。此外，采用齿板作为聚磁介质，在磁场中性区用高压水冲洗精矿。在生产中严格控制给矿粒度上限（入选矿石粒度为－1mm）和强磁性矿物含量，防止分选间隙堵塞。

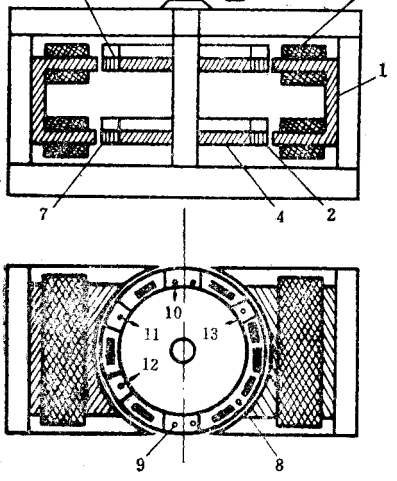


图1－4－25　Shp－1型强磁选机示意图

1—磁轭；2—分选箱；3—线圈；4—转盘；5—传动机构；
6—给矿；7—排矿；8—中矿冲洗区；9—精矿冲洗区；10—精矿；
11—中矿；12—尾矿；13—给矿

②试验内容　试验前为了防止分选间隙堵塞，必须事先排除强磁性物质、木屑和杂物等。强磁性物质采用弱磁场磁选机分离，木屑和杂物可采用筛分等方法排除。给矿粒度必须严格控制在－1mm。

Shp－1型强磁选机可调节的设备参数有激磁电流、转速等。需要考查的操作因素有

给矿粒度、给矿浓度、给矿量、各个产品冲洗水量等。

给矿粒度　给矿粒度直接影响湿式强磁选机的选别效果。一般对细泥的回收情况不大好，因而可考虑磁选前脱泥，粒度下限通常为 20 ~ 10μm。为了确定磁选给矿粒度（或磨矿粒度），可选粒度下限，磁选前脱泥的必要性等，需对磁选机的给矿、精矿、尾矿等取样进行粒度分析和化学分析。给矿粒度的确定应当是在满足选分指标的条件下尽可能粗磨，这既节省磨矿费用，同时也减少了细泥部分的损失。

给矿浓度　一般变动在 20 ~ 50% 之间。提高给矿浓度可增加磁选机的处理量和精矿回收率，但需注意保证精矿质量。

给矿量　视给料性质、磁选机类型和大小而定，Shp - 1 型湿式强磁选机给矿流量变动在 1 ~ 3L/s 之间，在保证精矿质量的前提下，以得到较高的回收率，同时满足处理量的要求为宜。

激磁电流　通过改变激磁电流的大小灵活地调整磁选机的磁场强度，一般变动在 900 ~ 1500A 之间（磁场强度变化范围为 1.25 ~ 1.5T）。

转速　一般变动在 3 ~ 5r/min 之间。转速的升高有利于提高精矿回收率。

冲洗水量　精矿冲洗水量以冲洗干净全部磁性产品为宜。中矿冲洗水一般变动在 0 ~ 800mL/s 之间，中矿冲洗水量过大，会将一些磁性产品冲下；冲洗水量过小，将会使磁性产物中夹杂非磁性产物冲不下去，使精矿品位降低，因此必须找到适宜的中矿冲洗水量。

③试验程序　将已准备好的矿样按一定浓度装入调浆桶，调整磁选机所需激磁电流、磁场区冲水量和精矿区冲水量。磁场区冲洗水由恒压水箱供给压力水。调整好磁选试验的参数后即可进行试验，按接矿槽不同位置和次序接取不同产品，据不同产品的分析品位划分精矿和尾矿。

(2)电磁盘式强磁选机

①设备构造　电磁盘式强磁选机有单盘、双盘和三盘三种。实验室通常用双盘，一般适宜于粗中粒的干式强磁选。三种盘式磁选机的选别原理和结构基本上是相同的。该磁选机一般由“山”字形磁极和磁极上方可转动的圆盘组成闭合磁系。在此两极之间有弹簧振动槽，振动槽与圆盘的距离可调节，以满足给矿粒度不同的要求。圆盘与振动槽之间的工作间隙依次递减，而磁场强度和磁场梯度依次递增，实现选出磁性不同的产物的目的。此机工作时，将矿物由给料斗均匀地给到给料滚筒（内装弱磁场磁系）上，此时强磁性矿物被吸在滚筒表面上随滚筒转动而被带离磁场，而弱磁性矿物由振动槽送到圆盘下面分选区，同时被吸在圆盘齿极上，并随圆盘转到振动槽之外，落到槽两侧磁性产品接料斗中，非磁性矿物经振动槽末端卸入非磁性接料斗中。

②试验条件　此机的调节因素一般为给矿层厚度、磁场强度和工作间隙、以及振动槽的振幅和振次(或给矿带速度)等。

给矿层厚度　与被处理矿物的粒度、磁性强弱及磁性矿物含量有关。一般情况下，细粒级的给矿层厚度可达给矿最大粒度的 10 倍，粗粒级的给矿层厚度只能在给矿最大粒度的 1.5 倍以内。如果给矿层过厚，则位于最下层的磁性矿粒不仅所受的磁力较小，而且还受到层非磁性矿粒的压力，不能被吸起，因而进入尾矿，降低磁性矿粒在精矿中的回收率。适宜的给矿层厚度应由实践确定。

分选区磁场强度　通过变更电流的大小来调节。磁场强度决定于被选矿石的磁性和作业的要求，一般粗选和扫选要求磁场强度高些，以保证回收率，故电流要调大；精选时，要求提高精矿品位，磁场强度应低些，故电流应调小。一般选别黑钨矿的磁场强度为 0.5～0.8T。

工作间隙　在电流一定时，工作间隙的变化使磁场强度和磁场梯度同时发生变化。间隙变小，在齿距不太大的情况下，磁场强度和磁场梯度急剧增加，因而矿粒所受的磁力增大；间隙变大，则磁力急剧下降。一般处理粗矿粒时，工作间隙要大些；处理细矿粒时，工作间隙可小些。扫选时要把间隙调小，以提高回收率；精选时，间隙可调大些，以提高精矿质量。

振动槽的振动速度　一般精选时，物料中的单体矿物多，它们的磁性较强，振动槽的振动速度可以高些；扫选时，物料中含连生体较多，而连生体的磁性又较弱，为了提高回收率，振动槽的速度应低些。处理细粒物料，振动槽的频率应稍高些(有利于松散矿粒)振幅小些；而处理粗粒物料，频率应稍低些，振幅应大些。

给料粒度一般为 -3mm，试验时要求事先进行筛分分级，筛分级别愈多，选分指标愈高，当然过多也是不必要的，同时也不经济。

给料必须干燥，否则矿粒互相粘着，影响分选指标。如所用试料为重选粗精矿，是湿矿，就要事先干燥。干燥时避免用高温烘烤。在风干和保存过程中均必须细心，不能在潮湿的条件下长期保存，以免矿石性质发生变化而影响试验的精确性。同时，如粗精矿中伴生有多种金属矿物，在磁选前需根据具体情况用其它方法分别加以回收。

③流程试验　流程试验的目的为确定合理的选别段数和各段的磨矿细度，精、扫选次数和各作业应采用的设备等。有关选别流程方案的一些原则问题在预先试验中应初步确定，此处只是再一次加以肯定，并对流程的内部结构作更进一步的详细探讨。

如矿石为粗粒嵌布或粗细不均嵌布，则可能采用干式磁选或干、湿结合的联合流程，干式磁选部分需分级入选。

对于我国最常见的细粒嵌布贫磁铁矿型矿石的流程试验需研究如下问题。

a. 究竟需要采用几段选别流程　老的流程大多是采用两段选别，因为矿石多为条带状构造，有用矿物嵌布粒度细，应该在粗磨条件下丢弃部分尾矿，减轻二次磨矿负荷，粗精矿再磨再选。目前国家要求高炉要炼精料，为了获得优质精矿，需增加选别段数，即采用三段或多段选别，还可考虑增设磁选精矿反浮选作业。也可应用细筛和磨矿组成再磨系统，筛上产品送去再磨，筛下产品送去多段磁选。生产实践表明，细筛是降低精矿中含硅量，提高生产能力的有效方法之一。

b. 精选次数　对单一铁矿石而言，一般没有必要多次精选，因而不一定进行精选次数的对比试验。对于含有其他伴生有用成分的铁矿石，多次精选有可能改善精矿质量。

c. 脱水槽的应用　一般设在一段和两段磨矿后作为分选设备，排除部分细粒尾矿和矿泥 ;设在磁选机后起浓缩和提高精矿品位的作用，但均须通过试验才能确定。若分离伴生重矿物(如钛铁矿)，即不起作用。

d. 中矿处理　关于细粒和微粒嵌布磁铁矿和红铁矿以及伴生多种金属的混合铁矿石的选别流程问题，一般采用多种方法(磁选、重选、浮选、冶金等)组合的联合梳程处理。在试验中须进行多种流程方案对比(一般在选别前须增加脱泥作业，对于磁 - 赤或赤 - 磁混合矿石，必须事先用弱磁场磁选机选别)，选择较优方案为设计提供依据。

(3)罐形高梯度磁选机　由于这种设备用途不同，故构造也稍有不同，但主要用于加工磁性成分含量少的物料，如非磁性原料(高岭土、耐火粘土和玻璃砂等)的除铁、废水过滤等。

①设备构造　如图 1 - 4 - 26 所示，罐形高梯度磁选机由磁体、介质罐和分选介质等组成。磁体包括螺线线圈、磁轭。线圈通常用空心方铜管绕制，用低电压高电流激磁、水内冷散热，以便达到足够高的场强。磁轭用纯铁制成，其作用是与螺线管构成闭合磁回路，消除磁通散射，提高螺线管内腔的磁场强度。分选罐用非导磁材料(不锈钢或铜)制成，下有进浆口，上有出浆口，筒体便于安装磁轭和分选介质。分选介质的作用是产生磁场梯度和吸引磁性矿粒，常用的介质是导磁不锈钢绒毛和钢板网。

②试验内容　试验装置采用周期式的，实行间断作业。磁选过程分三个阶段，即给矿、磁性产品净化清洗、冲下磁性产品。具体试验内容如下：

矿浆流速　为了提高高梯度磁选机的处理量和降低精矿中杂质含量，矿浆流速是重要因素之一，一般在最高场强下确定适宜的矿浆流速。

给矿量　给矿量大小直接影响矿浆流速和精矿质量。给矿量增加，磁介质吸附磁性产物增多，磁介质间间隙减少，流体阻力增加，矿浆流速将会有所降低。当浓度较小时，给矿量增加，给矿体积随之增加，由于矿浆本身具有冲洗作用，因而对机械夹杂的非磁性矿粒的清洗作用加强，有利于提高精矿质量。

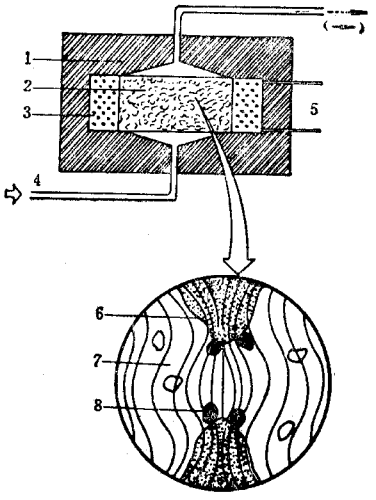


图 1－4－26　罐形高梯度磁选机

1—磁轭；2—介质罐；3—线圈；4—给料；5—电源；6—磁化介质元件；
7—磁化介质元件之间的磁场特性；8—磁化颗粒

给矿浓度　给矿浓度增加，磁性矿粒与磁介质的碰撞几率增加，回收率有所提高，但对精矿质量有一定影响。浓度过低处理量降低。一般介于 5～15%。

磁场强度　场强增高，精矿质量降低，回收率开始增加较快，因此时磁介质未达磁饱和，磁力按场强的平方增加。当场强大到一定时，磁介质已磁化到饱和，磁力仅按场强的一次方增加，所以回收率增加缓慢。背景场强一般介于 0.2～2T。

磁介质充填率　磁介质充填率直接影响到它周围场强的大小及分布，同时也影响到流体的阻力。当介质充填率增加时，周围场强增大，磁场梯度显著增加，回收率开始增加较快，此时由于磁介质间间隙减小，流体阻力增加，这样便引起较多的机械夹杂，使精矿质量降低。若充填率过低，则磁介质周围场强降低，磁捕集点减少，因而回收率将明显降低。磁介质充填率一般介于 5～10%。

分选腔高度　分选腔高度不同，在相同的激磁电流下，场强不同。由于充填的磁介质层较高，对矿粒的阻挡作用增强，使非磁性矿粒的机械夹杂增加，导致精矿质量下降。

(4)磁流体静力分选机　磁流体技术在各个工业部门的应用日趋广泛，如用于密封、润滑、能量转换、油水分离、快速印刷、环境保护、金属分离、矿物分选以及医学等方面。在选矿技术中，不仅成功地用于提纯金刚石，而且在选别煤矿、铁矿、锰矿、稀有金属、贵金属以及从炉渣中回收有色金属等方面也有明显的效果。

①设备构造　磁流体静力分选设备的结构比较简单，主要由磁系、给料槽、分选槽、分离板、排矿等部分组成(见图 1－4－27a、b)。磁系由铁芯、线圈和磁极构成。磁

路为矩形闭合磁回路，铁芯用工程纯铁制成。分选槽用有机玻璃制成，形状根据磁极头确定，其大小决定于处理能力，分选带长度一般为 40cm，上端有振动给矿器。为了分层提取不同比重物料，靠调节杆上下调节分离板，经槽体下部排料，分别得到轻重产品。

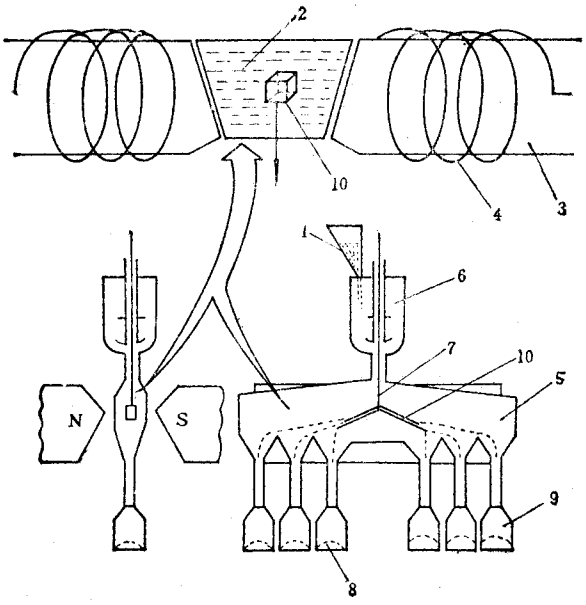


图 1－4－27　磁流体分选机

1—给料槽；2—磁流体；3—铁芯；4—线圈；5—分选槽；6—搅拌槽；7—振动给料器；8、9—排料装置；10—矿粒

②试验内容　主要包括工作液体、磁场强度、分离板的位置、分选槽倾斜角和给矿速度等。

工作液体　根据分选物料和顺磁性盐性质（磁化系数、密度和粘度）正确选择顺磁性盐的种类和浓度。在选矿中可以采用 30 多种铁、锰、镍、钴盐的水溶液如 $MnCl_2 \cdot 4H_2O$、$MnBr_2$、$Mn(NO_3)_2$、$FeSO_4$、$CoSO_4$、$NiSO_4$ 等。由于顺磁性盐溶液磁化系数比较低，为了捉高分选密度，就得大大增高磁场强度，从而使磁流体静力分选机复杂化。否则就得降低分选密度，影响磁流体静力分选的应用。因此，许多研究工作者采用铁磁性物质制备的磁流体为工作液体。

磁场强度　一般 1～2T。磁场强度影响磁场空间中磁流体的视在密度，即可调节磁浮力大小。在磁浮力作用下，矿粒主要按比重分层，用适当方法可得到不同比重的产品。

分离板位置　为了分层提取不同比重物料，分离板的位置可根据需要进行调节。

分选槽倾斜角　倾斜角大小关系到悬浮矿粒向卸料端移动的速度，如倾斜角小、流

速小、分选时间长，分选精度高，但分选机效率低。反之将使分选精度降低。倾斜角一般介于 0 ~ 10°，物料粒度较粗时，倾斜角可小些，物料粒度较细时，倾斜角可大些。

给矿量　给矿量不宜过多，因为给矿量过多会导致矿粒群相互挤压，分层不好。给矿量过小又使处理能力下降，适宜的给矿量应是在不影响分层效果的前提下保持较大而稳定的给矿量。

经预先强磁选的物料进入分选区后，矿粒将按比重依次从不同的排料口排出。分选过程是连续进行的。

(四)磁选机磁场强度的测量

磁选机的磁场强度对磁选的工艺指标有很大的影响，因此，应定期检查磁选机的磁场强度是否合乎要求。目前常用高斯计测量磁场强度。

1. 高斯计测量原理　高斯计的测量原理基于霍尔效应。它将测量的霍尔电压放大并转换成高斯数。如图 1 - 4 - 28 所示，当高斯计探头中的半导体薄片通入电流 I_H，并在其薄片的垂直方向施加磁场 B 时，由电流和磁场方向构成的平面的垂直方向出现有电压，这种现象称霍尔效应，出现的电压称霍尔电压。霍尔电压 V_H 与电流强度 I_H 和磁场 B 成正比，即：

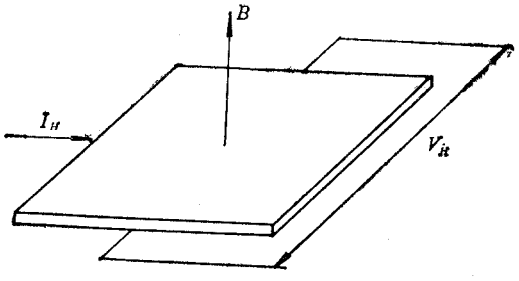


图 1 - 4 - 28　霍尔效应示意图

$$V_H = K_H I_H B \tag{4-39}$$

式中　V_H——霍尔电压，V；

I_H——高斯计的工作电流，A；

B——磁场中测点的磁通密度，T($1T = 10^4 Gs$)；

K_H——与霍尔元件的形状和尺寸有关，元件的尺寸确定，K_H 为常数。

由于高斯计的工作电流 I_H 也是常数，因而霍尔电压 V_H 只与探头所在点的磁场 B 有关。高斯计将 V_H 放大并直接转换成高斯数，测量时可直接读出高斯数或特斯拉数。

2. 高斯计的性能与使用　CT3 高斯计用于测量恒定磁场和交变磁场，CT5 高斯计只

用于测量恒定磁场，两者均能辨识磁极的极性，有效量程为 0～1T，参考量程为 1～2.5T，可分辨 2×10^{-5} T 的磁场。其主要优点是测量灵敏度和精确度高 测量时，不需将探头在磁场中切割磁力线，或是交替接通与切断磁场激磁电源。具体使用方法和注意事项需参阅仪器说明书。

第五章　矿物的粒度测量与单体解离

第一节　矿物粒度测量

一、概述

矿石中的矿物颗粒，就其单体结晶习性而言，有一向延长，二向延展和三向等长之分。然而在考查它们的‘工艺粒度’时，情况则有了变化。因为在破碎、磨矿和分离选别时，不论矿石中的矿物是单体抑或是集合体，作为一项工艺过程中不容忽视的几何要素，矿物多是以各向基本等长的不规则粒状与机械和药剂相作用。因此在建立矿物粒度测量的基本理论和方法时，为了简化起见，原则上可以假设：(1)矿物‘标准粒度’的颗粒为球形，它在光、薄片上的截面为圆形；(2)若将球形颗粒的直径 $d_{(V)}$ 按大小分级为 $d_{(V)1}$ ($d_{(V)\min}$)，$d_{(V)2}$，$d_{(v)3}$，…，$d_{(V)j}$，…，$d_{(V)n}$ ($d_{(V)\max}$)，则光(薄)片上的截面圆直径 $d_{(A)}$ 也可按大小分级为 $d_{(A)1}$ ($d_{(A)\min}$)，$d_{(A)2}$，$d_{(A)3}$，…，$d_{(A)i}$，…，$d_{(A)n}$ ($d_{(A)\max}$)。

如图 1－5－1 所示，相同直径的球形颗粒在光(薄)片上被截出的截圆直径是不相同的，截在球的腰部时得到大截圆，截在球的顶部时得到小截圆。不同直径的球形颗粒的截圆更是情况各异。因此讨论矿物颗粒粒度的特征参数时，至少需要回答下面 3 个问题，(1)不同大小球形颗粒的平均直径 $\bar{d}_{(V)}$；(2)单位体积内矿物颗粒直径为 $d_{(V)j}$ 的个数 $(N_V)_i$；(3)单位体积内某矿物中颗粒直径为 $d_{(V)j}$ 的体积粒度分布 $F_{(V)j}$。这些特征参数都可以由光(薄)片上测量的二维特征参数计算得到。重要的问题在于确定上述三维特征参数与二维特征参数间的体视学关系，并寻求简便的测量与计算方法。

二、基本关系式——$(NV)_j$ 的计算公式

对于由多种矿物组成的矿石，我们可以假设所要测量的矿物球形颗粒粒子直径为 $d_{(V)1}(d_{(v)\min})$，$d_{(v)2}$，…，$d_{(v)j}$，…，$d_{(v)\max}$，它们在光(薄)片上的截圆直径为 $d_{(A)1}(d_{(A)\min})$，$d_{(A)2}$，…，$d_{(A)i}$，…，$d_{(A)\max}$。按照前面的假设条件，$d_{(A)1}$ 和 $= d_{(A)\max}$ 和 $d_{(A)\max} = d_{(V)\max}$。若将颗粒球直径 $d_{(V)j}$ 和平面截圆直径 $d_{(A)i}$ 按大小分成相同的间隔组数，则有

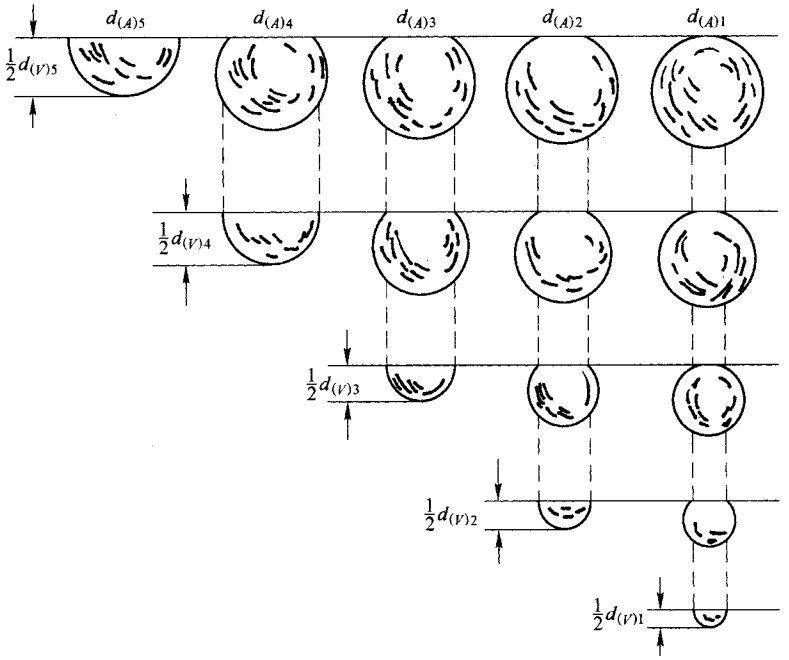


图 1－5－1　不同直径的球被截时的不同状况

$$d_{(A)1} = d_{(V)1}$$

$$d_{(A)2} = d_{(V)2}$$

□

$$d_{(A)\max} = d_{(V)\max}$$

对此可以列出如下的特征参数表

$d_{(V)j}$	$d_{(V)1}$	$d_{(V)2}$	$d_{(V)3}$	$d_{(V)4}$	$d_{(V)5}$
$d_{(A)i}$	$d_{(A)1}$	$d_{(A)2}$	$d_{(A)3}$	$d_{(A)4}$	$d_{(A)5}$
$(N_V)_j$	$(N_V)_1$	$(N_V)_2$	$(N_V)_3$	$(N_V)_4$	$(N_(V)_5$
$(N_A)_i$	$(N_A)_1$	$(N_A)_2$	$(N_A)_3$	$(N_A)_4$	$(N_A)_5$

由于 $d_{(V)j}$ 和 $d_{(A)i}$ 是大小连续变化，故上述关系能够成立。

由图 1－5－1 可以看到，光(薄)片上直径为 $d_{(A)i}$ 的截圆并非都是 $d_{(V)j} = i$ 球的截圆，而是包括了 $j \geqslant i$ 时 $d_{(V)j}$ 所有球的截圆，即

$$(N_A)_i = \sum_{j=i}^{k} (N_A)_{ij} \tag{5-1}$$

$(N_A)_{ij}$为单位面积内直径为 $d_{(A)i}$的截圆中由 $d_{(V)j}$球截割出来的个数。当 $k=5$ 时(图 1-5-1),可以得到下列方程组:

$$\left.\begin{aligned}
(N_A)_1 &= (N_A)_{11} + (N_A)_{12} + (N_A)_{13} + (N_A)_{14} + (N_A)_{15} \\
(N_A)_2 &= (N_A)_{22} + (N_A)_{23} + (N_A)_{24} + (N_A)_{25} \\
&\square \\
(N_A)_5 &= (N_A)_{55}
\end{aligned}\right\} \tag{5-2}$$

图 1-5-2 为从光(薄)片上的截圆中取出的直径为 $d_{(V)j}$球的截圆(显然它包括了 $d_{(A)1}$到 $d_{(A)i=j}$的各类截圆),单位面积内的总数应记为$\sum_{i=1}^{j}(N_A)_{ij}$。

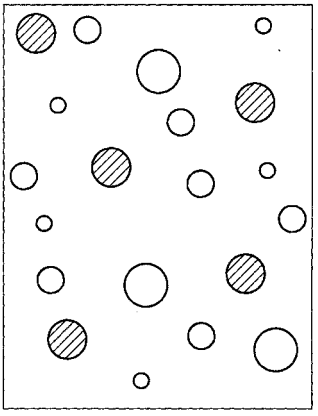


图 1-5-2　$\sum_{i=1}^{j}(N_A)_{ij}$

由于 $N_V = N_A/d$,故:

$$\sum_{i=1}^{j}(N_A)_{ij} = (N_V)_j\, d_{(V)j} \tag{5-3}$$

设 F_{ij}为光(薄)片截割 $d_{(V)j}$球粒子时得到 $d_{(A)i}$截圆的概率,即:

$$F_{ij} = \frac{(N_A)_{ij}}{\sum_{j=i}^{k}(N_A)_{ij}} \tag{5-4}$$

将式(5-4)代入式(5-3)可得到:

$$(N_A)_{ij} = F_{ij}\, d_{(V)j} (N_V)_j \tag{5-5}$$

三、测量和计算方法

1. 直径测量法

直径测量法最先由 X.A.Щварц 提出,后经 С.А.СалтъІков 加以完善。所以又称

Щварц—СалтъІков 直径法。

直径法是在光(薄)片上首先测量出最大的截圆直径 $d_{(A)max}$，再把大小不同的截圆分为 k 组，组距(又称步长)为 Δ。即

$$\Delta = \frac{d_{(A)max}}{k}$$

由此可得 $d_{(A)1} = 1\Delta$、$d_{(A)2} = 2\Delta$、…，$d_{(A)i} = i\Delta\cdots$，$d_{(A)max} = k\Delta$。依据前面的假设条件，对于矿物球形颗粒的空间直径 $d_{(V)}$ 也可以分为 k 组，且有 $d_{(V)max} = d_{(A)max}$ 和 $d_{(V)1} = 1\Delta$、$d_{(V)2} = 2\Delta$、…、$d_{(V)j} = j\Delta\cdots d_{(V)max} = k\Delta$。

前已说明，单位体积内直径等于 $d_{(V)j}(j = 1,2,\cdots,k)$ 的球形颗粒的个数 $(N_V)_j$，可由式(5－5)计算

$$(N_V)_j = \frac{(N_A)_{ij}}{F_{ij}d_{(V)j}} \tag{5-6}$$

故此需要推导出测量与计算 $(N_A)_{ij}$ 和 F_{ij} 的公式。

F_{ij} 是光(薄)片截割 $d_{(V)j}$ 球时，得到 $d_{(A)i}$ 截圆的概率。如图 1－5－3 所示，设 $d_{(V)j} = 2r_{max}$，$d_{(A)i} = 2r$。由图可得到

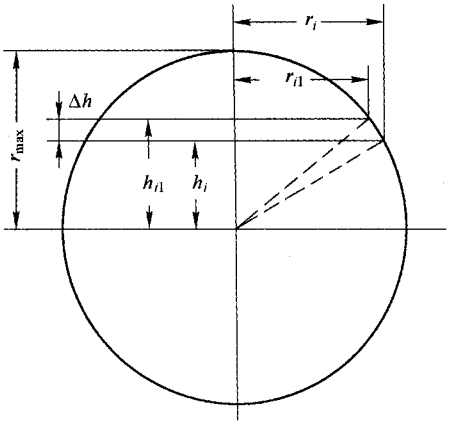


图 1－5－3　求 F_{ij} 的示意图

$$F_{ij} = \frac{\Delta h}{r_{max}} = \frac{h_{i1} - h_i}{r_{max}}$$

$$= \frac{1}{r_{max}}\left[\sqrt{(r_{max})^2 - (r_{i1})^2} - \sqrt{(r_{max})^2 - (r_i)^2}\right] \tag{5-7}$$

将 $d_{(V)j} = 2r_{max} = j\Delta$ 和 $d_{(A)i} = 2r_i = i\Delta$ 代入式(5－7)

$$F_{ij} = \frac{1}{j}\left[\sqrt{j^2 - (i-1)^2} - \sqrt{j^2 - i^2}\right] = \sqrt{1 - \left(\frac{i-1}{j}\right)^2} - \sqrt{1 - \left(\frac{i}{j}\right)^2} \tag{5-8}$$

式(5－8)为 F_{ij} 的计算式，此式的计算显然要求 $i \leqslant j$。例如，取 $k = 3$(分为 3 组)时，F_{ij} 的

计算值如下：

F_{33}	F_{23}	F_{13}	F_{22}	F_{12}	F_{11}
$\frac{1}{3}\sqrt{5}$	$\frac{1}{3}\sqrt{8}-\sqrt{5}$	$\frac{1}{3}(3-\sqrt{8}$	$\frac{1}{2}\sqrt{3}$	$\frac{1}{2}2-\sqrt{3}$	1

将式(5－8)代入式(5－6)可得

$$(N_A)_{ij} = F_{ij}\, d_{(V)_j}(N_V)_j = (\sqrt{j^2-(i-1)^2}-\sqrt{j^2-i^2})\Delta(N_V)_j \qquad (5-9)$$

此外，由式(5－1)已知

$(N_A)_i = \sum_{j=i}^{k}(N^A)_{ij}$。它与式(5－9)构成了一组方程。其中 j, i, Δ 是选定的，$(N_A)_i$，是可以测量的二维特征参数，即在单位面积内计数 $d_{Ai}(i \leqslant j)$ 截圆的个数，再解联立方程组即可求得 $(N_V)_j$。

例　选取 $k=3$，已知 Δ 值和测量值 $(N_A)_i$，求 $(N_V)_j(j=1,2,3)$。

解式(5－1)和式(5－9)得方程组：

$$\begin{cases}
(N_A)_{11} = \Delta(N_V)_1 \\
(N_A)_{12} = (2-\sqrt{3})\Delta(N_V)_2 = 0.026795\Delta(N_V)_2 \\
(N_A)_{13} = (3-\sqrt{8})\Delta(N_V)_3 = 0.17157\Delta(N_V)_3 \\
(N_A)_{22} = \sqrt{3}\Delta(N_V)_2 = 1.73205\Delta(N_V)_2 \\
(N_A)_{23} = (\sqrt{8}-\sqrt{5})\Delta(N_V)_3 = 0.59236\Delta(N_V)_3 \\
(N_A)_{33} = \sqrt{5}\Delta(N_V)_3 = 2.23607\Delta(N_V)_3 \\
(N_A)_1 = (N_A)_{11} + (N_A)_{12} + (N_A)_{13} \\
(N_A)_2 = (N_A)_{22} + (N_A)_{23}\,(N_A)_3 = (N_A)_{33}
\end{cases}$$

方程组共 9 个独立方程，已知参数 $(N_A)_1$、$(N_A)_2$、$(N_A)_3$ 和 Δ，未知参数是 3 个 $(N_V)_j$ 和 6 个 $(N_A)_{ij}$。联立解之得到

$$\begin{cases}
(N_V)_3 = 0.4472(N_A)_3/\Delta \\
(N_V)_2 = 0.5774(N_A)_2/\Delta - 0.1529(N_A)_3/\Delta \\
(N_V)_1 = (N_A)_1/\Delta - 0.1547(N_A)_2/\Delta - 0.0360(N_A)_3/\Delta \\
N_V = (N_V)_1 + (N_V)_2 + (N_V)_3
\end{cases}$$

应用上述方法可以推导出测量和计算 $(N_V)_j$ 的通式

$$(N_V)_j = \frac{1}{\Delta}\sum_{i=j}^{k}\alpha_{j-i}(N_A)_i \qquad (5-10)$$

式中　$i = j\cdots k(i \geqslant j)$；$j = 1\cdots k$；$k$——按直径大小的分组数；

Δ——为组距(或步长)$\Delta = d_{(A)_{max}}/k$；

$(N_A)_i$——可在光(薄)片上测量的二维特征参数；

α_{j-i}——计算系数。

С.А.Салтыков 计算了分组数 $k \leqslant 15$ 时的所有 α_{j-i} 系数(表 1－5－1)。计算引用表中系数时应注意,它只适用于矿物颗粒球(或光(薄)片上的平面截圆)直径按相同步长 Δ 分组的情况。有了这个系数表,利用式(5－10)计算例一中的 $(N_V)_1$ 时即可按下面的公式进行:

$$(N_V)_1 = \frac{1}{\Delta}[\alpha_{1-1}(N_A)_1 + \alpha_{1-2}(N_A)_2 + \alpha_{1-3}(N_A)_3]$$

式中,系数 α_{j-i},除第一项(即 $j-i$ 时)为正值外,其余各项均为负值(表中已在相应的系数值前标以正号(+)或负号(－))。

式中　j——矿物颗粒球径 $d_{(V)}$ 的分组数;

i——光(薄)片上截圆直径 $d_{(A)}$ 的分组数;

$(N_V)_1$——单位体积内矿物颗粒球径 $d_{(V)1} = 1\Delta$ 的粒子数;

$\frac{1}{\Delta}\alpha_{1-1}(N_A)_1$——由 $d_{(A)1} = 1\Delta$ 的平面截圆可推算出的球径分别为 $d_{(V)1} = 1\Delta$、$d_{(V)2} = 2\Delta$、$d_{(V)3} = 3\Delta$ 的颗粒总数。

$(N_A)_1$——光(薄)片上单位面积内直径 $d_{(A)1} = 1\Delta$ 的截圆数。球径 $d_{(V)j} \geqslant d_{(a)1}$ 的矿物颗粒均有可能被光(薄)片截割成 $d_{(A)1} = 1\Delta$ 的截圆。即 $(N_A)_1$ 里包含了由 $d_{(V)1} = 1\Delta$、$d_{(V)2} = 2\Delta$、$d_{(V)3} = 3\Delta$ 三类球形矿物颗粒被光(薄)片截割成的 $d_{(A)1} = 1\Delta$ 的截圆;

$\frac{1}{\Delta}\alpha_{1-2}(N_A)_2$——由 $d_{(A)2} = 2\Delta$ 的平面截圆可推算出的球径分别为 $d_{(V)2} = 2\Delta$、$d_{(V)3} = 3\Delta$ 的矿物颗粒总数;

$(N_A)_2$——光(薄)片上单位面积内直径 $d_{(A)2} = 2\Delta$ 的截圆数。同理,$(N_A)_2$ 里包含了由 $d_{(V)2} = 2\Delta$、$d_{(V)3} = 3\Delta$ 两类球形矿物颗粒被光(薄)片截割 成的 $d_{(A)2} = 2\Delta$ 的截圆;

$\frac{1}{\Delta}\alpha_{1-3}(N_A)_3$——由 $d_{(A)3} = 3\Delta$ 的平面截圆可推算出的球径为 $d_{(V)3} = 3\Delta$ 的矿物颗粒数。反过来也可理解成球径 $d_{(V)3} = 3\Delta$ 的矿物颗粒中,被光(薄)片截割成 $d_{(A)3} = 3\Delta$ 的截圆的可能数量;

$(N_A)_3$——光(薄)片上单位面积内 $d_{(A)3} = 3\Delta$ 的截圆数。此类截圆只能由 $d_{(V)3} = 3\Delta$ 的矿物颗粒球截割而得。

例　铅锌矿石中的方铅矿,利用直径法测得的颗粒截面直径 $d_{(A)i}$ 和 $(N_A)_i$ 如表 1－5－2 所示,试计算该方铅矿的 $(N_V)_j$ 和 $\bar{d}_{(V)}$。

$$\bar{d}_{(V)} = \frac{1}{N_V}\sum(N_V)_j \cdot (d_V)_j = 204.68\text{mm}/2267.21 = 0.0903\text{mm}$$

此处 $k = 8$;$\Delta = 0.018\text{mm}$;α_{j-i} 查表 1－5－1;(N_V) 和 N_V 计算数据列于表 1－5－2。$(N_V)_j$ 的计算举例如下:

表1-5-1 $(N_V)_j$ 计算公式(7-10)中的 α_{j-i} 系数表

α_{j-i} (i / j)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	+1.0000	−0.1547	−0.0360	−0.0130	−0.0061	−0.0033	−0.0020	−0.0013	−0.0009	−0.0006	−0.0005	−0.0004	−0.0003	−0.0002	−0.0001
2		+0.5774	−0.1529	−0.0420	−0.0171	−0.0087	−0.0051	−0.0031	−0.0021	−0.0015	−0.0010	−0.0009	−0.0006	−0.0006	−0.0004
3			+0.4472	−0.1382	−0.0408	−0.0178	−0.0093	−0.0057	−0.0037	−0.0026	−0.0018	−0.0013	−0.0010	−0.0007	−0.0007
4				+0.3779	−0.1260	−0.0386	−0.0174	−0.0095	−0.0058	−0.0038	−0.0027	−0.0020	−0.0016	−0.0012	−0.0009
5					+0.3333	−0.1161	−0.0366	−0.0168	−0.0094	−0.0059	−0.0040	−0.0028	−0.0021	−0.0016	−0.0013
6						+0.3015	−0.1081	−0.0346	−0.0163	−0.0091	−0.0058	−0.0041	−0.0028	−0.0022	−0.0016
7							+0.2773	−0.1016	−0.0329	−0.0155	−0.0090	−0.0057	−0.0040	−0.0029	−0.0022
8								+0.2582	−0.0961	−0.0319	−0.0151	−0.0088	−0.0056	−0.0039	−0.0028
9									+0.2425	−0.0913	−0.0301	−0.0146	−0.0085	−0.0055	−0.0039
10										+0.2294	−0.0872	−0.0290	−0.0140	−0.0083	−0.0054
11											+0.2182	−0.0836	−0.0280	−0.0136	−0.0080
12												+0.2085	−0.0804	−0.0270	−0.0132
13													+0.2000	−0.0776	−0.0261
14														+0.1925	−0.0750
15															+0.1857

表 1－5－2　方铅矿直径法测量结果

序　号	截面周长直径区间 $d_{(A)i}$/mm	1mm² 内的截面数 $N_{(A)i}$/mm⁻²	颗粒球形直径 $d_{(V)j}$/mm	1mm³ 内球形颗粒数 $N_{(V)j}$/mm⁻³
1	0～0.018	0	0.018	0.00
2	0.018～0.036	18	0.036	198.71
3	0.036～0.054	24	0.054	98.83
4	0.054～0.072	43	0.072	438.98
5	0.072～0.090	50	0.090	601.53
6	0.090～0.108	44	0.108	619.05
7	0.108～0.126	19	0.126	281.42
8	0.126～0.144	2	0.144	28.69
总计		200		2267.21

$$(N_V)_8 = \alpha_{8-8}\frac{(N_A)_8}{\Delta} = 0.2582 \times \frac{2}{0.018\text{mm}^3} = 28.69\text{mm}^{-3}$$

$$(N_V)_3 = \alpha_{3-3}\frac{(N_A)_3}{\Delta} + \alpha_{3-4}\frac{(N_A)_4}{\Delta} + \alpha_{3-5}\frac{(N_A)_5}{\Delta} + \alpha_{3-6}\frac{(N_A)_6}{\Delta} + \alpha_{3-7}\frac{(N_A)_6}{\Delta} + \alpha_{3-8}\frac{(N_A)_8}{\Delta}$$

$$= \frac{1}{0.018\text{mm}^3}[24 \times 0.4472 - 43 \times 0.1382 - 50 \times 0.0408 - 44 \times 0.0178 - 19 \times 0.0093 - 2 \times 0.0057]$$

$$= 98.83/\text{mm}^{-3}$$

综上所述，可将直径法求解球形矿物颗粒粒度的测量与计算步骤归纳如下：

(1)在图像分析仪下，测量矿物在光(薄)片 A_T 面积上的各个颗粒截面周长；

(2)将截面周长换算成截面周长直径 $d_{(A)i}$，并从中找到 $d_{(A)max}$；

(3)将截面周长直径分组，组数 k 以不大于 10～15 为宜，组距 $\Delta = d_{(A)max}/k$

$$d_{(A)i} = i\Delta, i = 1,2,3\cdots,k。$$

(4)测量并计算$(N_A)_i$。即计测视场面积 A_T 内 $d_{(A)i}$截面的个数 N_i。$(N_A)_i = \frac{N_i}{A_T}$。

根据矿物颗粒密度和分布的均匀程度，图像分析仪可以是全光(薄)片的，也可以是部分的量测矿物颗粒。A_T 测视场内的矿物颗粒通常不得少于 200～300。

(5)按式(5－10)表 1－5－1 的格式计算$(N_V)_j$，$N_V = \sum_{j=1}^{k}(N_V)_j$ 与$(\bar{d}_V)$。

2. 面积测量法

C.A.САлтъІковв 对上述直径测量法进行了改进，采用面积测量法推导出了更简单的

测量和计算公式。因为可以证明，细小颗粒的空间尺寸分布并不服从正态分布，而是服从对数正态分布。故此，对于颗粒尺寸的分组不用等差组数，而用等比级数的方法。例如，C. A. СалтъІков 采用截面直径 $d_{(A)i}$ 之比或截面面积 A_i 之比为 $10^{-0.1}$ 或 $(10^{-0.1})$ 时，即：

$$\frac{d_{(A)i+1}}{d_{(A)i}} = 10^{-0.1} = 0.7943$$

或

$$\frac{A_{i+1}}{A_i} = (10^{-0.1})^2 = 0.6310$$

由此可以推算出式(5－10)中的各项系数。当 $k = 12$ 时，$(N_V)_j$ 的计算公式为

$$\begin{aligned}(N_V)_j = \frac{1}{d_{(V)j}}[&1.6461(N_A)_i - 0.4561(N_A)_{i-1} - 0.1162(N_A)_{i-2} \\ &- 0.0415(N_A)_{i-3} - 0.0173(N_A)_{i-4} - 0.0079(N_A)_{i-5} \\ &- 0.0038(N_A)_{i-6} - 0.0018(N_A)_{i-7} - 0.0010(N_A)_{i-8} \\ &- 0.0003(N_A)_{i-9} - 0.0002(N_A)_{i-10} - 0.0002(N_A)_{i-11}]\end{aligned} \qquad (5-11)$$

式中，j 和 i 同样是分组序数，不同的是，这里的 j(或 i) $= 1$ 时的粒子直径(或截面面积)为最大。$(N_A)_i$ 为测量值，第一项的 $i = j$。$i = 1 \cdots j\ (i \leqslant j)$；$j = 1 \cdots k$。

例　例二中的铅锌矿石，采用面积法对方铅矿进行测试时，测试数据和计算结果列于表 1－5－3。

表 1－5－3　方铅矿面积法测量结果

序　号	颗粒截面面积区间 $A_i(\mu^2)$	$1mm^2$ 内的截面数 $N_{(A)i}/mm^{-2}$	颗粒球形直径 $d_{(V)j}/mm$	$1mm^3$ 内球形颗粒数 $N_{(V)j}/mm^{-3}$
1	9500～5994.5	40	0.10998	598.69
2	5994.5～3782.53	57	0.08736	865.20
3	3782.53～2386.78	45	0.06940	625.78
4	2386.78～1506.06	15	0.05513	－74.67
5	1506.06～950.32	19	0.04379	368.76
6	950.32～599.65	12	0.03478	177.54
7	599.65～378.38	10	0.02763	245.27
8	378.38～238.76	2	0.02195	－198.42
总计		200		2608.15

$$\bar{d}_{(V)} = \frac{1}{N_V}\sum(N_V)_j \cdot (d_V)_j = 205.48471\text{mm}/2608.15 = 0.0788\text{mm}$$

$(N_V)_j$ 的计算举例如下：

$$(N_V)_1 = \frac{1}{d_{(V)1}}[1.6461 \times (N_A)_1] = \frac{1}{0.10998\text{mm}}[1.6461 \times 40] = 598.69\text{mm}^{-3}$$

$$(N_V)_6 = \frac{1}{d_{(V)6}}[1.6461 \times (N_A)_6 - 0.4561(N_A)_5 - 0.1162(N_A)_4 - 0.0415(N_A)_3 - 0.0173((N_A)_2 - 0.0079(N_A)_1]$$

$$\frac{1}{0.03478}[1.6461 \times 12 - 0.4561 \times 19 - 0.1162 \times 15 - 0.0415 \times 45 - 0.0173 \times 57 - 0.0079 \times 40]\text{mm}^{-3} = 177.54\text{mm}^{-3}$$

（注：由于$(N_V)_j$是多项乘积的代数和，故此在众多的$(NV)_j$中，允许个别的负值存在）。

面积测量法的粒度测视与计算步骤，基本与直径法相同。所不一样的在于：

（1）在图像分析仪下，测量矿物在光（薄）片A_T面积内务个颗粒的截面面积A_i。测视面积A_T的大小，与直径法的确定原则相同。一般取$1 \sim 2\text{cm}^2$的方形或矩形，边界长度既可用推进尺也可用目镜尺标定。

（2）将其中最大截面积A_{max}与最小截面积A_{min}的比值按0.6310的等比级数分组。即：$A_{max}/A_{min} = (0.6310)^k$。$k$——截面面积分组组数。

（3）有了A_T，和A_T面积内不同截面分组里的颗粒数N_i，则相应可求得各组的$(N_A)_i$。并以此和$d_{(V)j}$（$d_{(V)j} = \sqrt{4A_i/\pi}$）为据，计算$(N_V)_j$，$(N_V) = \sum(N_V)_j$和$\bar{d}_{(V)}$。

3. 弦长测量法

直径与面积测量法，由于矿物颗粒形态不规则，因而只有利用图像分析仪才能完成对其粒度的观测。当使用岩相或矿相显微镜时，最方便的做法还是“弦长测量法”。

弦长测量法最先是由А.Г.Спектор提出的。他是基于对颗粒截面的定向随机截距观测实现粒度测量的。此法的基本理论要点如下。

首先他假设：（1）当测量的颗粒截面数足够多时，那么其中的最长随机截距l_{max}可以与颗粒（或截面）的最大直径$d_{(V)max}$（或$d_{(A)max}$）相等，即：$l_{max} = d_{(V)max} = d_{(A)max}$；（2）颗粒直径$d_{(V)}$和截弦$l$的长度变化均是连续不间断的。因此可以把$l$和$d_{(V)}$分成相同间隔的组。即$l_{max} = d_{(V)max} = k\Delta$，$k$为组数，$\Delta$为组距（步长）。

图1-5-4表示了一根测量线L对球形矿物颗粒的测量。设该测量线在光（薄）片上与矿物颗粒截面的交截弦长为l，弦到球心的距离为Z。若以Z为半径，测量线L为长度作一圆柱体，这样的圆柱体截球形颗粒所得弦长一定变化于$l \sim d_{(V)}$之间。设其数量为$(n)_1^{d(V)}$则

$$(n)_1^{d(V)} = \pi Z^2 L N_V$$

单位测量线上的数量为$(n_L)_l^{d(V)}$（$\pi Z^2 L$ 为圆柱体积）。

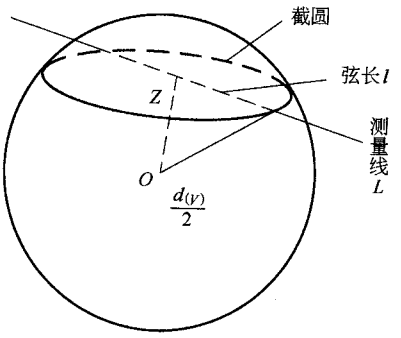


图 1－5－4　弦长测量示意图

$$(n_L)_l^{d(V)} = \frac{(n)_l^{d(V)}}{L} = \pi Z^2 N_V = \frac{\pi}{4}(d_{(V)}^2 - l^2) N_V$$

以上是就一种球形矿物颗粒而言。当有 j 种直径 $d_{(V)_j}$（$j=1,2,\cdots$）的球形颗粒时，则有

$$(n_L)_l^{d(V)_{max}} = \sum_{d_{(V)}=l}^{d(V)_{max}} \left[\frac{\pi}{4}(d_{(V)_j}^2 - l^2 (N_V)_j\right]$$

$$= \frac{1}{4}\sum_{d_{(V)}=l}^{d(V)_{max}} \pi d_{(V)_j}^2 (N_V)_j - \frac{\pi l^2}{4}\sum_{d_{(V)}=l}^{d(V)_{max}} (N_V)_j$$

上式右端第 1 项加和部分为 $d_{(V)} = l - d_{(V)_{max}}$ 之间所有球形颗粒在单位体积内的表面积，可记为$(S_V)_l^{d(V)_{max}}$ 第 2 项加和部分为 $d_{(V)} = l - d_{(V)_{max}}$，之间所有球形颗粒在单位体积内的个数，记为$(N_V)_l^{d(V)_{max}}$。这样

$$(n_L)_l^{d(V)_{max}} = \frac{1}{4}(S_V)_l^{d(V)_{max}} - \frac{\pi l^2}{4}(N_V)_l^{d(V)_{max}}$$

对上式两边求导：

$$\mathrm{d}(n_L)_l^{d(V)_{max}} = \frac{1}{4}\mathrm{d}(S_V)_l^{d(V)_{max}} - \frac{\pi l^2}{4}\mathrm{d}(N_V)_l^{d(V)_{max}}$$

$$- \frac{\pi}{2}(N_V)_l^{d(V)_{max}} l\,\mathrm{d}l$$

上式第 1 项 $\mathrm{d}((S_V)_l^{d(V)_{max}}$ 为 $d_{(V)} = l \sim d_{(V)_{max}}$ 之间时单位体积内表面积的增量。如果设定上述表面积的变化是因为颗粒数的改变而引起的，则有等式 $\mathrm{d}(S_V)_l^{d(V)_{max}} = \pi l^2 \mathrm{d}(N_V)_l^{d(V)_{max}}$。故此，

$$\mathrm{d}(n_L)_l^{d(V)_{max}} = -\frac{\pi}{2}(N_V)_l^{d(V)_{max}} l\,\mathrm{d}l$$

因为　$\mathrm{d}(n_L)_l^{d(V)_{max}} = -\mathrm{d}(n_L)_0^l$

所以　$$\mathrm{d}(n_{\mathrm{L}})_0^1=\frac{\pi}{2}(N_{\mathrm{V}})_1^{d(\mathrm{V})_{\max}}l\,\mathrm{d}l$$

$$(N_{\mathrm{V}})_1^{d(\mathrm{V})_{\max}}=\frac{\pi}{2}\frac{\mathrm{d}(n_{\mathrm{L}})_0^1}{l\,\mathrm{d}l}$$

利用有限差分的变换，$\mathrm{d}l\sim\Delta$，$\mathrm{d}(n_{\mathrm{L}})^{10}\sim(n_{\mathrm{L}})_{l-\frac{\Delta}{2}}^{l+\frac{\Delta}{2}}$并将其代入上式，则得到

$$(n_{\mathrm{L}})_1^{d(\mathrm{V})_{\max}}=\frac{2}{\pi\Delta}\frac{(n_{\mathrm{L}})_{l-\frac{\Delta}{2}}^{l+\frac{\Delta}{2}}}{l}$$

式中，Δ 为弦长分组的组距（图 1－5－5）；$(n_{\mathrm{L}})_{l-\frac{\Delta}{2}}^{l+\frac{\Delta}{2}}$为单位测量线内弦长为 $\left(1-\frac{\Delta}{2}\right)\sim\left(1+\frac{\Delta}{2}\right)$的数目。

$$(N_{\mathrm{V}})_{l_1}^{l_2}=[(N_{\mathrm{V}})_1^{d(\mathrm{V})_{\max}}-(N_{\mathrm{V}})_{l_2}^{d(\mathrm{V})_{\max}}]$$

$$=\frac{2}{\pi\Delta}\left[\frac{(n_{\mathrm{L}})_{l_1-\frac{\Delta}{2}}^{l_1+\frac{\Delta}{2}}}{l_1}-\frac{(n_{\mathrm{L}})_{l_2-\frac{\Delta}{2}}^{l_2+\frac{\Delta}{2}}}{l_2}\right]$$

按图 1－5－5 可将其中有关符号简化如下：

$$\begin{cases}l_1=i\Delta-\dfrac{\Delta}{2}\\[2ex] l_2=i\Delta+\dfrac{\Delta}{2}\\[2ex] (N_{\mathrm{V}})_{l_1}^{l_2}=(N_{\mathrm{V}})_{j\Delta}=(N_{\mathrm{V}})_{\mathrm{j}}\\[2ex] (n_{\mathrm{L}})_{l_1-\frac{\Delta}{2}}^{l_1+\frac{\Delta}{2}}=(n_{\mathrm{L}})_{(\mathrm{i}-1)\Delta}^{\mathrm{i}\Delta}=(n_{\mathrm{L}})_{\mathrm{i}}\\[2ex] (n_{\mathrm{L}})_{l_2-\frac{\Delta}{2}}^{l_2+\frac{\Delta}{2}}=(n_{\mathrm{L}})_{\mathrm{i}\Delta}^{(\mathrm{i}+1)\Delta}=(n_{\mathrm{L}})_{\mathrm{i}+1}\end{cases}$$

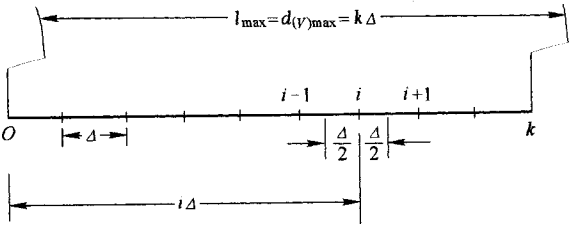


图 1－5－5　弦长的分组和步长

$$\text{所以}(N_V)_j = \frac{2}{\pi\Delta}\left[\frac{(n_L)_i}{i\Delta - \frac{\Delta}{2}} - \frac{(n_L)_{i+1}}{i\Delta + \frac{\Delta}{2}}\right]$$

$$= \frac{4}{\pi\Delta^2}\left[\frac{(n_L)_i}{2i-1} - \frac{(n_L)_{i+1}}{2i+1}\right] \tag{5-12}$$

式(5-12)为弦长测量法的计算公式。$(N_V)_j$ 是需要求得的颗粒粒度分布特征参数,即单位体积内 $(d_V)_j = j\Delta$ 的球形颗粒个数。$(n_L)_i$ 和 $(n_L)_{i+1}$ 是测量线单位长度上弦长为 $i\Delta$ 和 $(i+1)\Delta$ 的根数。

А.Г.Спектор 设计的弦长测量法,是采用线测法的方式完成的。即在光(薄)片上,用目镜尺随机量取在颗粒截面上截割的弦长。根据量测到的各类弦长根数和目镜尺量测次数(测量线总长 L_T = 目尺长 × 量测次数),分别计算出不同弦长的 $(n_L)_i$。然而我们的研究结果表明,采用随机截距的弦长所得颗粒大小的结果,往往要比颗粒的实际尺寸小一半还多。只有当采用定向最大截距的弦长时,测试结果才能与颗粒的真实状况相吻合。现仅就我们设计的弦长测量法的测试与计算步骤介绍如下。

(1)标定目镜测微尺的格值 W

①将物镜尺置于显微镜的旋转载物台上。安置时注意要将尺上标有"品牌"、"尺长"、"商标"的那个正面朝向物镜头。

②在视域中首先寻找到刻有物尺的圆形玻璃片黑边框。

③精确准焦,并在视域中清晰地观察到有 100 个分格的物尺。

④旋转物台(或目镜筒),使"物尺"与"目尺"相互平行。并将两尺的一端彼此对齐。然后查数其中较短的那把尺在较长那把尺上"截获"的格数。

⑤目镜尺的格值 W = (物镜尺的格数 × 物镜尺的格值)/目镜尺的格数。

(2)待测矿物的镜下观察

①对于待测矿物镜下光学性质的判读与认识,要达到通过反射色即能迅速认准待测矿物的程度。

②待测矿物截面形态扫描,确定待测矿物标准粒度的颗粒截面边界。一般的处理方式是:

颗粒截面中尺寸小于一格的包裹物,可略而不计;

边界间隙小于一格的数个待测矿物颗粒,可视做一个颗粒统计;

连续性不好的一个港弯状颗粒,可从颗粒的最狭窄处适当分割成数个颗粒分别统计。

(3)步长(组距)Δ 的选取

①在全光(薄)片上,寻找到一个截距弦长最大的颗粒(通常只能是接近这个目标),

并测得其长度 l'_{max}。

②步长 $\Delta = l'_{max}/k$，其中 k 为弦长分组数。从测视的方便出发 Δ 以取目尺格值 W 的整数倍为宜 如果又要兼顾到测视结果在碎磨作业中的应用，则最好加入$\sqrt{2}$的等比级数的因子。k 值一般取 10 左右。

(4)绘制弦长测量统计表

截弦区间 $(i\sim i+1)\Delta$ / mm 颗粒数 N_i 测线长 L_i / mm	$(0\sim 1)\Delta$	$(1\sim 2)\Delta$	……
L_1			
□			

(5)测视路线　总的原则是应使测视路线均匀的覆盖整个光(薄)片，路线设置的稠密度以在光(薄)片上观测到 200 ~ 300 个矿物颗粒为宜。光(薄)片上的测线为若干根彼此平行的直线(图 1 – 5 – 6)。线间距最小不得小于 l'_{max}，以避免出现对同一颗粒的重复观测。

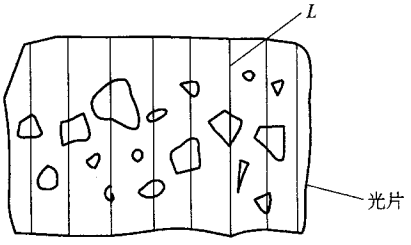


图 1 – 5 – 6　测线布置图

(6)粒度分布测量

①视域中目镜尺的安置。其原则是使目镜尺能方便地随机量测到矿物颗粒的定向最大截距。为此目镜尺的延长方向应与测线垂直(图 1 – 5 – 7)，测线穿切过的颗粒即属于弦长测量对象。在显微镜视域中的测线，或者是目尺上过中点的直线，或者是目尺的中点垂直目尺方向移动时的轨迹。

②将显微镜视场调至第一根测线(比如最左边的那根)的某一端(比如最下端)，随着视场在测线上的顺序移动(比如由下至上)，目镜尺将会逐一的量测到测线上颗粒在目尺延长方向的最大截距(弦长)。与此同时按其截距的长度将该颗粒记入“ 测量统计表 ”的相应栏中。

③测线的长度和间距，由旋转台上的机械台(即推进尺)上的游标刻度量测。

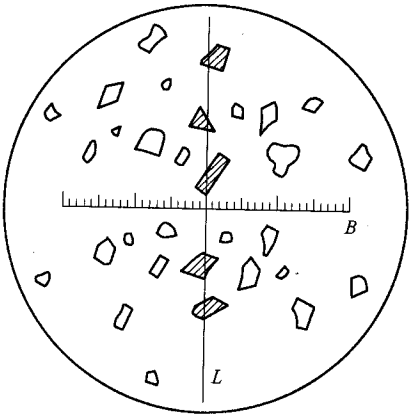


图 1－5－7　视域中的测线和目镜尺安置

(7)观测资料整理

①单位测线长度内，弦长 $l_j = i\Delta$ 的根数$(n_L)_j$ 的计算。

$$(n_L)_i = \frac{\sum N_i}{L_T} = \frac{\sum N_i}{\sum L} \tag{5-13}$$

(注：由于 $L_T = \sum L$ 是所有$(n_L)_j$ 的共同分母，从实际运算技巧出发，可用$\sum N_i$ 代替$(n_L)_i$ 参与颗粒三维特征参数的计算)。

②单位体积内颗粒球形直径 $d_{(v)i} = i\Delta$ 的粒子数

$$(N_V)_j = \frac{4}{\pi\Delta^2}\left(\frac{(n_L)_i}{2i-1} - \frac{(n_L)_{i+1}}{2i+1}\right)$$

③球形颗粒平均直径 $\bar{d}_{(V)}$ 计算

$$\bar{d}_{(V)} = \frac{\sum_{j=1}^{k} d_{(V)j} \cdot (N_V)_j}{\sum_{j=1}^{k} (N_V)_j} = \frac{\sum_{j=1}^{k} (d_V)_j \cdot (N_V)_j}{(N_V)} \tag{5-14}$$

式中 $\sum_{j=1}^{k}(N_V)_j = (N_V)$——待测矿物在测视单位体积内的颗粒总数。

例　采用弦长测量法对辽宁某含硼铁矿石中的磁铁矿，进行了工艺粒度测量。所用目镜尺格值 $W = 0.005\text{mm}$/格，光片上扫描到的磁铁矿颗粒截面最大弦长 $l'_{max} = 23$ 格(目尺)，因而取组距(步长)$\Delta = 2 \times 0.005\text{mm} = 0.01\text{mm}$，分组组数 $k = 11$。光片观测统计结果如表 1－5－4 所示。

表 1－5－4　磁铁矿颗粒的弦长法测量结果

截弦区间 $(i \sim i+1)\Delta$/mm	球形颗粒直径 $d_{(v)i}$/mm	颗粒标准粒度 D_j/mm	颗粒数 N_i	频数粒度分布 $F_{(N)j}$/%
0.00～0.01	0.01	0.00806	203	31.42
0.01～0.02	0.02	0.01612	138	21.36
0.02～0.03	0.03	0.02418	104	16.10
0.03～0.04	0.04	0.03224	4l	6.35
0.04～0.05	0.05	0.04030	43	6.66
0.05～0.06	0.06	0.04836	4l	6.35
0.06～0.07	0.07	0.05642	25	3.87
0.07～0.08	0.08	0.06448	17	2.63
0.08～0.09	0.09	0.07254	18	2.79
0.09～0.10	0.10	0.08060	13	2.01
>0.10	0.15	0.12090	3	0.46
总计			646	100.00

推进尺游标刻度对 13 条测线量测后的累计总长 $\sum L = 527.00\text{mm}$。据此并利用公式(5－13)、(5－14)等式，即可计算出相应的各项数据(表 1－5－5)。

表 1－5－5　磁铁矿的工艺粒度及其分布

截弦区间 /mm	测线单位长度上的颗粒数 $(n_L)_i/\text{mm}^{-1}$	测视器件单位体积内的磁铁矿颗粒数 $(N_V)_j/\text{mm}^{-3}$	磁铁矿粒级体积含量 $(N_V)_j \cdot D_j^3$	磁铁矿体积粒度分布 $F_{(V)j}$/%
0.00～0.01	0.3852	15171.9220	7.5860	5.08
0.01～0.02	0.2619	2436.4712	10.2332	6.85
0.02～0.03	0.1973	1443.6397	20.3553	13.63
0.03～0.04	0.0778	104.1103	3.4877	2.34
0.04～0.05	0.0816	101.7064	6.6618	4.46
0.05～0.06	0.0778	174.5357	19.7400	13.22
0.06～0.07	0.0474	76.0379	13.6564	9.14
0.07～0.08	0.0323	7.1811	1.9253	1.29
0.08～0.09	0.0342	36.2619	13.8412	9.27
0.09～0.10	0.0247	52.3862	27.4294	18.37
>0.10	0.0057	13.8223	24.4268	16.36
总计	1.2259	19618.0750	149.3431	100.01

磁铁矿球形颗粒平均直径 $\bar{d}_{(V)} = \dfrac{\sum_{j=1}^{11} d_{(V)j} \cdot (N_V)_j}{\sum_{j=1}^{11} (N_V)_j}$

$$= \frac{279.9524}{19618.075}\text{mm} = 0.01427\text{mm}$$

磁铁矿平均工艺粒度 $\bar{D} = 0.806\bar{d}_{(V)} = 0.0115\text{mm}$

第二节　矿物的单体解离

一、矿物的解离与连生

(一)矿物的解离方式与连生体类型

1. 解离方式

矿物的单体和连生体,是矿石碎、磨产物组成颗粒的 2 种基本形态。随着磨矿细度的提高,产物中的单体量和连生体量将互为消涨地上升与下降。矿石组成矿物在外力作用下演变为单体的过程,称之为矿物解离。高登(Gaudin,1939)定义的粉碎解离,是指粒度较粗的连生体颗粒,被碎、磨成粒度小于其组成矿物晶体(工艺)粒度的细粒时,由于颗粒体积减小使该组成矿物部分地解离成单体。此时由于不同矿物间的结合力未遭破坏,故而导致颗粒粒度下降的破裂面常穿切界面而过。脱离解离,是外力作用下的连生体各组成矿物沿共用边界相互分离。脱离解离由于只需耗费不多的能量即可实现矿物解离,所以是矿物工程期望的理想解离方式。然而,实际碎、磨过程中的矿物解离往往是两种方式并存,并以粉碎解离为主。因为只有相邻不同矿物的物理性质相差悬殊,且界面结合强度远小于界面两边矿物自身强度时,矿物才有可能在外力作用下优先从界面分离。而这类矿石自然界并不多见。高登设计了一个简易的理想几何模型,用以说明由于颗粒体积减小而导致的粉碎解离。他设想由 P、G2 种等量矿物组成的矿石试块,是一边长为 10cm 的正方体。该正方体含有 1000 个相互平行叠置的等大正方矿物晶体。这些代表 P、G 矿物的小正方体颗粒边长为 10mm。在正方体矿石试块中,2 种矿物相互分隔且等距地排列组合成一个整体。矿石试块受到外力作用时,将按正方形网格方式破裂成若干相同大小的正方体颗粒。正方网格破裂面与正方形矿物晶面平行但不重合(重合则为脱离解离)。图 1-5-8 是该模型的局部平面图。图中细线是矿物晶体的界面分界线,粗线代表破裂面。由图中可以看出,当矿石粉碎成边长 10mm 的正方体颗粒时,所有产品颗粒均为连生体而无单体出现。只有当粉碎颗粒成为 5mm 见方的小颗粒时,产品中才有部分单体出现。由于矿石中 P、G2 种矿物状态相同,所以此时两者的单体解离度都等于 12.5%。由此不难想像,当矿石试块粉碎颗粒体积进一步缩小时,必定有更多的矿物

会自连生体中解离出来成为单体。

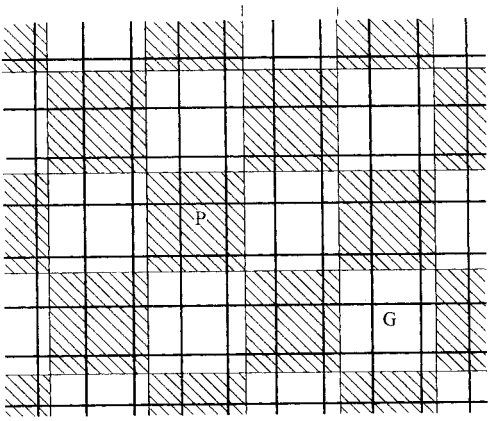


图 1－5－8　粉碎解离几何模型

2. 连生体类型

连生体是粉碎颗粒中远比单体复杂的一种矿物存在状态。对它的研究一般包括有：连生体的矿物组成(两相、三相或多相)；各组成矿物的含量比；各类连生体的粒度范围及粒级含量；各组成矿物的相对粒度大小；连生体中组成矿物的共生形式等。这其中的矿物共生形式，由于不易量化和对分选作业的广泛影响而成为研究的重要内容。

高登(Gaudin，1939)基于连生体的分选性质和组成矿物解离难易，将含有 2 种矿物的连生体分为Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ等 4 种不同的类型(图 1－5－9)。由于 4 种类型在组成矿物共生形式上各自具有的形貌特征，通常将其分别称之为：毗邻型、细脉型、壳层型和包裹型。

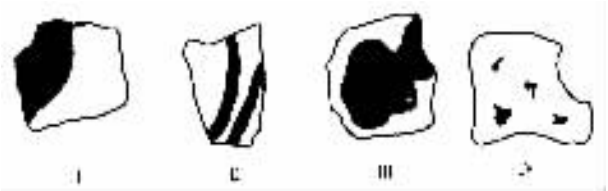


图 1－5－9　高登分类的连生体类型

(Ⅰ—毗邻型；Ⅱ—细脉型；Ⅲ—壳层型；Ⅳ—包裹型)

(1)毗邻型　是四类连生体中最常见的。它的组成矿物连生边界平直，舒缓，边界线呈线性弯曲状。一般只有当矿物结晶粒度远远超出粉碎颗粒粒度时，才会有它的产生。当然如果组成矿物自形程度愈高，且彼此间含量愈接近，那么对它的产生就愈是有利。这类连生体只要再稍加粉碎，就会有矿物单体解离出来。由于各组成矿物存在状态、体积含量相近，所以连生体的分选性质介于它们之间。而各组成矿物的体积含量基本与它

们各自占有的表面积相当。

(2)细脉型　也是较常见的一种连生类型,但不及毗邻型普遍。此类连生体中,一种矿物(常为有用矿物)呈脉状贯穿于含量较高的另种矿物(多为脉石矿物)中。只有当粉碎颗粒粒度明显小于脉状矿物的脉宽时,该脉状矿物才有可能自连生体中解离出来。连生体的分选性质则与那种高含量的矿物相近。

(3)壳层型　连生颗粒矿物中,含量较低的矿物以厚薄不一的似壳层状,环绕在主体矿物外周边。多数情况下,中间的主体矿物只能局部地为外壳层所覆盖。完全理想的封闭包围虽也时有所见,但较之前者甚为稀少。一般情况下,组成矿物软硬差别大的矿石,易于在碎、磨作业时产生这类连生体。比如覆盖于黄铁矿外周边的辉铜矿(或斑铜矿、方铅矿等)。

这类连生体受到进一步粉碎时,它的二次磨矿产物常含有边缘相矿物的细粒单体、粗粒连生体以及中间主体矿物的粗粒单体等。

在矿物工程中,它属于难处理的那种碎、磨产品。

(4)包裹型　一种矿物(多为有用矿物)以微包体形式嵌镶于另种(载体)矿物中,包体粒径一般 5μm 以下,含量常不及总量的 1/20。它是尾矿中金属流失的重要原因。常见的例子有 硅酸盐矿物中的黄铜矿(或黝铜矿)、铁闪锌矿中的黄铜矿、磁黄铁矿中的镍黄铁矿等。

阿姆斯蒂茨(G.C.Amstutz,1972)遵循和高登基本相似的原则,将连生体划分成具体化程度较高的三类九式(图 1-5-10)。

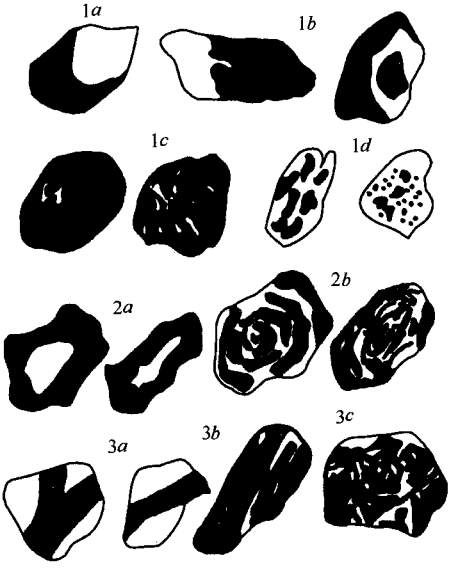


图 1-5-10　阿姆斯蒂茨分类的连生体类型

1a 等粒毗邻连生　是连生体中矿物结合关系最简单的一类。颗粒中不同的两种矿物不仅体积大小相当，且共用边界单一而少有变化，属于二次磨矿时组成矿物易于解离的连生体。如黑钨矿 – 石英、黄铜矿 – 闪锌矿。

1b 斑点状或港湾状连生　连生矿物共用界面起伏弯曲似港湾状，或当一种矿物呈岛状置于另种矿物中成斑点状。属磨矿产物中常见连生体。只要再稍加粉碎即会有新的单体产生。如黄铜矿 – 磁黄铁矿、方铅矿 – 闪锌矿、粗粒银金矿 – 石英。

1c 文象状或蠕虫状连生体　常见。通常不可能完全解离。构成这类连生体的矿物有：黄铜矿 – 黄锡矿、石英 – 长石等。

1d 浸染状或乳滴状连生体　常见。完全解离困难或不可能。如闪锌矿中的黄铜矿。方铅矿中的黝铜矿。

2a 皮膜状、反应边状或环状连生体　由于交代、表面氧化、浸染等原因，形成的一种连生体类型。在这种连生体中，一种矿物环绕另一种矿物表面呈薄膜状态存在。如辉铜矿或铜蓝围绕黄铁矿、闪锌矿或方铅矿。完全解离很困难。

2b 同心圆（环）状、球粒状、复皮壳状连生体像白铅矿与褐铁矿，赤铁矿与石英，氧化锰与铁矿的结核。解离非常困难。

3a 脉状、缝状、夹心状连生体　像辉钼矿 – 黄铁矿连生体。完全解离比较容易。

3b 层状、片状、聚片状连生体　像磁黄铁矿 – 镍黄铁矿连生体。这类连生体的解离性是变化的。

3c 网状、盒状、格子状连生体　较少见。像赤铁矿、钛铁矿 – 磁铁矿，黄铜矿中的斑铜矿或方黄铜矿。解离困难或不可能。

（二）矿物解离的影响因素

矿物解离，是矿石粉碎时组成矿物几何存在方式的改变，不仅直观且易于量化。然而单体的产生和解离难易，却与多种因素有关。马尔维克（Malvik，1976）在“矿物解离性质研究”一文中列出的影响因素有：

（1）矿物结晶粒度
（2）矿物颗粒形状　} 矿石结构
（3）矿物颗粒间的界面特征
（4）矿物颗粒界面结合强度
（5）矿物颗粒强度　} 矿石性质
（6）共生矿物
（7）矿物含量
（8）矿石组成矿物相对可磨性

(9)次要因素：①磨矿细度
②磨矿方法 } 工艺条件
③分选方法

1. 矿物的结晶粒度、含量与磨矿细度

由于粉碎解离是矿物解离的主要方式，而它的完成主要是借助于粉碎颗粒体积的减小。所以矿物结晶粒度愈大，磨矿细度愈小，愈是有利于矿物解离。矿物含量的影响主要是反映了矿物工艺粒度的作用。因为矿物在矿石中的含量愈高，同种矿物集合体出现的机会愈多，由此形成的集合体工艺粒度必然是既多又大。所谓单体，指的是仅含一种矿物的粉碎颗粒。所以工艺粒度大的矿物易于解离。实际就矿物体积对解离的作用而言，工艺粒度比之结晶粒度更为重要。

结晶粒度、含量与磨矿细度对解离的影响，高登基于他设计的解离模型，对粒度等大的 P、G2 种矿物组成的矿石粉碎结果进行了量化考察，结果如表 1－5－6 和图 1－5－11 所示。

表 1－5－6　由 ϕ_V 和 ϕ_D 所决定的矿物平均单体解离度 $\bar{L}_0$

ϕ_D	$\bar{L}_{0(p)}$/%	$\bar{L}_{0(g)}$/%						
		$\phi_V=1$	$\phi_V=2$	$\phi_V=4$	$\phi_V=10$	$\phi_V=25$	$\phi_V=100$	$\phi_V=1000$
0.10	0	0	0	0	0	0	0	77.0
0.25	0	0	0	0	0	0	56.0	95.5
0.50	0	0	0	0	0	44.0	86.0	98.6
1.0	0	0	0	0	50.0	80.0	95.0	99.5
2.0	12.5	12.5	31.3	53.1	80.0	92.0	97.9	99.8
4.0	42.2	42.2	63.3	78.6	91.2	96.5	99.1	100.0
8.0	66.9	66.9	81.3	89.9	95.9	98.5	99.6	100.0
16.0	82.4	82.4	90.6	95.3	97.9	99.4	99.9	100.0
32.0	90.9	90.9	95.4	97.6	99.1	99.9	100.0	100.0
64.0	95.5	95.5	97.6	99.0	99.8	100.0	100.0	100.0

注：ϕ_V—P、G 2 种矿物的体积含量比(G > P)；ϕ_D—矿物结晶粒度 D_{cr} 与粉碎颗粒粒度 D_b(磨矿细度)之比($D_{cr} > D_b$)。

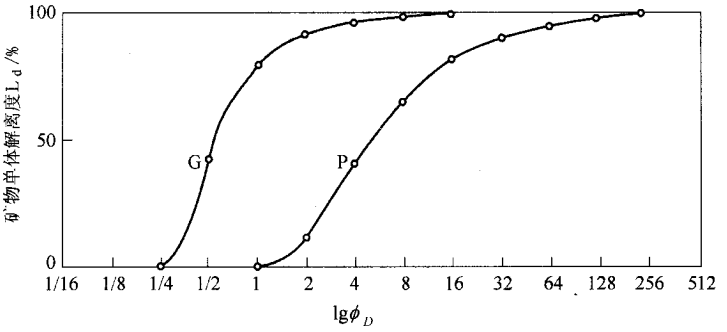


图 1－5－11　$\phi_V = 25$ 时不同 ϕ_D 值对应的 P、G 矿物单体解离度

由表 1－5－6 和图 1－5－11 可以看出：

(1)如果磨矿细度不能小于矿物结晶粒度，那么含量较低的矿物相(P)就不会有单体产生；

(2)只有当磨矿细度明显小于矿物结晶粒度时，含量较低的矿物相(P)才会有一定量的单体出现；

(3)如果磨矿细度大于结晶粒度，那么只有当 ϕ_V 值很高时，含量较多的矿物相(G)才会有相当数量且基本稳定的单体产生；

(4)任何情况下，含量高的矿物(G)比之含量低的矿物(P)总会有更多的单体。

2. 矿物相对可磨性、矿物界面结合强度、及矿物颗粒强度

为了分析可磨性、强度等因素对矿物解离的影响，马尔维克(Malvik，1982)对性质不同的 2 组矿物进行了试验研究。一组是强度较低的易磨矿物：闪锌矿、黄铜矿、方铅矿；一组是强度较高的难磨矿物：黄铁矿、赤铁矿、磁铁矿、磁黄铁矿。试验结果表明，就磨矿产物的粒级解离度而言，易解离、强度小、低硬度矿物，在磨矿细度较粗的条件下，即可迅速实现相当完全的解离。此时如果再次细磨，那么随着产物磨矿细度下降，只会是使矿物在粗粒级的解离度持续减小。因为产物被进一步细磨时，粗粒级的易磨矿物单体，将早于它的连生体较快地进入细粒级。难磨矿物的情况则与它不同，它一般在磨矿的初始阶段，不可能使难磨矿物有明显解离，所以在产物磨矿细度因再次磨矿而下降时，随着连生体中矿物的解离，租粒级中这类矿物的单体解离度将随之上升。图 1－5－12 用 2 条走势相反的粒级解离度曲线，反映出了矿物相对可磨性对矿物解离的影响。

图 1－5－13 是马尔维克用以描绘矿物颗粒结合强度对解离作用的曲线。当颗粒界面结合强度大于颗粒自身强度时，对产物再次细磨，首先被粉碎的将是已解离的单体。而连生体由于矿物界面结合强度较高得以较多的被保留。故而较粗粒级的矿物解离，将随产物磨矿细度的下降而下降。如果矿石组成矿物的颗粒界面结合强度小于颗粒自身强度，磨矿产物较粗粒级的矿物解离度，则要随产物磨矿细度的下降而上升。因为此时

破碎颗粒受外力作用时，颗粒将优先从矿物界面分离，故而有着和前面不同的结果发生。当两种矿物性质不同而强度相等时，产物各粗粒级的矿物解离度，自然是与产物磨矿细度无关的常数。

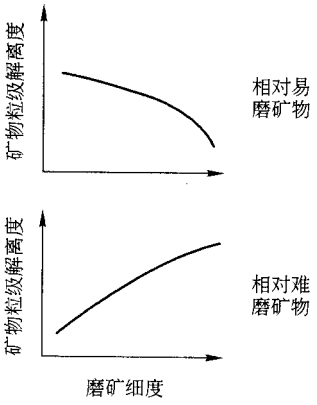


图 1－5－12　相对可磨性对矿物解离的影响

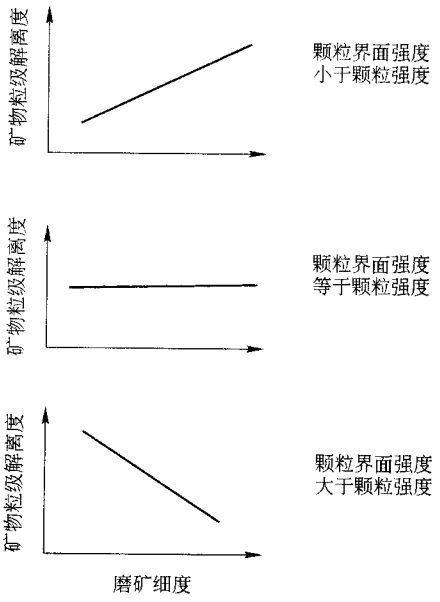


图 1－5－13　矿物强度对解离的影响

3．不同矿物颗粒间的界面特征

矿石中矿物存有 2 种性质不同的界面。一是同种矿物各单体间的界面，一是不同矿物间的界面。后一类界面又可分为单体与单体间、单体与集合体间以及集合体与集合体间等 3 种不同形式的界面。矿物解离研究所指界面，通常是就后一类界面而言，因为矿

石破碎时产生的矿物单体，均来自于后一类界面包围中的矿物颗粒（单体或集合体）。

天然产出矿石中的矿物颗粒界面，形态复杂多变，表面粗糙不平，既不平滑也不具有特征长度。对这一影响矿物解离的几何因素，由于难以量化，故而在以往的研究中，或者略而不计（自高登以来的所有解离模型研究中，均设定矿粒形体为某种简单的几何体，或可用微分几何处理的光滑颗粒），或者用文字作概念化的定性描绘。王雅蓉（1996）基于分形几何学原理，采用图像分析仪对天然矿物形体的相关尺寸进行了测量，结果发现矿物界面具有统计意义上的自相似性，属于分数维构造。界面的复杂程度可用其分数维维数（分维数）值标定。而其他性质相同，但界面情况各异的不同矿物，受外力粉碎时，它们的各自解离度明显地与其界面维数“负相关”。她对 6 种二元系矿物所做的试验结果如表 1－5－7 所示。

表 1－5－7　人工二元矿物系的界面特征值与单体解离度

二元系的矿物相	镜铁矿	赤铁矿	辉锑矿	黑钨矿	方铅矿	黄铁矿
界面维数	2.1170	2.1147	2.0663	2.0640	2.0548	2.0534
界面面积密度	38.11	37.22	33.66	32.98	30.59	30.20
全样单体解离度/%	44.11	46.43	76.64	78.92	86.28	87.98

表中数字表明：

（1）矿物间的界面具有有限层次的分形结构，其界面维数可以有效地反映界面的不规则程度。维数值愈大，界面愈是趋于复杂。

（2）矿物的单体解离度与界面维数值间具线性相关。实际应用中矿物单体解离度 I_0 与界面维数值 D_s 可用方程 $\overline{L}_0 = (1456, 5254 - 667.0937 D_s)\%$ 联系在一起。

（三）T.P. 梅洛依连生定律

矿石碎磨时的矿物解离，既表现为矿物单体的产生与增加，同时也是产物中连生体含量不断下降的过程。在外力作用下，原有连生体会持续地破裂成新的单体和连生体。梅洛依（Meloy，1985）在“Theoretical study of locked particle comminution”一文中，对由此而发生的连生体变化，以连生定律的形式进行了系统的总结和说明。在论证所提出的连生－解离模型时，他有 4 点假设。

（1）大颗粒连生体破裂后的新生小连生体，无论是形状、粒度还是位置，均与它在原有连生体中的位置无关。

（2）矿石碎磨产物的最大粒度应小于组成矿物的工艺粒度。这样，使得产物中的颗粒就只能有脉石单体、有用矿物单体、毗邻型连生体和极少量包裹型连生体等 4 种类型。

（3）分析研究碎磨颗粒的相关性质时，可以将其视为球形，且颗粒破碎前后几何形状相似。

(4)碎磨产物组成颗粒的粒度分布,应遵循高登 – 舒曼分布方程。即 $\gamma_{D^\theta} = (D/D_{max})$,$D_{max}$ 为产物中最大颗粒粒度,γ_{D^θ} 为产物中粒度小 D 的累积产率,m 系分布模数。

定律 1 界面积守恒

多种矿物组成的坚硬、脆性矿石物料受力粉碎时,无论物料细磨到何种程度,不同矿物间的原始界面面积基本维持不变。

定律成立的前提,是矿物单体都源于粉碎解离。事实上,只要各类矿物间的粘附强度不是明显低于矿物强度,那么,物料受力粉碎时,沿矿物界面发生脱离解离的可能性几乎为零。所以物料磨矿细度不管怎样提高,由于颗粒破裂都是横切界面发生,因而它的原始界面面积将保持恒定。

定律 2 连生体表面积恒定

由于已设定磨矿产物的连生体原则上只有毗邻型 1 种,包裹型等其他 3 类连生体基本缺失或少见,而颗粒破碎前后的几何形状又彼此相近,所以就某一磨矿产物而言,尽管它的磨矿细度会在磨矿过程中不断变化,然而其中连生体的表面积将基本保持恒定。

定律 1 表叙的界面积恒定,实际上即是产物中连生体的界面积恒定。球形颗粒的几何性质又决定了,连生体的表面积及其所含各矿物相间的界面积,均都只和颗粒直径的平方成正比,既然连生体的界面积总和在磨矿过程中不变,当然产物中所有连生体的表面积之和也应该是恒定的。产物磨矿细度提高增加的颗粒表面积,原则上都已归属于新生的矿物单体。

定律 3 连生体的体积总量与粒度成正比。

连生体在以毗邻型为主的前提下,定律 2 已确认某一产物中的连生体表面积之和恒定。而基本的物理常识表明,颗粒的体积或质量通常与其特征尺寸(球体的特征尺寸是直径,正方体的特征尺寸是边长)的立方成正比。所以由此可以推论出,产物中连生体的体积(或质量)总量必定是与颗粒平均粒度成正比。

前面 3 条定律结论的合理性,通过对正方形连生体破裂的分析,很容易就可以得到它的几何证明。图 1 – 5 – 14 左边棱长 3 个长度单位的正方体是一颗有待粉碎的连生体,所含有用矿物和脉石矿物各占一半。受力后,设定被破裂成 27 个同样大小、规格的小正方形颗粒,小颗粒棱长 1 个长度单位。表 1 – 5 – 8 列出了破碎前后产物中连生体各几何要素的统计结果。

由表中数据可以看出,在梅洛依的假设条件下,产物不论如何破碎,其中连生体的矿物相界面积和表面积均都保持不变(分别为 9 和 54 个长度单位平方)。而连生体的体积则直接正比于颗粒特征尺寸(27/9 = 3/1)。

定律 4 连生体的粒度分布

表 1－5－8　正方形连生体破碎前后的几何要素计算结果

颗粒几何要素 / 产物类别	个数		特征尺寸（长度单位）	矿物相界面积（长度单位平方）	连生体表面积之和（长度单位平方）	连生体体积之和（长度单位立方）
	单体	连生体				
破裂前	0	1	3	$1\times3^2=9$	$1\times6\times3^2=54$	$1\times3^3=27$
破裂后	18	9	1	$9\times1^2=9$	$9\times6\times1^2=54$	$9\times1^3=9$

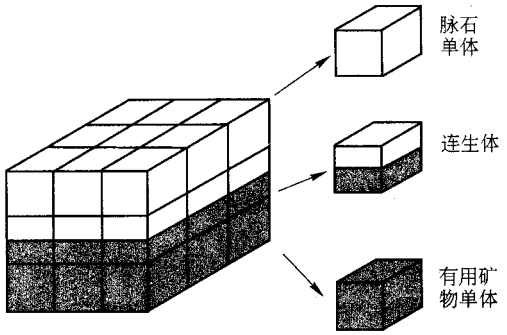


图 1－5－14　正方形连生体按正方形破裂示意图

粉碎物料的粒度分布曲线，如按假设要求符合高登－舒曼方程，那么曲线应具有斜率 m。此时，物料中所含连生体的粒度分布，也将同样遵循高登－舒曼方程。但曲线斜率较陡，应为（$m+1$）。

定律 5 筛上连生体产率

粒级 D 筛上连生体的产率，可由定律 4 导出，它同样是与 D^{m+1} 成正比。

定律 2、3、4、5 的数学推导如下。

已知高登－舒曼方程：

$$\gamma_{D^\theta}=\left(\frac{D}{D_{max}}\right)^m$$

式中　γ_{D^θ}——粉碎物料所有粒度小于 D 的筛下累积产率；

D_{max}——物料中的最大颗粒粒度。

当物料的总体积为 V_0 时，则 D 粒级的筛下产物累积体积

$$\gamma_{D^\theta}=V_0\left(\frac{D}{D_{max}}\right)^m$$

由此可以看出，物料中粒度于 D 和（$D+\Delta D$）之间颗粒数

$$\Delta N(D)=\frac{\Delta V_D}{aD^3}=\frac{V_D-V_{D+\Delta D}}{aD^3}$$

当 $\Delta D\to0$ 时，物料中粒度为 D 的颗粒数

$$\mathrm{d}N(D)=\frac{V_0\,mD^{m-1}}{aD^3\,D_{\max}^{m}}\mathrm{d}D$$

式中　$\Delta V_{(D)}$——颗粒直径由 D 至$(D+\Delta D)$区间中的物料体积；

aD^3——直径为 D 的颗粒体积。a 是颗粒的体积形状系数，球形颗粒的 $a=\frac{\pi}{6}$。

图 1－5－15 是粒径为 D 的球形颗粒，在由 2 种矿物组成的矿石中，经由破碎可能成为连生体的概率计算原理图。图中有用矿物与脉石矿物之间的分界线，代表了矿石组成矿物相界面的侧向投影。由图可以看出，直径为 D 的球形颗粒，只有当它的体积中心与矿物界平面间的距离小于 $D/2$ 时，才有可能成为连生体。因此，当产物中矿物相界的总面积为 $A_{(V)}\ V_0$ 时，产物中粒度为 D 的连生体体积与产物总体积之比

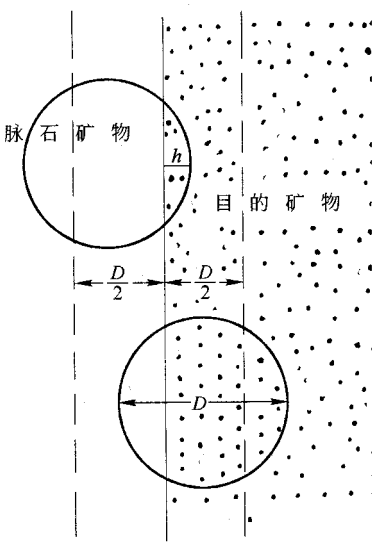


图 1－5－15　当矿物相界面展开成一个连续平面时，粒径为 D 的球形颗粒成为连生体的概率计算示意图

$$\phi_{(V_D)}=\frac{DA_{(V)}\ V_0}{V_0}=DA_{(V)}$$

式中　$A_{(V)}$——产物单位体积中的矿物相界面积；

$DA_{(V)}\ V_0$——矿物相界面两侧各 D/2 范围内的矿石体积。

粒度为 D 的连生体个数即可由下式求出：

$$N_1(D)=\mathrm{d}N(D)\times\phi_{(V_D)}$$

根据这一方程，很容易就可以推导出连生定律 2、3、4、5 的相应结论。

产物中所有连生体的总表面积：

$$A_{0(\mathrm{I})} = \int_0^{D_{\max}} \frac{V_0\, mD^{m-1}}{aD^3 \times D_{\max}^m} \mathrm{d}D \times DA_{(\mathrm{V})} \times bD^2$$

$$= \frac{b}{a} \times V_0 \times A_{(\mathrm{V})} \times \frac{1}{D_{\max}^m} \int_0^{D_{\max}} mD^{m-1} \mathrm{d}D = \frac{b}{a} \times V_0 \times A_{(\mathrm{V})}$$

式中 bD^2 为直径等于 D 的颗粒表面积，b 是颗粒的面积形状系数，球形颗粒的 $b = \pi$。

由于决定连生体总表面积 $A_{0(\mathrm{I})}$ 大小的 b、a、V_0、$A_{(\mathrm{V})}$ 均是与产物碎磨作业过程及结果无关的常数，因而定律 2 得以成立。

产物中所有连生体的总体积：

$$V_{0(\mathrm{I})} = \int_0^{D_{\max}} \frac{V_0\, mD^{m-1}}{aD^3 \times D_{\max}^m} \mathrm{d}D \times DA_{(\mathrm{V})} \times aD^3$$

$$= V_0 \times A_{(\mathrm{V})} \times \frac{1}{D_{\max}^m} \int_0^{D_{\max}} mD^m \mathrm{d}D = \frac{m}{m+1} \times V_0 \times A_{(\mathrm{V})} \times D_{\max}$$

在决定 $V_{0(\mathrm{I})}$ 的各项因子中，只有 $D_{\max}$ 是变数。即产物中连生体的体积总量直接正比于颗粒粒度。

粒级 D 所有筛下产物中的连生体累积产率，为 $N_i(D)$ 乘以 aD^3 后，在区间 $0 \rightarrow D$ 中的积分。

$$\gamma_{\mathrm{II}D^\theta} = \mathrm{V}_0 \times \mathrm{A}_{(V)} \times \frac{1}{D_{\max}^m} \int_0^D mD^m \mathrm{d}D = \frac{m}{m+1} \times \frac{V_0 \times A_{(\mathrm{V})}}{D_{\max}^m} \times D^{m-1}$$

$$= \left[\frac{m}{m+1} \times V_0 \times A_{(\mathrm{V})} \times D_{\max}^m\right] \left(\frac{D}{D_{\max}}\right)^{m-1}$$

即由连生体的筛下累积产率与粒度所决定的分布曲线，具有 $(m+1)$ 的斜率。

粒级 D 筛上产物中的连生体产率：

筛比为 $\sqrt{2}$ 时，D 粒级的筛上产物量，应等于 $\sqrt{2}D$ 的筛下产物量减去 D 的筛下产物量。也就是说，相应 2 个粒级筛下累积产率之差，即为粒级 D 筛上产物中的连生体产率。而定律 4 已表明，筛下累积产率具有斜率 $(m+1)$，相邻 2 个均为 $(m+1)$ 斜率的产率之差，也必然是与 D^{m+1} 成正比。

定律 6 粒级连生度曲线与粒级颗粒大小无关。

某粒级产物中，有用矿物含量不同的各类连生体，其产率与所含有用矿物量之比所决定的连生度曲线，与粒级颗粒大小无关。

定律 6 的合理性由图 1－5－15 即可看出。因为产物中由矿石块粉碎而成的各种大小颗粒，虽然都有可能成为连生体，然而颗粒处于矿物相界上，呈现为连生体的概率，和它其中所含的有用矿物量，显然都是颗粒直径的函数。粒径大的颗粒，不仅连生体的产

率高，而且所成连生体中的有用矿物量也必然多。所以由两者之比所确立的连生度曲线，自然也就与颗粒大小无关。

定律 7：同一产物中的连生体，因各自的有用矿物含量不同而密度大小各异。由定律 4 和定律 6 可知，存在于同一密度带内的连生体，其体积（质量）－粒度分布曲线的斜率，同样等于（$m+1$）。它表明在对产物连生体进行分析研究时，可以利用对这少部分连生体的考查，获取产物中全部连生体的相关性质。此一规律，对降低连生体的试验研究工作量，极为有利。

定律 8：粒级中的连生体体积含量，与其粒度成正比。

这可由图 1－5－15 及 $\phi(V_D)$）和 $N_1(D)$的计算式看出，即粒径愈大的颗粒，呈现为连生体的概率愈高。所以，在产物的不同粒级中，粒度愈小的粒级，连生体所占颗粒百分数将愈低。

二、矿物单位解离度测定

（一）测定方法

流程产物的观测方法，原则上讲都属于数粒法范畴，因为经过加工后的产物者是被破碎了的矿石。不过由于产物类型不同，在具体的观测方式上双分为下面 2 种。

（1）实体显微镜测定法　它是将产物经过脱泥、筛分后，在实体显微镜下查数各种类型颗粒的数量。这种测定法的优点是简单、快速，不用对产物做过多的事前加工处理。矿石颗粒在实体显微镜下立体感很强。一个颗粒的四面或五面都能被观测到。因此测试结果准确可靠、误差小。但是，为要实现这些长处，产物的矿石类型必须具有：矿物组成极其简单、矿物的外观特征明确易于区分的特点。像区域沉积变质磁铁矿就具备这些条件。矿石中最主要的石英和磁铁矿，按照黑、白颜色的不同就能准确无误地判断。所以类似这种类型矿石的产物，都是用实体显微镜测定法来观测。

（2）反光显微镜测定法　选矿工艺加工的矿石，多数情况下都是由 2～3 种，个别的甚至由十来种矿物所组成。这些矿物经过破碎加工后，仅凭外观有限的少数特征，显然是很难准确辨认的。这些矿石的流程产物，主要就是用反光显微镜测定法进行考查。在镜下，一方面根据光性差别判断矿物类别，同时查数各种类型颗粒的多少。

流程产物的反光显微镜测定法，按照矿石特点，又分为直接观测法和预先富集后观测法 2 种。

①直接观测法：产物中目的矿物含量较高，一般是千分之几以上时，即可用直接观测法。如果目的矿物属于常见而易于鉴定的矿物，像方铅矿、黄铜矿、辉钼矿，既使含量是万分之几，也可用直接观测法。

②预先富集法：目的矿物含量极低且又不易鉴别时，就要用预先富集法对产物进行观测。像钨（黑钨矿、白钨矿）、锡（锡石）、稀有（铌、钽矿物）和稀土矿物、贵重金属（金、铂）等都属于这类矿物。

（二）测定程序

1. 样品制备

首先将流程产物脱泥、烘干，并筛分成选矿筛析通常采用的几个级别。称取各个级别矿样重量，计算各级别产率。然后从各筛级中均匀撮取 2 ~ 5g 样，送交化验室分析各有关元素的含量。

实体显微镜测定法使用的矿样，经过上述处理后，一般即可供观测之用。

反光显微镜测定法观测用的矿样，还需要在上面处理的基础上，做进一步处理。做法是：将各筛级的样品均匀撮取一部分（一般不少于 5 ~ 10g），用粘结剂团矿，作成 2cm × 2cm × 1cm 左右的小矿块。然后磨制成可供镜下观测的光片或薄片。

如果是预先富集法，样品在脱泥、烘干、筛分之后，还要经过对目的矿物的富集这一步骤。常用的分离富集手段是重液和电、磁分离。因为观测用样品需要量一般仅几克或几十克，因此，只要操作认真仔细，分离富集效果还是很好的。每个筛级的样品，通过分离富集，被处理成相应的“精矿”和“尾矿”。然后送交化验室，分析样品每个级别的“原矿”和“尾矿”的有用元素含量。至于每个级别的“精矿”则用同样的办法团矿后，磨制成光片或薄片，供镜下观测用。

2. 测定

样品制备齐后，就可着手在镜下统计，观测。当然实施统计之前，观测者首先必须在镜下对所要观测的矿物做出正确判断。矿物种类判断错误，后续的全部统计工作就失去了价值。因此，镜下矿物的识别，观测者一定要认真地做好。

获取单体解离度的镜下统计方式较多。其中比较实用且统计精度较高的还要数“过尺法”和“数粒法”。过尺法是在视域中安置一把目镜测微尺，拧动载物台上的机械台，使所有的矿物颗粒逐个的通过目镜尺，量测所有单体的颗粒总长和各类连生体中目的矿物的总长。用单体颗粒总长比上该矿物的总长（单体总长加上连生体中该矿物总长），即可得到目的矿物的单体解离度。采用数粒法时，正式观测前，要预先将连生体划分为$\frac{3}{4}$，$\frac{1}{2}$，$\frac{1}{4}$，$\frac{1}{8}$，$\frac{1}{16}$等几种类型（比例数代表目的矿物在一粒连生体颗粒中占有的体积相对值），然后一个视域接着一个视域，连续而不重复地查数目的矿物的单体数和各类连生体的颗粒数，并按表 1 - 5 - 9 的格式逐项记录。

表 1－5－9　单体解离度的数粒法测定

筛　级	目的矿物单体数	连生体颗粒数					浸染体颗粒数	脉石单体　数	观测颗粒总数
		$\frac{3}{4}$	$\frac{1}{2}$	$\frac{1}{4}$	$\frac{1}{8}$	$\frac{1}{16}$			
+100 目	$N_{m(p)}$	$N_{1(3/4)}$	$N_{1(1/2)}$	$N_{1(1/4)}$	$N_{1(1/8)}$	$N_{1(1/16)}$	N_{co}	$N_{m(g)}$	N_0
+200 目									
⋮									
⋮									

表格中的浸染体，是指颗粒中目的矿物体积小于$\frac{1}{16}$的那些连生体。这类连生体对单体解离度的计算影响不大，但当分析流程产物中存在的问题时作用很大。因此，观测时需要将它们区分并单独记录下来。脉石是指产物中所有无用矿物而言。当这些无用矿物密度相差不大时，即可统归为脉石。如果密度相差甚大而且含量相近时，则应将脉石分为几类，然后分别统计并记录。

3．粒级单体解离度计算

实体显微镜测定法和反光显微镜测定法中的直接观测法，按上面的表格将观测结果记录下来后，用下列公式计算样品各粒级的单体解离度（例如 +100 目这个级别）：

观测颗粒总数：

$$N_0 = N_{m(p)} + + N_{1(3/4)} + N_{1(1/2)} + N_{1(1/4)} + N_{1(1/8)} + N_{1(1/16)} + N_{co} + N_{m(g)} \tag{5-15}$$

单体解离度：

$$N_0 = \frac{N_{m(p)}}{N_{m(p)} + \frac{3}{4}N_{1(3/4)} + \frac{1}{2}N_{1(1/2)} + \frac{1}{4}N_{1(1/4)} + \frac{1}{8}N_{1(1/8)} + \frac{1}{16}N_{1(1/16)}} \tag{5-16}$$

反光显微镜测定法中的预先富集法，由于经过了分离富集，由观测记录结果，只能得到该粒级‘精矿’的单体解离度 $L_{(c)}$，整个粒级目的矿物的单体解离度由下式计算得出：

$$L_{(s)} = \left(1 - \frac{\gamma_{t(s)}\,\delta_{t(s)}}{\delta_s}\right) L_{(c)} \tag{5-17}$$

式中　$L_{(s)}$ ——粒级目的矿物单体解离度；

$\gamma_{t(s)}$ ——该粒级‘尾矿’的产率；

$\delta_{t(s)}$ ——该粒级‘尾矿’品位；

$\delta_{(s)}$ ——该粒级未分离富集前‘原矿’的品位；

$L_{(c)}$ ——该粒级‘精矿’的单体解离度。

上述计算公式的前提，是认定在分离的‘尾矿’中，目的矿物全部都是呈连生体状态。

4．流程产物中目的矿物单体占有率计算

流程产物经过观测、计算、整理，筛析各粒级中目的矿物含量及其单体解离度就完全清楚了。但从选矿生产的实际要求来看，不仅要了解矿物在某个粒级中的单体解离度，更需要知道全样中矿物的解离状况。因此，要在上面已有结果的基础上，进一步计算产物中矿物的单体占有率，即某个产物里矿物的单体解离度。这项整理运算工作，可按表 1－5－10 格式逐项进行。

表 1－5－10　单体解离度计算

筛级	产率	分析品位	矿物量		显微镜分析			目的元素含量	目的元素分布率	目的矿物单体占有率	脉石含量	脉石分布率	脉石单体占有率
			目的矿物含量	脉石矿物含量	统计品位	目的矿物单体解离度	脉石矿物单体解离度						
1	2	3	4	5	6	7	8	9 = 2×3	$10\frac{9}{\sum 9}$	11 = 10×7	12 = 2×5	$13\frac{12}{\sum 12}$	14 = 13×8

注：　筛级——根据产物粒度和实际选矿厂生产状况，选取适宜的套筛；

产率——筛析后各级产物量与全样量之比；

分析品位——产物中目的元素的化验分析值。

目的矿物含量——产物中要求富集的矿物含量与全样重量之比。

$$\text{目的矿物含量} = \frac{\text{目的矿物颗粒总数} \times \text{目的矿物密度}}{\sum \text{各类矿物的颗粒总数} \times \text{相应矿物密度}}$$

脉石矿物含量——产物中要求舍弃的矿物含量与全样重量之比。计算方法和目的矿物含量相同。

统计品位——根据显微镜观测整理的有用矿物含量结果，换算得到的目的元素含量。

目的矿物单体解离度——根据显微镜观测得到的结果，整理计算出的每个粒级中目的矿物的单体解离度。

脉石矿物单体解离度——根据显微镜观测结果，计算出的每个粒级中脉石矿物的单体解离度。

目的元素含量——全样中目的元素，分配在某粒级中的数量。各粒级元素含量之和，即为全样中目的元素的品位值。

目的元素分布率——全样中目的元素在各粒级中的分配比例。

目的矿物单体占有率——目的矿物单体量在各粒级的分配值。各粒级占有率之和，即为全样中目的矿物的单体解离度。

脉石含量、脉石分布率、脉石单体占有率和目的元素（矿物）的相应各项意义和计算方法大体一致。可参看上述有关说明。

（三）测定误差及其误差来源

和任何一项观测工作一样，镜下测定的单体解离度也存在着误差。一般说来，误差大小主要与下面几个因素有关。

（1）取样代表性　首先是镜下观测用样品对流程产物的代表性；其次是制作团矿光片时，矿样在团矿块中分布的均匀性。头一项代表性，只要取样时严格按照样品缩分方法取样，基本就能得到保证。矿样各矿物在团矿块中的均匀分布，主要靠 2 个办法保证。一是制作团矿时，矿样与粘结剂要充分搅拌；其次是团矿的粘结剂加入量要适宜。千万不能过多。否则在团矿块凝聚过程中，矿物就会因比重不同而分层，造成矿物分布的不均匀性。

(2)连生体类型的划分　连生体中目的矿物含量大小,在整个矿样中显然是连续分布的,但在统计时,只是简单地归并成几类。例如:我们计入“$\frac{1}{2}$”这类连生体中的颗粒,目的矿物在每一粒中的含量决不都会是一半。而可能是 0.6,0.55,0.5,0.45 等。由此而造成的误差显然与统计连生体类型的划分有关。可以看出,连生体类型划分的愈细,统计结果与实际状况差距也就愈小。

(3)平面测定和实际立体状况之间的差别　此项误差当用实体显微镜观测时基本不存在。而在反光显微镜下观测团矿光片时,由于出露面积总是小于颗粒的实际表面。因此,不可避免地会产生连生体以单体形式出现的假象。从而造成单体数偏高的错觉。

(4)查数颗粒的多少　当然,颗粒数观测的愈多,愈精确。但实际统计时,也不可能无限制地增加颗粒数。理论和实践证明,在每一粒级中,只要查数到 100 ~ 300 粒目的矿物,即可保证 90% 以上的统计精度。