



知识改变命运



Abstract

The orebody under -230m level in Xiadian gold mine is inclined and shows medium thickness. The horizon thickness ranges from 8-15m, dip angle is around 45° . The mine mainly uses stowing method previously. But this method has some limitations such as low productivity, high exploitation cost, bad safety control and so on. And these limitations lead economic benefits to descend year after year. To lower the cost and improve the output, in addition to create better economic benefits and social effects, the paper studies the feasibility and decide to experiment the sublevel caving method in Xiadian gold mine.

The flow parameters of caved ores are got measured in a scale-experiment. Using stochastic medium theory of drawing can analyze the motion law of caved ore granules, and thus derive the stope parameter of the mine. The flow parameters measured by vertical solid wall drawing experiment list as follows: $\alpha=1.53904$, $\beta=0.7338$, $\alpha_1=0.9952$, $\beta_1=0.584$. According to the equation of drawing ore body: $r^2 = (\alpha + 1)\beta z^{\alpha} \ln \frac{H}{z}$, following the law which is to get max pure ore quantity, the sublevel height is 7m and access space is 8m, the discharge space is 2.4m.

The discharge means select the low dilution drawing method. Low dilution method is an efficient way to reduce the ore loss and depletion of sublevel caving. Also it has a good operation.

Nowadays, Xiadian gold mine has experimented sublevel caving method and they have achieved a pleased result.

key words: sublevel caving, dry filling method, stochastic medium theory of drawing, flow parameter

声 明

本人声明所呈交的学位论文是在导师的指导下完成的。论文中取得的研究成果除加以标注和致谢的地方外，不包含其他人已经发表或撰写过的研究成果，也不包括本人为获得其他学位而使用过的材料。与我一同工作的同志对本研究所作的任何贡献均已 在论文中作了明确的说明并表示谢意。

本人签名： 张丹

日 期： 03年12月

第一章 矿床地质条件

1.1 位置与交通

夏甸金矿位于夏甸镇西北 2.5 公里处，地处招远市与莱西市接壤地带，行政区划属招远市夏甸镇管辖，矿区中心地理坐标为东经 $120^{\circ}19'23''$ ，北纬 $37^{\circ}06'55''$ 。

由矿区至附近村镇均有简易公路相通，可通行车。夏甸镇为青岛至龙口的主干公路中途汽车站，北距招远市区 30 公里，南至莱西市 50 公里，交通十分方便。

1.1.1 自然地理与经济概况

矿区地处胶东西部低缓丘陵地带，地势西北高，东南低。最大海拔高度 185.114 米，比高 70 米以下，地势起伏不大，断裂蚀变带出露标高 125~165 米范围内。河谷水系均属大沽河流域，属季节性河流，对矿区充水有一定的影响。该矿区气候温和，四季分明，属中温带季风大陆气候。

1.2 区域地质及矿区地质

1.2.1 区域地质

在区域大地构造位置上，本区属胶东地盾胶北隆起的西北部，沂沭深大断裂带的东侧，栖霞复式褶皱的南翼。

区内出露地层以太古界胶东群为主，元古界粉子山群次之，新生界第三系在北部零星分布。构造以东西向栖霞复式褶皱为主体，断裂构造及其发育，早新华夏系被动，北北东向断裂尤为显著，是区内的主要控矿构造。本区内岩浆活动强烈，形成玲珑花岗岩，滦家河花岗

岩和郭家岭花岗闪长岩侵入体分述如下：

地层以太古界胶东界群为主，主要沿复式褶皱轴部大片出露，整套地层普遍经受区域混合岩化作用，自上而下分为林家寨组条带状黑云母变粒岩，角闪黑云变粒岩夹斜长角闪岩，齐山组黑云变粒岩黑云斜长片麻岩，夹少量斜长角闪岩，英庄组条带状黑云变粒岩，黑云斜长片麻岩夹少量斜长角闪岩。该群变质岩地层原岩为一套中基性——中酸性火山岩和硬砂岩沉积构造。元古界粉子山群分布于莱州粉子山地区，与胶东群呈不整合接触，岩性以黑云片岩，透闪片岩，石英岩为主，夹有少量的斜长角闪岩。新生界第三系主要由砂砾岩，砂岩，泥灰岩等组成分布于龙口市内，面积很少。新生界第四系主要为坡积物、洪积物，分布于山间谷地和山前凹地内。

主要构造形式是褶皱构造和断裂构造。褶皱构造形式以东西向栖霞复式褶皱为主体，经招远城至莱州市境内折向南西，为陡倾紧密性褶皱，两翼开阔。断裂构造形式一早新华夏系断裂构造为主，主干断裂有三条，自西向东分别三山岛断裂，黄（龙口）——掖（莱州）弧形断裂及招——平断裂。此三条断裂规模均较大，蚀变带宽度在 50~200 米左右，北东走向，倾角均较缓。控制着胶西北部特大型，大型，中型金矿床数十个之多，如三山岛，仓上，新城，焦家，玲南，大尹格庄，夏甸等金矿床。晚新华夏系构造发展较晚，常叠加于新华夏系断裂之上，蚀变微弱，无矿化显示。

区域内岩浆岩主要为玲珑花岗岩，滦家河花岗岩和郭家岭花岗闪长岩，它们对区内金元素的迁移富集和成矿均起到重要作用。其中玲珑花岗岩分布最广，呈北北东转北东东向呈“厂”字型展布，与胶东群呈侵入或断层接触。滦家河花岗岩主要沿北东向分布于滦家河，毕郭，塔山一带。郭家岭花岗岩东西向分布，自西向东有上庄，北截，南围，郭家岭等四个岩体。脉岩以闪长玢岩，石英闪长玢岩，煌斑岩，灰绿玢岩等为主，成群成带分布。

1.2.2 矿区地质

夏甸金矿床位于栖霞复背斜南翼，招（远）——平（度）断裂带

中段的芝下一—姜家窑断裂带内。

矿区内第四系地层广泛发育，主要为含矿质亚粘土，冲击层，坡积层等，厚度一般在 2~5 米，局部大于 5 米。其下出露胶东群英庄组，岩性为斜长角闪岩，黑云斜长片麻岩夹黑云片岩。黑云变粒岩及大理岩透镜体。

构造的表现形式以断裂构造为主，招平断裂带中段的芝下一—姜家窑断裂带横贯全区，北起留仙庄，南至张家庄，全长约 8 公里，宽 150~300 米之间，总体走向 45° 倾向南东，倾角 $35^{\circ} \sim 50^{\circ}$ 之间，无论在走向上还是在倾向上均呈舒缓波状，主裂面发育于胶东群老地层和滦家河花岗岩之接触带上，断层泥厚几米至十几米，两侧构造岩极为发育，尤其下盘，宽达数百米。该断裂为本区的主要控矿断裂。另外，在其下盘，发育有北东东方向的次级构造，对矿体也具有一定的控制作用。

矿区内岩浆岩不甚发育，主要为滦家河黑云母花岗岩，分布于芝下一—姜家窑断裂的南西侧。属燕山中晚期侵入体。区内脉岩发育，主要有伟晶岩，闪长玢岩，石英脉，闪斜煌斑岩等，尤其闪长玢岩，石英闪长玢岩尤为发育，厚度一般为 4~8 米，长度为几米到几十米，对矿体具有一定的控制作用。

1.3 矿床地质

1.3.1 矿床构造

矿床位于招（远）——平（度）断裂带中段的芝下一—姜家窑断裂带及其下盘伴生的次级构造带中。

芝下一—姜家窑断裂带是本区的主要控矿断裂，全长 8 公里，宽 150 米至 300 米之间，总体走向 45° ，倾向 SE，沿走向，倾向方向均呈舒缓波状展布。从地质力学的角度来讲，总体属于压扭性构造破碎带。

其下盘次级构造发育，近南北走向，北东走向及北东东走向的构造星罗棋布，矿前，矿后构造均有发育，其中成矿前及成矿期的次级

构造非常发育，它与芝下一—姜家窑破碎带一起，控制本矿区矿体的赋存空间。

从岩性上看，带内岩性分带较明显，但连续性差，岩性复杂，脉岩极为发育，对矿体的控制作用非常明显。

1.3.2 断裂蚀变带地质特征

矿区内构造蚀变带严格受芝下一—姜家窑破碎带控制，工程控制长度 3000 余米，厚度从百余米至数百米，走向 45° 土，倾向南东，倾角 42° 土，带内岩性分带较明显，主裂面沿太古界胶东群与滦家河岩体接触带分布，厚度从几十厘米至数米不等，其上盘（南东盘）老地层均有动力破碎现象，远离主裂面破碎程度逐渐减弱直至消失。其下盘（北西盘）受动力蚀变及热液蚀变双重作用，其中以热液蚀变为主，分带较明显，依次分布有黄铁绢岩，黄铁绢英岩化花岗质碎裂岩，黄铁绢黄岩化花岗岩。其中主裂面下盘时常发育有蚀变得闪长玢岩，石英闪长玢岩。主要工业矿体均分布于黄铁绢英岩，黄铁绢英岩化花岗质碎裂岩中。

（I）矿体地质特征

本次深部勘探工作，共圈定工业矿体 4 个，其编号为 II、VII-1、VII-2、VII-3，其中 II、VII-1、VII-2 均分布于主裂面以下黄铁绢英岩中，VII-3 号矿体位于黄铁绢英岩和黄铁绢英岩化花岗质碎裂岩之过渡带中。其中尤以 VII 号矿体中的 1、2、3 号矿体规模较大，其地质特征见表 1.1 其地质特征分述如下：

（i）II 号矿体地质特征

II 号矿体分布于矿区南西端 457~469 线之间，储量占本次深部勘探的 25%，为区内主要工业矿体之一，矿体赋存于断裂破碎带主裂面以下 5~30m 范围内，长 270 米，最大斜深 375 米，控制标高在 -320~-540 米之间，矿体延深大于延长。矿体走向 28° ~ 47° 之间，倾向南东，倾角 42° ~ 50° ，无论是在走向上，还是在倾向上均呈透镜状，膨胀、夹缩、尖灭、再现现象较明显，矿化连续性一般。

矿体主要分布于黄铁绢英岩中，矿化特点以浸染状、细脉浸染状为主。

表 1.1 夏甸金矿区矿体特征一览表

Tab 1.1 character of ore body in Xiadian gold mine

矿体编号	分布空间		矿体形态	产 状		规 模		平均水平厚度	平均真厚度	平均品位 ($\times 10^{-6}$)
	平面区间(线号)	标高(m)		倾向	倾角($^{\circ}$)	长度(m)	斜深(m)			
II	-457~-469	-320~-540	透镜状	南东	46	270	375	4.77	3.43	8.55
VII-1	-529~-547	-300~-550	脉状	南东	45	390	355	3.95	2.79	4.20
VII-2	-526~-547	-300~-575	脉状	南东	45	450	389	13.04	9.22	9.35
VII-3	-526~-538	-421~-560	脉状	南东	47	245	190	4.35	2.82	4.32

(ii) VII-1 号矿体

矿体连续分布于 529 线~547 线之间, 为该矿床的主要矿体之一, 矿体赋存于断裂蚀变带主裂面以下蚀变闪长玢岩之下盘, 离主裂面 10 米范围之内, 控制标高-300~-557 米, 呈脉状产于黄铁绢岩之中, 矿体较连续, 走向和倾向方向分支, 复合特征不明显, 矿体走向 $45^{\circ} \sim 50^{\circ}$ 之间, 倾向南东, 倾角较稳定, 一般在 45° 土, 延深和延长的规模均较大, 但延深大于延长。厚度较薄, 从 VII-1 号矿体厚度等值线图中可以看出, 矿体稳定的 5 米厚度有向北东 45° 角侧伏的趋势。

矿体由 14 个见矿钻孔探制, 单工程水平厚度在 0.70-12.36 米之间, 平均水平厚度为 3.95 米, 平均真厚度 2.79 米。从厚度的分级频率来看,

2~6 米居多，占圈矿工程的 43%，正态分布较明显。厚度变化系数为 92%，属不稳定矿体。

矿体单工程最高品位为 5.97×10^{-6} ，最低品位为 3.24×10^{-6} ，平均品位为 4.20×10^{-6} ，除了一个最低品位以外，其余均在 $(3 \sim 6) \times 10^{-6}$ 之间，变化系数为 29%，属均匀型矿体。

(iii) VII-2 矿体

矿体连续分布于 526 线~547 线之间，为该矿区的主要工业矿体，赋存于主裂面以下 5~55 米之间，控制标高-300~-575 之间，矿体走向长度 450 米，走向 $40^{\circ} \sim 48^{\circ}$ 之间，倾向南东，倾角较稳定，均在 45° 土，分支复合现象不明显。矿体主要赋存于黄铁绢英岩和黄铁绢英岩化花岗质碎裂岩中，有矿化特点以细脉状为主，浸染状次之。

矿体由 15 个钻孔控制，矿体水平厚度在 0.87~49.45 米之间，其中 544 线 ZK₁、ZK₂ 水平厚度分别为 48.49 米、49.45 米。平均水平厚度为 13.04 米，平均真厚度为 9.22 米，从 VII-2 矿体厚度等值线图来看，稳定的 10 米厚度有向北东侧伏的趋势，侧伏角为 50° 土。厚度变化系数为 120%，属极不稳定型矿体。

矿体单工程最高品位为 25.83×10^{-6} ，最低品位为 2.86×10^{-6} ，平均品位为 9.35×10^{-6} ，分级频率 $(5 \sim 7) \times 10^{-6}$ 者居多，占 44%。矿体品位变化系数为 73%，属较均匀型矿体。

矿体厚度、品位的变化均有一定规律，从 VII-2 号矿体、厚度、品位沿走向变化曲线中可以看出，从 526 线到 547 线，厚度有逐渐增大的趋势，而品位逐渐降低，呈负相关，表明深部含矿热液在 541~547 线集中，以较均匀地分散于厚度较大的构造破碎带空间中，形成巨厚的工业矿体，而品位则有所降低。

(iv) VII-3 矿体

VII-3 号矿体分布于 526 线~538 线之间，赋存于 VII-2 号矿体以下 3~12 米之间，控制标高为-421~-570 米，矿体走向长度 245 米，斜深 190 米，呈脉状，走向为 $40^{\circ} \sim 48^{\circ}$ 之间，倾向南东，倾角在 47° 土，分支复合明显。矿体分布于黄铁绢英岩化花岗质破裂岩中。

矿体水平厚度在 1.09~8.09 米之间，平均水平厚度为 4.35 米，平

均真厚度为 2.82 米。厚度变化系数为 75%，属较稳定矿体。

矿体品位最高为 6.78×10^{-6} ，最低品位为 3.03×10^{-6} ，均分布于 $(3 \sim 6) \times 10^{-6}$ 之间，变化系数为 28%，属均匀型矿体。

(II) 蚀变带特征

(i) 围岩蚀变

本矿区内围岩蚀变有黄铁矿化、绢云母化、硅化、绿泥石化和碳酸盐化。其中黄铁矿化、绢云母化、硅化为近矿围岩蚀变的主体，贯穿成矿的各个阶段，合称黄铁绢英岩化，是成矿作用最重要的围岩蚀变，蚀变程度的高低直接影响金矿化的强弱，黄铁绢英岩化蚀变较强的部位，往往是金矿较富集的部位。碳酸盐化其本质上代表成矿过程中的末阶段，表示矿化接近尾声，与矿体较疏远。以上几种围岩蚀变均是在动力蚀变的基础上，叠加了多期次热液蚀变的产物。

表 1.2 蚀变带蚀变程度一览表

Tab 1.2 alteration degree in alteration belt

位置	岩性	厚度 (m)	蚀变及矿化程度
断裂带 上盘	英庄组变质岩		无蚀变
	碎裂状变质岩	10~50	绿泥石化、碳酸盐化
	变质岩质碎裂岩	5~20	弱黄铁矿化、弱绢云母化、一般无工业矿体
主裂面	断层泥	0.5~13	绢云母化、弱黄铁矿化，局部可形成工业矿体
断裂带 下盘	黄铁绢英岩	10~40	黄铁绢英岩化最强部位，主要工业矿体赋存部位
	黄铁绢英岩化花岗岩质碎裂岩	10~50	黄铁绢英岩化较强，可以形成工业矿体
	黄铁绢英岩化花岗岩	10~50	黄铁绢英岩化一般，局部可形成工业矿体
	黑云母花岗岩	5~20	无矿化、无蚀变

区内构造破碎蚀变岩分带明显，以芝下——姜家窑断裂主裂面为

中心，向两侧逐渐减弱。由于上、下盘岩性不同，导致蚀变程度也不一样。（见表 1.2）

(ii) 蚀变带分布

蚀变岩分带受构造岩分带的控制，同时与围岩蚀变、矿化密切相关，主裂面上盘主要表现为动力蚀变，矿化微弱，主裂面下盘 40 米以内，是在多次的强烈的动力蚀变的基础叠加了多期次的较强烈的含矿热液蚀变，形成了主要工业矿体，向下蚀变逐渐减弱直至消失。

1.4 水文地质及工程地质

矿区水文地质、工程地质的工作目的是：查明矿区水文地质工程地质条件，矿区充水因素。指出供水水源方向，提出防止矿坑水对地表水、地下水的污染和环境影响的意见，以及排供结合、综合利用的建议，对坑道顶、底板稳固性做出初步评价，为矿山开采设计提供依据。

本次深部勘探的主要工作是搜集前人的资料和矿山开采的水文地质、工程地质资料，对施工钻孔进行水文地质、工程地质编录等工作。

1.4.1 水文地质

一、 矿区水文地质条件

(1) 自然地理：

本矿区地貌形态属丘陵河谷平原，地势西北高、东南低，地形切割强烈，河谷发育，山脊多浑圆状基岩裸露，标高 125~185 米，坡降 20~30 千分之。河谷地形平坦，第四系发育，地表浸蚀微弱，标高 100~125 米，坡降 8~10 千分之。河流以矿区 北部的罗家河和矿区南部的芝下河为主，汇水面积分别为 30 平方公里、35 平方公里，属季节性河流。芝下河对矿区充水有一定的影响。

(2) 岩层（体）水文地质特征

根据地下水的类型，可将本区含水层划分为：第四系孔隙含水层、基岩风化裂隙含水层以及构造破碎含水层。第四系孔隙含水层分布于

芝下河、罗家河河谷及较大的冲沟内，呈带状分布，岩性主要为砂砾石、砂、粘土等，厚 1~6 米，透水性良好，含水较丰富。水化学类型为： $\text{HCO}_3\text{—CL—Ca}^{2+}\text{—}(\text{Na}^+\text{+K}^+)\text{型}$ 及 $\text{HCO}_3\text{—CL—Ca}^{2+}\text{—Mg}^{2+}\text{—}(\text{K}^+\text{+Na}^+)\text{型}$ ，矿化度在 0.131-0.137 克/升，总硬度 1.54-1.87 毫摩尔/克。基岩风化裂隙含水层，含水层发育在 胶东群，粉子山群和黑云母花岗岩的地表风化层内，厚 20~30 米，含水性及透水性均较差，水化学类型为 $\text{HCO}_3\text{—Ca}^{2+}\text{—Mg}^{2+}\text{—}(\text{K}^+\text{+Na}^+)\text{型}$ ，矿化度 0.337 克/升，总硬度 5.54 毫摩尔/升。本区内构造破碎带较发育，断层两侧较破碎，裂隙发育，透水性、富水性显著增强，且不均匀。在招平断裂带上，据 00524 部队 448/ZK95 孔分位埋深 1.97 米，下盘水位埋深 51.03 米。461/ZK63 孔分层抽水资料上、下盘单位涌水量分别为 0.0486 和 0.225 升/秒。米。上下盘水位埋深分别为 8.60 米和 64.07 米。

隔水层和隔水岩体主要芝下河冲积层下部，基岩风化层之上，由红色粉土组成，含长石、石英为主的砾石和粗砂及招平带两侧黑云母花岗岩和胶东群变质岩系，裂隙不发育，透水性微弱。本区地下水的主要来源为大气降水，西北部降水主要形成地表径流，部分渗入地下，补给条件差。东南部第四系覆盖，地势低平，，直接受降水补给和河流上游地下水补给，补给条件较好。罗家河、芝下河为本区地下水的主要排泄通道。

(3) 矿床水文地质特征

夏甸金矿床位于招平断裂带中，地处罗家河及芝下河之间的丘陵区，本区深部勘探为-300 米以下，构造破碎带富水性差，补给条件差，属水文地质条件简单的矿床。含水带主要为招平断裂带上、下盘的构造蚀变岩中，为弱含水带。隔水带为招平断裂带中部的断层泥及其两侧的蚀变闪长玢岩。

(i). 上盘弱水带：位于招平断裂带上盘，主要由胶东群变质岩组成，导水性较差，为弱含水带。据 448/ZK95 孔子抽水资料，水位降深 (S) 为 50.87 米时，涌水量 (Q) 为 0.775 升/秒，单位涌水量 (q) 0.0148 升/秒，渗透系数 (k) 为 0.191 米/日。

(ii) 下盘弱含水带：位于招平断裂带下盘，主要由黄铁绢岩化花岗质

碎裂岩、黄铁绢英岩化花岗岩组成。据 ZK95 孔抽水资料：水位降深(S)为 54.56 米时，涌水量(Q)为 0.513 升/秒，单位涌水量(q)为 0.0094 升/秒，渗透系数(K)为 0.0855 米/日。

地下水动态变化的主要影响因素是气候条件，高水位和丰水期出现在七至九月份，低水位和枯水期出现在三至五月份，灌溉抽水是影响地下水动态变化的次要因素，所引起地下水短时间的升降，加大周期变化幅度。

工程地质

矿区岩性组成主要为黑云母花岗岩和胶东群、粉子山群的变质岩，北东向控矿构造破碎带发育一整套蚀变岩。经岩石力学实验，可以看出矿体顶、底板和围岩均为坚硬或比较坚硬岩石，一般比较稳固。

从现已开采的坑道观测可知：矿区花岗岩坚硬，蚀变带中，稳固性稍差，顶、底板围岩中次级构造裂隙较发育，易于产生坍塌、掉块和涌水现象。

1.4.2 环境地质

夏甸金矿区已开采多年，矿山坑道的排水及选厂排出的尾砂，尾矿水对周围环境产生一定影响。矿坑水、尾矿水的排放污染周围的地下水，尾矿排放侵占农田。建议今后在采矿过程中，对废水进行处理，综合利用，减少环境污染。

第二章 干式充填法及其存在问题

2.1 干式充填法工艺概述

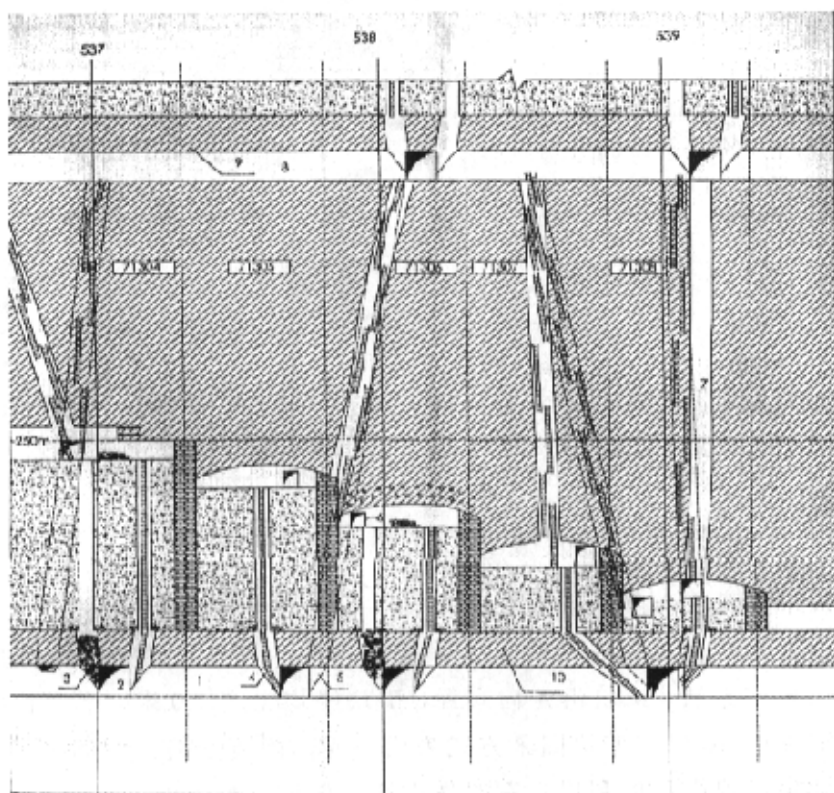


图 2.1 干式充填法方案垂直投影图

Fig 2.1 dry type filling method scheme (vertical projection)

- 1、-270m 水平沿脉 2、-270m 水平川脉 3、顺路溜矿井
4、顺路人行井 5、脉外人行及溜矿井 6、脉外井与采场
联络道

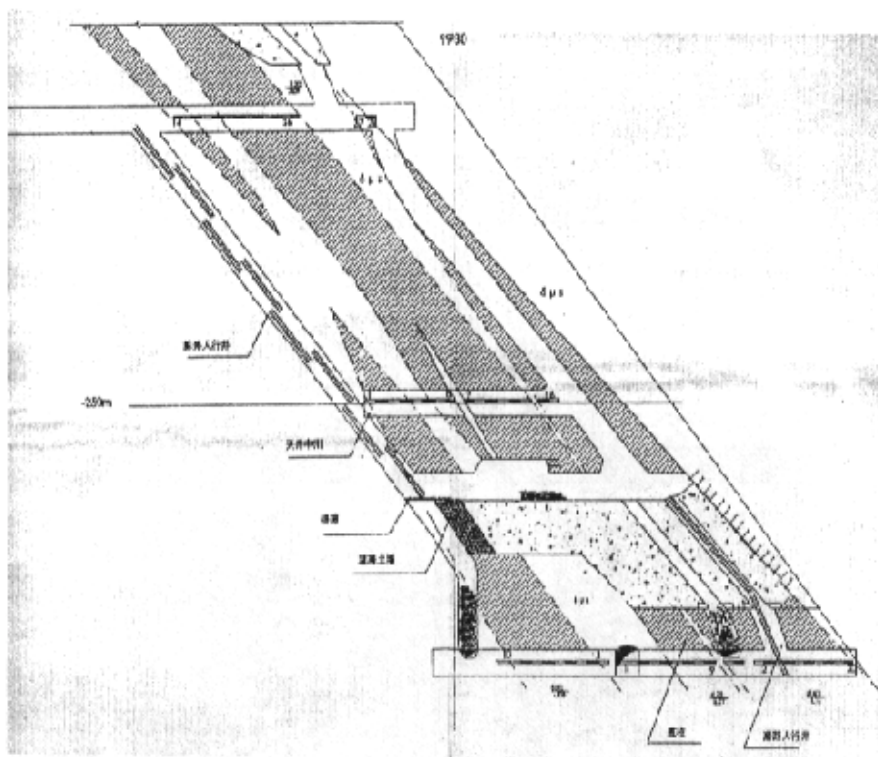


图 2.2 干式充填法剖面图

Fig 2.2 dry type sectional view

2.1.1 干式充填法回采工艺

根据矿体的赋存条件及开采技术条件，该矿块选用水平分层干式充填采矿方法。矿块沿走向布置，矿块平均宽度 7.0 米，平均长度 27.5 米，高度 40 米。矿块回采方式为由中间向两翼回采，中间夹石较多，在回采过程中可以利用夹石留作点柱以保护上盘围岩。

1、采准工程。在每个矿块中至少布置两个溜矿井、四到五条顺路人行天井和两条以上充填天井。部分天井上半部可作为充填井，下半部作为溜矿井，随着回采的高度增加架设顺路溜矿井。在上盘施工一条人行井。由于矿量较大，根据上部中段的使用情况顺路溜矿井很难服务到顶，为解决溜矿井的问题，同时为增加人行出口，在采场下盘施工一条下盘溜矿人行井。

2、切割工程。切割工程以-265 米水平探矿拉底为切割空间。

3、回采工艺。采场的回采工艺包括地质圈矿、凿岩爆破、通风防尘、清理浮石及护顶、二次破碎、矿石运搬、架设顺路人行井、溜矿井、充填等作业循环。

4、落矿方式。落矿方式以人行井为中心沿走向向两翼回采。

(1) 凿岩。采场落矿采用浅孔凿岩装药爆破，凿岩工具为 7655 气腿式凿岩机。

(2) 爆破。采用控制爆破技术落矿，即大孔距、小抵抗线的控制爆破方式。

(3) 排险平场。采场在出矿前需要先进行排险工作。排险作业由两人进行，作业时一人监护和照明，详细观察采场的变化情况，及时告知撬毛人。排险前观察好退路，按照由外往里的顺序进行排险。

(4) 护顶工作。由于采场跨度较大上盘稳固性差，在回采过程中必须严格对上盘和顶板进行支护，排险工作结束后，根据采场的稳固情况对采场进行支护。矿体较为破碎的情况下可根据现场实际情况（采场的稳固程度、矿体的品位分布情况）主动留有点柱。

(5) 二次破碎工作。落矿后产生的不合格大块，在矿石运搬的过程中需进行二次破碎。不合格大块在出矿结束后集中进行爆破破碎。根据该矿井下采场的实际情况，矿石的块度大于 $350 \times 350 \text{mm}^2$ 时，在出矿前进行二次破碎。

(6) 出矿。由于矿体较为破碎，沿走向无较大变化，出矿采用人工出矿。矿石块度不大于 $350 \times 350 \text{mm}^2$ ，若落矿块度大于该尺寸，则出矿前必须进行二次破碎。采场中出现的毛石，用手选出 $250 \times 250 \text{mm}^2$ 以上的毛石掩至采场的上盘。矿块在-230 米水平以上的为上一矿块的底柱，作为下一矿块的顶柱回采，底柱回收由下部矿块回采。底柱回采时采用分块后退式回采方式进行，回采完毕一段后随即用充填料密实进行另一区域回采。另外采场回采期间留有点柱不再进行回采。

(7) 充填工艺。由于该矿块前期采用干式充填，后期采用干式充填和尾砂充填相结合的充填方式，在溜矿井、人行井的架设须按照尾砂充填的要求进行架设。充填前必须做好以下工作：架设好顺路人行井、

溜矿井；检查人行井及充填井的畅通情况；密封溜矿井。充填料由充填井倒放，人工扒装及平场。人工平场时必须保证充填面平整，且无大块毛石。采场上盘用充填料密实。充填结束后，清理干净充填井并架设好梯子，保证采场落矿时通风良好，行人安全。

该方法的优点是夹石剔除容易。由于矿体品位不均，品位变化较大，低品位的矿段留作点柱。矿块之间留有宽 2 米，长 3—5 米的间柱，其余部分采用大块毛石加水泥砂浆砌墙。利用干式充填采矿方法可以直接处理废石，减少提升费用，缓解七号矿区提升紧张的局面。考虑到上盘受主裂构造控制，矿体较为破碎，矿体厚度较大，充填方式改为干式充填与尾砂充填相结合的充填方式。

2.2 存在问题

但是应用干式充填法还存在着一些问题亟待解决。

(1) 采用干式充填法采矿，顶板控制比较困难，其安全性较差。首先，由于矿体主要受主裂面控制，次级构造比较发育，影响了矿体的产出，导致局部地段矿体较为破碎，易坍塌，给采矿工作带来相当大的难度，回采时安全条件差。工人需要在空场下作业，为保证作业安全，在采场上盘须采用锚网等支护，生产效率低，生产成本低。在充填料倒放时，倒放人员必须与扒装人员联系好，倒料时扒装人员应远离充填井，防止充填料伤人。工人的生产安全受到威胁。为此需要在进入采场工作前检查回采工作面，采场顶板和两帮的浮石必须排除干净。若因爆破或其它原因造成采场顶板及两帮破坏必须及时进行锚杆、木支护或金属网支护，耗用木材多，支护成本高。顺路溜矿井、人行井在散体中架设难度大，容易破坏，维护困难。

(2) 采场回采时尽量缩小回采单元，并做到强采强出，尽可能缩短顶板暴露时间，缩短回采周期，增加安全系数。但是实施困难。

(3) 干式充填法的效率低，劳动强度大，生产能力小。采场每日生产能力只有 43 吨。由于采场较为破碎，矿体沿走向上无较大变化，采场出矿方式为人工出矿，机械化能力低，生产效率低。因此对采场内

落矿出矿要求严格,采场矿石块度不大于 $350 \times 350 \text{mm}^2$,若落矿块度大于 $350 \times 350 \text{mm}^2$,出矿前必须进行二次破碎。对于采场中出现的毛石,用手选出 $250 \times 250 \text{mm}^2$ 以上的毛石掩至采场的上盘。工人的劳动强度大,生产率低,平场工作量大,作业循环周期长。

(4)夏甸金矿所采用的干式充填采矿方法,采场工作环境较为恶劣。由于目前使用废石充填空区,易导致现场粉尘污染大,对采场造成比较大的污染,视线不清楚,工人开展工作较为困难,危害工人健康。通常使用井内通风来改善这种环境,但是也存在着一定困难。因为采空区与生产井巷沟通,恶化通风系统,井下污风循环。该矿已经建立了胶结充填系统,但是由于使用胶结充填,则充填成本很高,占采矿成本的35—50%。现急需既经济实用而且生产效率高的采矿方法来补偿这种方法的缺陷。此外,采用充填法的充填能力低,且若块体较大,还需要二次破碎,增加成本。若使用尾砂充填则预计投资会更大。

(5)干式充填法技术指标低,经济效益差。

空区围岩冒落造成空场法出矿为覆岩下出矿,矿山估计出矿二次损失率45%,贫化率20%,个别采场大于此数,给矿山生产造成很大负担。采空区陷落使靠地表两个中段顶底柱无法回收,采矿总损失率近22.79%。出矿时由于矿石落在充填料上,造成粉矿损失较大,矿石容易混杂在岩石中,矿石损失率和贫化率都很高。

充填采矿法工艺较为复杂。崩落矿石后,采用电耙出矿。在落矿之前,首先要进行平场,撬顶和架设顺路井等作业,工序多而繁杂,工作量大,且在散体中架设顺路井等较为困难。

底柱溜矿井用混凝土浇灌,底柱内构筑混凝土隔墙等,成本较高。由于在回采过程中不留间柱,因此采场中的不规则矿柱尺寸较大、损失率较高。由于该矿块前期采用干式充填,后期采用干式充填和尾砂充填相结合的充填方式,在溜矿井、人行井的架设必须按照尾砂充填的要求进行架设。部分人行井,架设之初底部采用混凝土浇灌,浇灌厚度为一米。顺路溜矿井铁筒厚度为6mm,顺路人行井铁筒厚度为3mm,充填料由充填井倒放,人工扒装及平场。人工平场必须保证充填面平整,且无大块毛石,采场上盘用充填料密实。

充填的废石来源困难，充填强度差。废石充填井易堵塞，并且运搬成本较高，如通过矿井提升，人工倒运，不仅耗费人力，增加成本，而且不利于提高生产效率。在采场中留有的点柱不予回采，造成资源的浪费。

第三章 应用无底柱分段崩落法开采厚矿体的可行性分析

由于矿体的上盘围岩稳固性较差，当矿体厚度大时，充填采矿方法的突出问题是安全条件差。调查得出，由于充填法上接溜矿井、行人井与搬动充填料等占用时间较多，从而顶板暴露时间较长，个别厚矿体采场的采空区跨度超过 5.0m 时，就有发生掉块的现象。为此，开采厚矿体时，为确保采场作业安全，需要留下较多的矿柱支撑顶板，由此造成较大的矿石损失。尽管如此，采场一些破碎地段仍时有掉块现象发生，作业安全条件极差。同时充填法开采成本高、效率低下，也不符合现今四低一高（低损失、低贫化、低成本、低事故隐患与高生产能力）的开采要求。因此夏甸金矿的厚矿体的采矿方法改变势在必行。

由于矿岩稳固性差，巷道采矿的无底柱分段崩落法，应是首选采矿方法之一。无底柱分段崩落法是一种高效率、高生产能力、高度机械化、低成本和作业安全的采矿方法，与其他高效率采矿方法如有底柱的分段和阶段崩落法以及房式采矿法、阶段矿房法相比，它有以下优点。

优点：

(1) 结构简单，不留矿柱。这种采矿方法不设底部结构，所有矿块间、分段间不需留任何底柱和间柱，不需掘进难于施工的漏斗、斗穿、斗颈和电耙道等切割巷道，不需进行复杂繁重的回收顶、底、间柱的工作；在矿块中只布置进路、联络巷道、切割巷道和切割天井，结构简单，便于施工。

(2) 回采工艺简单。各项回采作业一般均在不同分段内进行，互不干扰，管理方便，作业专业化，可组成专业工作队，有利于操作技术和工效的提高。

(3) 易于实现采矿作业的全面机械化。采准和回采工作都在平巷里

进行，因此，便于使用各种大型内燃无轨自行设备，如采矿台车、掘进台车、铲运机、自卸矿车以及其它各种辅助作业车等。

(4) 作业安全。所有工人都在水平巷道内作业，顶板暴露面积小，出现浮石或不安全因素时，容易及时发现和处理，因而千人负伤率可大为降低。

(5) 灵活性大。每条进路所负担的回采宽度只有 10 米左右，崩矿步距只有 2 米左右，生产出现问题时影响面小；能根据矿体条件的变化随时改变进路或回采顺序；上分段残留的矿石可在下分段回收；矿石与废石夹杂产出的复杂矿体，可分采分运或选别回采，有利于稳定出矿品位和矿石综合利用。

但传统的无底柱分段崩落法的损失贫化大的问题，不能满足贵重的金矿石的回收指标要求，为此需充分利用岩体冒落规律与散体移动规律的研究成果，改进无底柱分段崩落法的采场结构与放矿方式，使之成为开采厚矿体的损失贫化均低的采矿方法，或者成为损失率低、贫化率控制在可接受范围内的高效率采矿方法。

3.1 无底柱分段崩落法的工艺过程

无底柱分段崩落法自从六十年代初曾在我国迅速推广使用，究其原因，主要是该采矿方法具有几大优点：其一，所有采矿工作都在巷道内进行，作业安全程度高；其二，灵活可靠，适应性强，可实现多分段同时开采；其三，采场结构简单、作业环节少、工艺技术易于掌握；其四，广泛采用无轨设备，机械化程度高，生产能力较大，经济效益较好。由于具备这些特点，所以在现场得到了广泛的应用。其典型进路布置如图 3.1 所示。

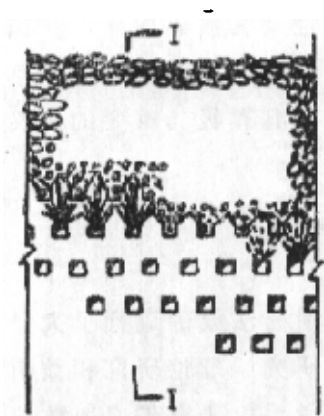


图 3.1 无底柱分段崩落法进路布置图

Fig3.1 Layout of drifts in sublevel caving

在多年的生产实际中，人们发现该法也存在着矿石损失贫化大、前期采准工作量较大和工作面通风不好等等。为了解决这些难题，国内许多科研单位对端部放矿时崩落矿岩移动规律进行了大量的实验与理论研究工作。其中代表性的理论有椭球体和随机介质放矿理论。这些研究有效地指导了生产，从而使无底柱分段崩落法的应用范围越来越大，目前已经成为开采厚矿体最受欢迎的采矿方法之一。据不完全统计，我国应用无底柱分段崩落法采出的矿量，地下铁矿山占采出矿石总量的 80% 以上，有色金属矿山约占 30%^[1]。此外，化工矿山与非金属建材矿山都有应用。国际上最著名的 LKAB 公司的两大地下矿山（Kiruna 铁矿与 Malmgerget 铁矿）均使用无底柱分段崩落法开采。随着采矿工业的发展和开采深度的加大，可以预见无底柱分段崩落法的应用比例将越来越大。

3.2 放矿理论的研究成果

采用崩落法开采时，随着采场回采工作的推进，围岩随之崩落，崩落的矿石与岩石直接接触。在覆岩下放矿时，如果采场结构参数与放矿管理方式不当，容易造成较大的矿石损失贫化，由此造成资源浪费。通常，矿石损失率为 15%~20%，贫化率为 25%~35%^[2]。因此，

研究崩落矿岩的流动特性及其放矿规律，实施有效的放矿控制，防止废石过早和过多地混入矿石，不断地降低崩落采矿法的矿石损失和贫化，对提高矿山经济效益具有极其重要的意义。于是放矿理论应运而生。

3.2.1 研究历史

国内外专家学者对崩落法放矿进行了大量的研究工作，从研究方法来看，可以分为实验研究、理论研究和数值模拟三种方法。实验研究包括用各种物理和数学手段研究矿岩散体的宏观力学与物理性质并进行现象分析；理论研究包括数学方法分析宏观或细观下的行为，用统计学的观点进行处理，目前提出了多种放矿理论，其中比较系统的放矿理论有椭球体放矿理论和随机介质放矿理论。

20 世纪 50 年代，前苏联学者 Г.М. 马拉霍夫提出了椭球体放矿理论，并根据这个理论推导出一整套确定采场合理结构参数和预测矿石损失贫化的方法。到了 60 年代，相继出现了许多放矿实验研究成果。很多学者都对放出体和松动体的形态、参数及其影响因素，作了大量的试验研究工作。在此期间，还提出了菱形放矿和连续放矿，并开始把随机理论应用于放矿研究。

到了 70 年代，国内外学者除继续完善已提出来的理论，简化繁难的放矿计算，探讨放矿模拟的相似原理之外，放矿研究以松散介质力学为基础做了大量工作，并探讨利用散体力学研究崩落矿岩流动规律，放出体形成原理和散体流动带内的应力状态的研究日益受到重视。同时，以随机理论为依据来研究松散矿岩流动规律，以及利用计算机进行随机模拟和数值模拟放矿的研究。把放矿的研究与基础科学和现代科学技术结合起来，使放矿的研究进入了一个新的阶段。为了更有效地控制生产放矿和及时掌握矿石品位的变化，加快品位的分析，快速品位分析仪也得到了迅速发展。振动出矿技术开始在我国应用和推广。

到了 80 年代，除了继续完善放矿椭球体理论和推广应用外，计算机随机模拟与数值模拟，特别是前者得到了更大的发展。开始应用离散单元法进行放矿研究。同时对放矿管理和放矿质量监控方法进行了

一些研究。

进入 90 年代以来, 计算机随机模拟放矿研究得到长足的发展。在寻求放矿的最佳控制方法与预报放矿指标上取得了实际的效果。总之, 此前主要以总结崩落矿岩流动过程, 即从放矿运动学方面, 包括构成放矿椭球体理论和计算机随机模拟这两方面进行研究, 并已取得了在理论上和应用上的巨大成果。

3.2.2 物理模拟试验

物理模拟试验方法就是在与现场采场结构和放矿系统几何相似的模型上, 并选配与现场崩落矿岩组成和尺寸几何相似、力学性质大体相似的矿岩颗粒进行模拟试验, 使两者放矿过程达到物理上近似相似的方法。这种试验方法可以直接观察和人为地控制放矿过程, 它具有直观、方便的优点。可以用来研究放矿过程的矿岩移动规律, 放出体、残留体和矿岩混杂过程, 矿石损失贫化发生的过程, 以便说明降低贫损的关键所在。并可用来优选采场结构参数、放矿方案与放矿制度等等。

放矿物理模拟的一个关键问题就是相似问题。要想把模拟试验所得到的规律、数据, 推广到实际采场放矿中去, 或使实际放矿规律能在模拟试验中再现和预演, 那就必需使实际与模拟的放矿现象和规律之间的相似条件得到满足。虽然它费时、费工、有一定的局限性, 但是它可以使采场放矿再现、预演、预报、验证, 还是不可缺少的。至少可以取得具有代表性的数据, 表达出主要特征。故这种方法仍得到广泛的应用。

相似比为 1:1 的现场试验方法仍是一种非常重要的方法, 它可以取得物理模拟和数学模拟所需要的原始数据, 验证其试验的结果, 并可研究生产中的放出体与矿岩的流动规律和矿损贫化指标等。我们应当重视现场的放矿试验研究和总结放矿实践经验, 因为现场受地质、水文、地压、爆破和矿岩性质等条件的影响, 研究对象与条件比较复杂, 有必要进行实际的放矿参数、损失贫化指标的测定。研究现场放矿的计量、取样与分析方法, 损失贫化指标计算方法等, 加强放矿管理积

累系统的资料，综合上升为理论，把理论与实际结合起来，进一步促进采矿工艺的新变革，改进和提出采场与出矿的新结构，促使贫损指标大幅度的降低。

3.2.3 椭球体放矿理论的研究成果

1938年，前苏联的米纳耶夫在实验研究的基础上首次提出了放出体为一旋转椭球体的概念，引起人们的广泛关注。1952年，马拉霍夫出版了专著《崩落矿块的放矿》一书。书中用大量的实验证实了放出体是旋转椭球体的结论。他提出了放出体过渡的概念，认为散体放出过程是较大的椭球体向较小的椭球体过渡的过程，椭球体表面的颗粒同时到达出矿口。在建立散体运动方程时，他将散体放出中铅直下降速度相等的颗粒构成的形体称为等速体，认为等速体的形状也是椭球体，并提出等速体也存在过渡关系的论断，即认为采场内的颗粒是按着构成等速体的形式移向漏口的，由此得出颗粒移动迹线是一抛物线的结论^[3]。

继Г.М.马拉霍夫之后，B.B.库里柯夫在1965年出版的《金属矿床的联合开采与二次开采》一书中，对单孔放矿理论有所发展，提出放出漏斗方程以及放出体表面颗粒在放出体移动过程中保持相对高度不变的观点。他在1980年出版的放矿专著《放矿》中对单孔放矿理论进行了深入研究^[4]。

国内东北工学院、马鞍山矿山研究院、北京钢铁学院和中南矿冶学院等单位对椭球体理论进行了深入的研究。东北大学刘兴国教授在研究马拉霍夫放矿理论中发现，放出体与等速体不能同时为椭球体，且等速体不存在过渡关系。他认为放出体的过渡关系是成立的，即放矿过程中散体颗粒点从较大放出体表面完整地过渡到较小的放出体表面，颗粒群呈椭球体形状向出矿口移动。他将放出椭球体的偏心率取为常值，由此得出的颗粒移动迹线为一直线^{[5]~[6]}。西安冶金建筑学院李荣福老师提出放出椭球体偏心率随放出高度是变化的，并考虑了漏孔直径的影响^[7]，对完善椭球体理论有着重要作用。归零量概念的提出是放矿理论中的一个重要概念，它改变了测定放出体形态的传统

实验方法^[8]。用归零量曲线圈绘放出体对建立抽象放出体的概念是科学的方法。魏善力、苏宏志用统计数学方法整理实验数据,提出期望放出体的概念是确定放出体形状方面的进步^{[9]~[10]}。

在接近放出口部位颗粒移动迹线的形状,用直线描述比用抛物线描述与实验现象相差更远。因此,人们为提高椭球体理论的计算精度,对放出体的偏心率随放出高度的变化关系进行了大量的实验研究,提出了多种改进方法。东北大学任凤玉教授认为,放出过程散体的运动场是管形场,提出散体连续流动条件的检验方程,限定了放出体偏心率的变化形式,并把放矿研究从平面问题推向空间问题,提出散体三维运动方程^[11]。由该方程确定的散体运动状态与散体流动特性有关,颗粒移动迹线介于直线与抛物线之间。

椭球体放矿理论从五十年代到八十年代一直占据着主导地位,尽管由于侧重点不同,不同学者给出的方程式不尽相同,但所采用的研究方法均为实验分析法——基于物理模拟实验得出放出体形态,对放出体从小到大形成过程进行反分析,再经过适当的简化,给出描述散体运动现象的理论方程。对于无限边界条件和半无限边界条件,椭球体理论建立了完整的理论体系。但它对于倾斜壁边界条件下散体的移动规律问题难以处理。另外,该理论的放出体形态不灵活(恒为椭球体或椭球缺),实际中因散体流动性质与放出条件的差异,放出体形态呈现多样性。尽管如此,由于其简单实用,该理论体系对指导放矿研究与生产发挥了很大的作用。该理论提出的降低矿石贫化率的理论方法为减少矿岩接触面积;降低矿石损失率的理论方法是卡住下盘损失关。

3.2.4 随机介质理论的研究成果

散体运动的随机介质理论最早由波兰 Jerzy Litwiniszyn 教授于1956年提出^[12],他应用概率论方法给出了散体运动的微分方程;1962年,我国东北大学王泳嘉教授给出了放矿平面问题的理论方程^[13],1972年,前苏联 B.B 库里柯夫又将平面问题扩展为空间问题。在上述随机介质理论中,放出体形状为下粗上细与实际不相符合。随后东北大学任凤玉教授将随机介质方法与散体流动的实际物理过程相结合,依据

实验对各种边界条件的散体运动过程建立了系统的理论方程^{[14]~[15]}, 引入两个反映散体流动特性的参数, 使放出体形态与实际相符更好, 完善和发展了该理论体系, 使该理论在实际应用方面向前跨进了一大步。

放矿随机介质理论认为散体移动时, 颗粒由移动概率较小的位置向移动概率较大的方向移动。该理论给出的放出体形态与中外研究者的实验室物理模拟实验结果符合良好, 解决问题有一定的理论依据和深度, 并在实际中得到了广泛的应用。

3.3 降低矿石损失的技术途径

矿石的损失与贫化是矿山生产管理中的两项重要指标, 也是衡量采矿方法优劣的两项重要指标。贫化指标表示废石混入和矿石品位降低的程度。废石混入的多, 增加了回采、运输和加工等各生产环节的废石处理量, 既浪费了人力、物力又增加了成本, 影响矿山经济效益。矿石损失指标, 表示交付矿山生产的工业矿量的采出程度, 它既可用回收率也可用损失率表示。矿石损失高, 不仅会造成矿山生产的采掘失调和打乱正常生产秩序, 而且将使采矿成本增加, 矿山寿命缩短。

采场矿石贫化率是指采场采矿过程中, 混入矿石中的岩石和尾砂占采下矿石总量的百分比, 可用公式表示为:

$$\text{矿石贫化率} = \frac{\text{岩石混入量}}{\text{采出矿岩总量}} \times 100\% \quad (3.1)$$

其中, 岩石混入量是指采场回采边界以内下盘底角围岩量、上盘顶角围岩量、没剔除的夹石量及采场回采边界以外超采的围岩量之和。

由此可以看出, 若想减少矿石贫化率, 可侧重如下方面进行: 降低采下岩石混入量, 因此应严格按照设计要求施工, 控制好采场上盘及顶板, 尽量避免采下夹石。采场回采结束后, 组织生产技术人员对采场底板粉矿清理情况进行验收, 确保尽量减少粉矿流失, 增加矿石回收。

采场采矿损失率是指在采矿过程中,采场损失的矿量包括点柱损失矿量、上下盘损失矿量及采下矿石损失量之和占采场地质储量的百分比,用公式可表示为:

$$\text{采矿损失率} = \frac{\text{底柱损失矿量} + \text{上下盘损失量} + \text{采下矿石损失量}}{\text{采场地质储量}} \times 100\% \quad (3.2)$$

其中,底柱损失量是指,是指采场内为保证采场底部结构稳定所留矿柱的矿量;上下盘损失量是指采场回采边界以外上盘底角矿量、下盘顶角矿量、上盘靠近断层区域为保证上盘稳定所留的护顶矿柱矿量,以及采场回采边界以内局部区域由于安全因素没能回采而损失的矿量之和;采下矿石损失量是指由于作业不安全等原因,采场内采下的矿石没能运出采场而损失的矿量。

由公式可看出,减少采矿损失率可考虑如下几方面:(1)减少底柱损失量,可减小底柱尺寸或是不留底柱。(2)视上下盘稳固程度,尽可能多的采下矿石。(3)针对由于未能运出采场等损失的矿石,应提高工人的技术水平,加强验收工作,规范工作制度。

经现场观测分析,我们得出该矿存在以下特点:

1、干式充填法开采受上盘威胁大,但上盘自然冒落却是崩落法可以充分利用的。

由于矿体上盘围岩较为破碎,易于塌落,若采用充填法采矿,因此容易造成空区冒落危险大。改用崩落法进行回采,那么上盘围岩冒落正是崩落法允许发生的,可以大大减少冒落对人员设备的伤害。

2、干式充填法的矿柱损失大,而崩落法可以极大地减少矿柱损失。

干式充填法在开采中将矿块划分为矿房和矿柱,而矿柱的回采更加困难,一般属于永久损失,给矿山造成了巨大的资源浪费,矿山经济效益受到影响。采用无底柱分段崩落法则较好地解决了这一问题,因为这种采矿方法不设底部结构,所有矿块间、分段间不需留任何底柱和间柱,不需掘进难于施工的漏斗、斗穿、斗颈和电耙道等切割巷道,不需进行复杂繁重的回收顶、底、间柱的工作;在矿块中只布置进路、联络巷道、切割巷道和切割天井。这样大量减少了矿山的损失,

降低了矿石损失，提高了经济效益。

3、干式充填法由于采场内落下矿石与充填废石直接接触，出矿中容易产生贫化，采场内常需要手拣矿石，贫化率 20% 左右。而采用低贫化控制放矿可将贫化率控制在 12% 以内。

因此，综合安全、效益、成本等方面因素考虑，采用无底柱分段崩落法是可行的。

第四章 散体流动参数实验

4.1 随机介质理论概述

将崩落矿岩松散介质简化为连续流动的随机介质,运用概率论方法研究其移动过程而形成的理论体系,称为随机介质放矿理论。散体运动的随机介质理论最早由波兰 J.Litwiniszyn 教授于 1956 年提出,他应用概率论方法给出了散体运动的微分方程^[3];1962 年我国东北大学王泳嘉教授给出了放矿平面问题的理论方程^[4],1972 年前苏联学者 B.B.КУЛИКОВ 又将平面问题扩展为空间问题。随后东北大学任凤玉教授将随机介质方法与散体流动的实际物理过程相结合,于 1994 年发表了《随机介质放矿理论及其应用》一书,对各种边界条件的散体运动过程建立了系统的理论方程,迄今为止,这些方程与国内外研究者的数据符合最好。

随机介质理论是把崩落的矿岩视为理想的散体,即规格一致,独立存在,不会变形的松散介质,并假设球形颗粒之间没有凝聚力、摩擦力和二次松散,颗粒在重力的作用下放出。各颗粒点移动服从一定的概率分布函数。当散体移动时,颗粒由较小的位置向概率较大的方向移动。

把放出体定义为同时到达漏口的颗粒所构成的曲面(或曲线)则可得出放出体方程并可求出放出体形态,同时也可得出松动体方程,松动体形状以及矿岩接触面移动规律。

随机介质理论能够解释大量的放矿现象,由于计算机模拟放矿研究的深入,该理论愈来愈受到人们的重视。随机介质理论在解释放矿现象与实际生产问题方面,已远远超出椭球体理论。

4.2 研究现状

如图 4.1 所示, 假定从漏口每隔一秒钟放出一个颗粒, 则颗粒 a 如取箭头所示的路径, 最顺利时第 4 秒就会流出漏斗口。但也有可能颗粒 a 暂时不动而颗粒 b 先动, 或者 b 和 c 先动; 还有可能 a 先动但到下一层位置后就不能顺利地通过以下位置。这样颗粒 a 就不能在第 4 秒时流出, 而是比 4 秒大。就是说, 对于某一具体颗粒来说, 无法确定它究竟何时流出漏斗口。这样, 颗粒的运动表现出不确定性、随机性。

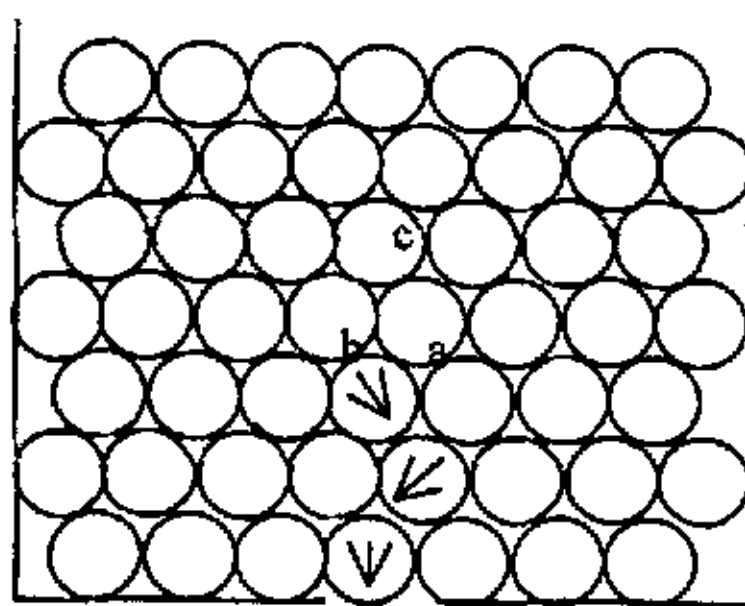


图 4.1 颗粒移动的随机性

Fig4.1 Moving randomness of grain

对放矿来说, 最有意义的不在于研究个别颗粒的运动, 而在于研究那些发生运动的并相互制约的大量颗粒所组成总体的运动规律。在图 4.1 所示的理想球体模型里, 打开漏孔后, 第 0 层直接位于漏口上方的颗粒必然掉下来, 这一必然事件的发生概率是 1。这一颗粒掉出后的空位, 必然由第一层颗粒掉下来补充; 第一层共有两个颗粒可能下移, 究竟是左边颗粒下移还是右边颗粒下移递补, 则是一个随机事件, 没法事先确定。但由于对称性可以肯定两个颗粒有相同的可能下移递补概率, 即第一层两个颗粒下移概率各为 $1/2$ 。当第一层中某个颗粒补充

到 0 层后, 其原来的位置又空缺了, 同样必然由第 2 层相邻颗粒按等概率下移递补。这时第二层有 3 个颗粒可能下移, 中间颗粒无论第一层空位出现在左、右哪一个位置都有可能下移, 其移动概率为 $1/2$; 两边颗粒仅当空位出现在邻近位置时才有可能下移, 递补概率各为 $1/4$ 。据此类推, 可计算出其他各层颗粒的移动概率。用数学归纳法求出概率分布规律, 再据实际散体颗粒组合状态引入常数项调整, 使得颗粒移动概率分布方程。以概率分布方程为基础, 借助场论知识即可建立各种放矿现象的描述方程, 形成随机介质放矿理论。

纵观随机介质放矿理论的研究历史, 前期工作中文献^[4], ^[13]的研究成果具有代表性。概括说来, 文献^[13]基于上述思路比较系统地研究了放矿的平面问题; 文献^[4]进一步将理想球体视为不变形, 运动彼此独立的随机介质, 它不仅研究了放矿的平面问题, 也研究了空间问题。这些研究以及随后较为系统的研究中^[33~37], 尽管给出的方程形式不尽一致, 都归结为同一运动微分方程:

$$\frac{\partial P(u, v, w)}{\partial w} = B \left[\frac{\partial^2 P(u, v, w)}{\partial u^2} + \frac{\partial^2 P(u, v, w)}{\partial v^2} \right] \quad (4.1)$$

式中 u, v, w ——沿 x, y, z 轴方向的变换坐标; B ——常数; $P(u, v, w)$ ——散体移动概率密度函数。根据式(4.1)得出的放出体形态如图 4.2 所示, 上部细小而下部粗大, 最宽部位所在高度偏于下部。

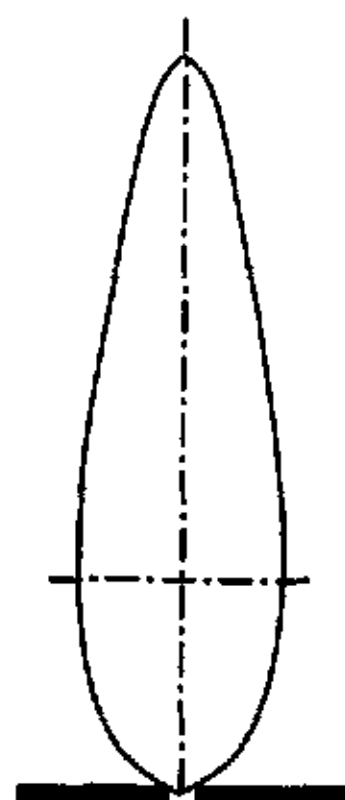


图 4.2 放出体形态

Fig.4.2 Shape of ore drawing body

放出体形态是移动场中可实测的物理量, 它在放矿理论研究中占有及其重要的位置, 一方面人们通过测绘放出体形态来认识散体的移

动属性, 另一方面人们通过放出体形态来评价理论的逼真度。人们在实验基础上, 对放出体形态进行了大量的研究工作。早在上个世纪 40 年代, 前苏联 C.C.米纳耶夫在实验室测得放出体形状为一旋转椭球体; 1952 年原苏联 Г.М.马拉霍夫通过以细砂为充填料的放矿实验, 认定放出体是一被漏口平面切割的截头椭球体; 80 年代后期, 国内研究人员改进了实验技术与数据处理方法, 测得放出体并非标准椭球体, 其形态常常是上部较标准椭球体粗、下部较标准椭球体细, 可视为近似椭球体^[10, 11]。总之, 尽管描述精度不同, 所有这些由常规实验获得的放出体形态与图 2.2 所示放出体形态明显不符。

任凤玉教授以颗粒直径 $d=0.2\sim0.5\text{cm}$ 的白云岩作充填料进行放出体常规物理模拟实验, 装填密度为 1.56g/cm^3 , 测出放出体形态为上部粗大, 下部细长, 与图 4.2 中所示放出体形态差别很大。

任凤玉教授认为出现放出体形态差异的主要原因, 是以往随机介质放矿理论仅注重颗粒移动的随机性, 而忽略了颗粒移动中必然受到的移动场的宏观制约。也就是说, 放出体形态与实际差异较大的原因是, 所建立的随机介质模型没有深入到散体移动的实质, 给出的散体移动场与实际出入较大。

鉴于上述原因, 他认为改善放出体形态并使之与实际相符的根本途径, 是提高散体移动概率场的逼真度。所建模型应能充分反映散体移动的实际, 同时给出的移动概率方程应能充分反映散体流动的实际物理过程。为此, 他采用了不同的散体移动模型(见图 4.3), 并运用理论分析与放矿实验相结合的方法建立了散体移动概率密度方程。

为便于考虑移动场的制约条件, 用直角坐标系将散体堆划分成网格, 在任一固定空间区域内, 散体的移动状态如图 4.3a 所示。设从 D 方格放出散体, D 方格内形成的空隙主要由其上方格 A 、 B 、 C 内的散体填补, 其中 B 方格填补量应大于 A 、 C 的填补量。假定理想条件下散体在方格间的填补量仅由重力引起, 则从 B 方格内流入 D 方格的散体量是由 A 或 C 方格进入 D 方格的两倍。若视方格内散体的填补是随机的, 则当 D 方格内放出一个 ΔV 时, 其来自 B 方格的概率为 $1/2$, 来自 A 、 C 方格的概率各为 $1/4$ (图 4.3b)。按此关系计算的移动概率分布见图

4.3c。

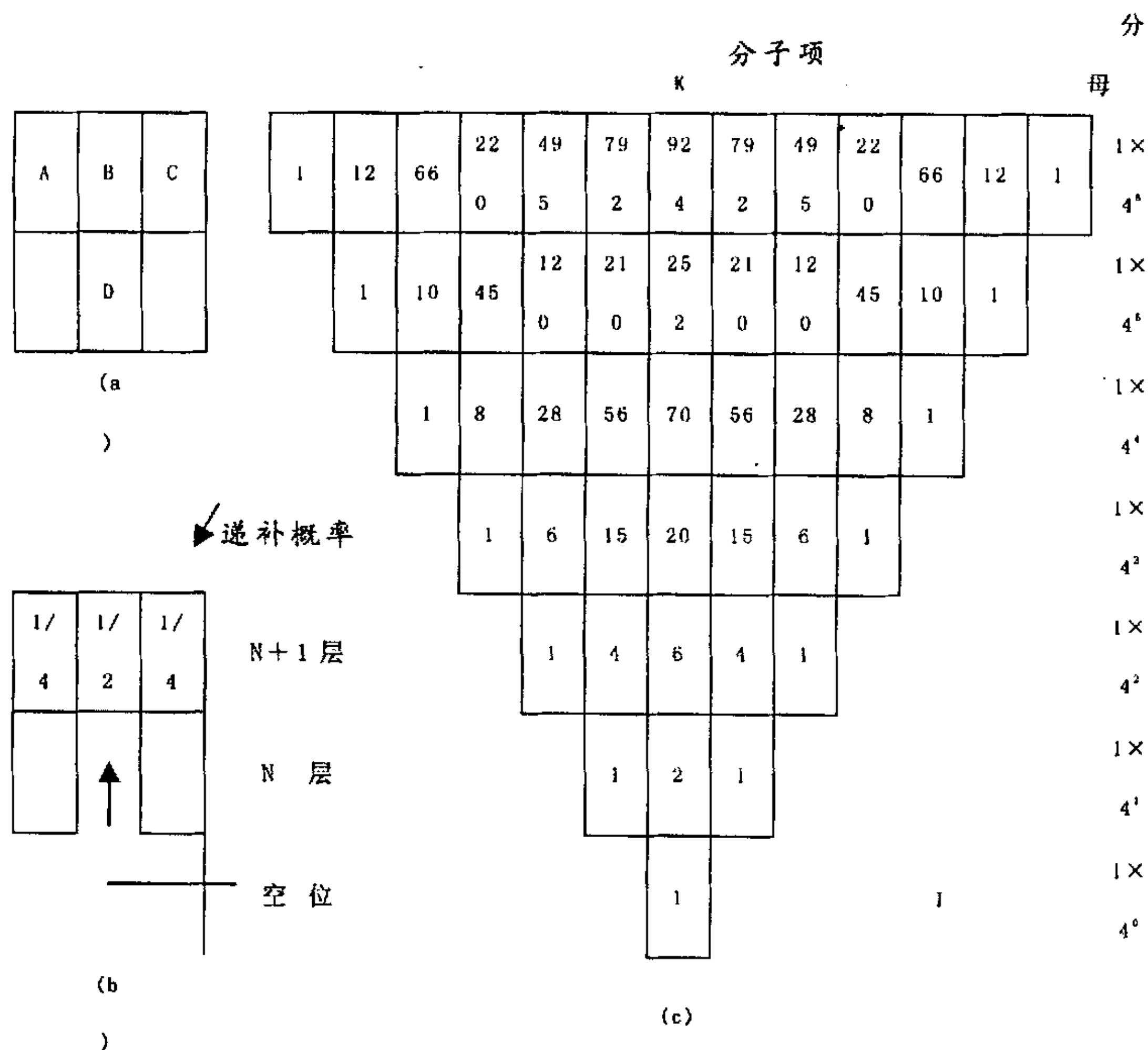


图 4.3 理想散体移动模型

(a)散体移动区域 (b)理想散体移动概型 (c)理想散体移动概率分布

Fig4.3 Moving model of ideal loose body

(a)Moving area of loose body (b) Probability model of loose body moving (c) Probability distribution of granule moving

用数学归纳法可以求得图 4.3c 中任一方格 (i, k) 内散体移动概率

$$P(i, k) = \left(\frac{1}{4}\right)^k C_{2k}^{i+k} \quad (4.2)$$

式中 C ——数学中的组合记号； i, k ——方格形心坐标值。

根据德莫娃夫——拉普拉斯定理，当 $2k$ 足够大时，该式趋于正态分布

$$P(i, k) \approx \frac{1}{\sqrt{\pi k}} e^{-\frac{i^2}{k}} \quad (4.3)$$

设方格尺寸足够小，把由方格分割的介质视为连续介质，此时换成直角坐标系 (x, z) 。令 $x = i$ ， $z = k$ ，由(4.3)得理想散体移动概率密度式

$$P(x, z) = \frac{1}{\sqrt{\pi z}} e^{-\frac{x^2}{z}} \quad (4.4)$$

从上述理想散体移动概率密度函数的建立过程可以看出，式(4.4)只是理想散体的概率密度函数，它是建立在空位递补概率垂直方向 p 为 $1/2$ ，倾斜方向 q 为 $1/4$ 的理想随机介质模型之上。实际中，不同性质的散体其流动性质不一样，即使是同种类型的散体，在不同的条件下也具有不同的性质。如不同均匀度、装填状态、含水性能等等，应该说，即使是同一种散体，不同的状态对应于不同的 p 和 q 。任凤玉教授考虑了实际散体的概率场分布不均匀性，通过实验测定了方差 σ^2 随放出高度 z 的变化情况，建立了新的随机介质理论。他测得两者之间的关系为

$$\sigma^2 = \frac{1}{2} \beta z^a$$

将上式代入(4.4)得到实际散体移动概率密度方程

$$p(x, z) = \frac{1}{\sqrt{\pi \beta z^a}} e^{-\frac{x^2}{\beta z^a}} \quad (4.5)$$

式中 a ， β ——表征散体流动特性的参数。

式(4.5)的得出具有及其重要的理论意义和现实意义，它是建立新的随机介质放矿理论的基础。它使随机介质理论第一次真正与现实紧密结合起来，众多的现场生产和实验室实验表明了其能够反映散体的流动特性，能够解决现实中的放出体的多态性。

4.3 端部放矿规律

受端壁影响时散体移动状态如图 4.4 所示, 沉陷曲线线形与无限边界条件时基本一致, 只是被端壁切割掉一部分, 且曲线值点离开放矿口轴线 (壁面) 一段距离。

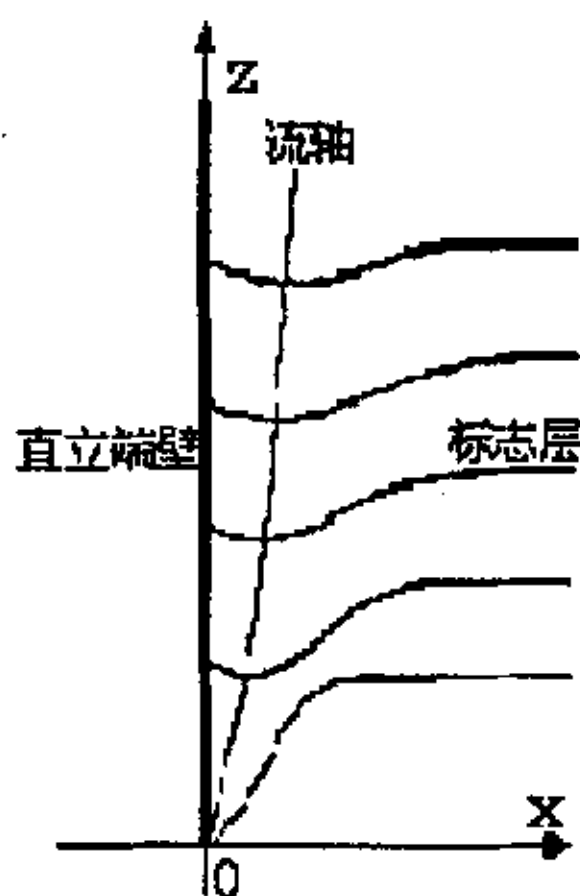


图 4.4 端部放矿散体移动状态

Fig 4.4 Moving status of loose body affected by solid wall

实验表明, 曲线极值点偏移量既与高度有关, 又与散体流动性质有关, 可表示为

$$x = g(z) = Kz^{a/2} \quad (4.6)$$

式中 K —壁面影响系数, 其值大小取决于壁面对散体的阻尼程度, 一般 $K = 0.1 - 0.15$

a —散体流动参数。

依据图 4.3 和式 (4.5), 可得沿进路方向散体移动概率密度方程

$$p(x, z) = \frac{1}{A\sqrt{\pi\beta z^a}} e^{-\frac{[x-g(z)]^2}{\beta z^a}} \quad (4.7)$$

式中 A —端壁切余系数;

$$A = \frac{1}{2} + \frac{1}{\sqrt{\pi}} \int_0^{\frac{1}{\sqrt{\beta}}} \exp(-u^2) du$$

α, β — 沿进路方向散体流动参数;

$g(z)$ 表达式见式 (4.6)

从散体移动空间分析, 垂直进路方向的移动概率密度函数, 可直接写出

$$p(y, z) = \frac{1}{\sqrt{\pi\beta_1 z^{\alpha_1}}} e^{\left(-\frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}}\right)} \quad (4.8)$$

式中 α_1, β_1 — 垂直进路方向散体流动参数

在这里, 散体流动参数集中反映了放矿时的散体流动属性, 因此参数值的大小, 既与散体本身的松散性质有关, 又与放出条件有关。

假定散体颗粒在 x 轴方向的随机运动与 y 轴方向的随机运动是独立的, 则由式 (4.7) 与式 (4.8) 可得采场内任一点散体移动概率密度方程

$$p(x, y, z) = \frac{1}{\pi\sqrt{\beta\beta_1}Az^\omega} \exp\left\{-\frac{[x-g(z)]^2}{\beta z^\alpha} - \frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}}\right\} \quad (4.9)$$

$$\omega = \frac{\alpha + \alpha_1}{2}$$

$$A = \frac{1}{2} + \frac{1}{\sqrt{\pi}} \int_0^{\frac{k}{\sqrt{\beta}}} \exp(-u^2) du$$

其它符号意义同前。

式 (4.9) 是研究端部放出时散体移动规律的基本方程。

4.4 崩落矿岩移动规律方程

4.4.1 散体移动速度

假定某一单位时间内, 从出矿口放出散体 q , 则移动带内任一位置上, 散体移动速度应满足无源场连续流动方程。据此得到端部放矿散体移动速度场

$$\left. \begin{aligned} v_z &= -\frac{q}{\pi\beta z^\alpha} e^{-\frac{r^2}{\beta z^\alpha}} \\ v_r &= -\frac{\alpha q r}{2\pi\beta z^{\alpha+1}} e^{-\frac{r^2}{\beta z^\alpha}} \end{aligned} \right\} \quad (4.10)$$

q —出矿口单位时间放出量。

速度方程确定了崩落矿岩堆体内任一部位散体的移动状态，同时也是研究其它物理量的基础方程。

从上式中可以看出，垂直速度在放出口处速度最大，随着高度增大速度不断减小；对于给定高度，随着 r 的增大速度不断减小，而漏口中心轴上速度最大。对于水平速度来说，在中心轴上为 0；随着 r 的增大，先是增大当达到最大后又逐渐减小。一般说来，垂直速度比水平速度大 3~10 倍。

所以移动全速度方程为

$$v = -\sqrt{v_z^2 + v_r^2} = v_z \sqrt{1 + \left(\frac{\alpha r}{2z}\right)^2} \quad (4.11)$$

4.4.2 颗粒移动迹线

速度场的空间分布形式决定了颗粒的移动迹线。由物理学可知，在移动迹线上任意一点 (r, θ, z) 的切线与颗粒在该点的移动速度方向共线，故有 $dz/dr = v_z/v_r$ 。代入(4.10)积分得颗粒移动迹线方程为

$$\frac{r^2}{z^\alpha} = \text{const. 或 } \frac{r^2}{z^\alpha} = \frac{r_0^2}{z_0^\alpha} \quad (4.12)$$

从上式可知，迹线线型取决于 α 值，当 $\alpha = 1$ 时为抛物线；当 $\alpha = 2$ 时为直线。一般 $1 < \alpha < 2$ ，迹线介于抛物线与直线之间。

放矿时移动带内任一层面上的颗粒随着下面散体的移动而不断下移。在相同的时间内，那些下移速度较大的颗粒下移距离较大，而速度较小的颗粒下移速度较小，这样原来处于同一水平面上的颗粒由于下移速度不等而形成漏斗状凹坑，即放出漏斗。

考查 z_0 层面上点 $A_0(r_0, \theta_0, z_0)$ 颗粒的移动过程，式(4.10)已给出下移速度

$$v_z = \frac{dz}{dt} = -\frac{q}{\pi\beta z^\alpha} e^{-\frac{r^2}{\beta z^\alpha}}$$

沿迹线积分得

$$z^{\alpha+1} = z_0^{\alpha+1} - \frac{(\alpha+1)}{\pi\beta} Q e^{-\frac{r_0^2}{\beta z_0^\alpha}}$$

式中 Q ——漏孔放出量, $Q = qt$ 。

将上式代入(4.12)得放出漏斗方程

$$r^2 = \beta z^\alpha \ln \frac{(\alpha+1)Q}{\pi\beta(z_0^{\alpha+1} - z^{\alpha+1})} \quad (4.13)$$

4.4.3 放出体

放出散体在矿岩堆里原来占据的位置所构成的形体称为放出体。若 K 为某一时刻的放出体表面, 则按定义 K 所包围的散体体积应等于 K 曲面上所有的颗粒点刚好到达漏斗口($z=0$)时的放出量 Q 。令 $z=0$ 代入(4.10)得 K 曲面方程

$$r^2 = \beta z^\alpha \ln \frac{(\alpha+1)Q}{\pi\beta z^{\alpha+1}} \quad (4.14)$$

设放出体长轴为 H , 则当 $z=H$ 时 $r=0$ 。代入上式得放出量与放出高度关系式

$$Q = \frac{\beta}{\alpha+1} \pi H^{\alpha+1} \quad (4.15)$$

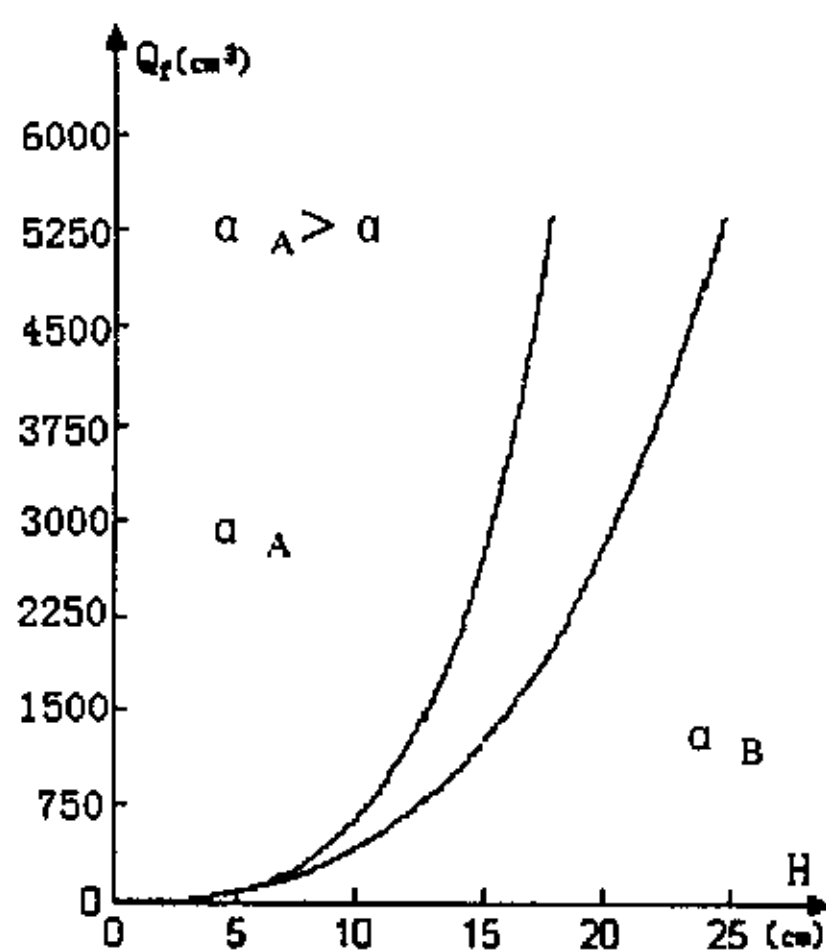


图 4.5 放出量与放出高度关系

Fig 4.5 Relationship between drawing quantity and drawing height

由图 4.5 可看出, $\alpha_A > \alpha_B$ 时, 在高度相同的情况下, 散体流动参数大的得到的放出体较大, 放出量较多。

将上式代入(4.13)得放出体方程为

$$r^2 = (\alpha + 1)\beta z^\alpha \ln \frac{H}{z} \quad (4.16)$$

由式 (4.16) 确定的放出体形态及漏斗缺形态见图 (4.6)

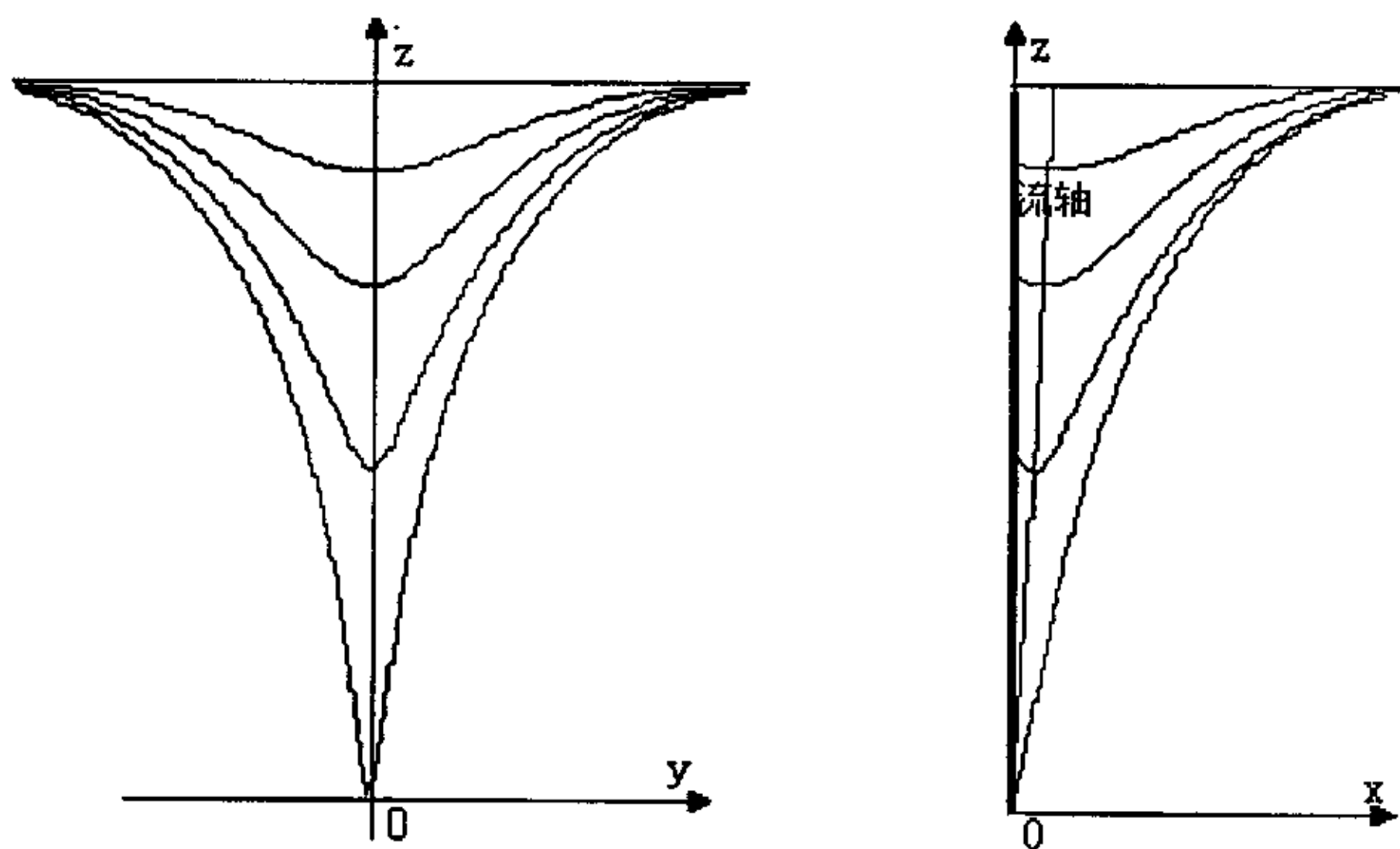


图 4.6 放出体形态及放出漏斗形态

Fig4.6 Shape of drawing body and shape of drawing funnel

4.5 端部放矿实验

实验方法是研究散体运动规律的重要手段，能给出相当可靠的定量结果，又能检验理论分析，并且为理论计算提供必要的基本参数数据。为此，开展了端部放矿参数实验。

端部出矿时，由于出矿口有效流动尺寸与端壁面的双重影响，沿进路方向和垂直进路方向的散体流动参数的值不等，由式(4.15)给出了散体的放出量 Q 与放出高度 z 之间的关系。由于参数多且彼此之间的关系比较复杂，我们通过达孔量法来测定散体的放出体形态，再用放出体形态来确定各参数值。

根据放出体的定义，达孔量的等值面即为放出体的外表面，测定出散体堆体内达孔量场，就可以绘制出放出体的形态。在放矿模型中，逐层(间隔 5cm)放置标志颗粒，每一层借助定位板固定标志颗粒的位置。定位板如图 4.7 所示。当实验模型填料到预定的高度时，定位板靠端壁轻放在填料的上面，调整定位板使其中心与端壁放矿口轴线相重合，并按序号定位板小孔内投放标志颗粒。在每层所有的标志颗粒都投放完后，轻轻提起定位板，将标志颗粒留在所放的位置上。待模型全部填装完毕，然后从端部出矿口放出物料，称量并累计各标志颗粒的达孔量。将测得的每一排每一层标志颗粒的达孔量的值列表，并在达孔量与径向距离坐标系中，绘制出达孔量的曲线图。

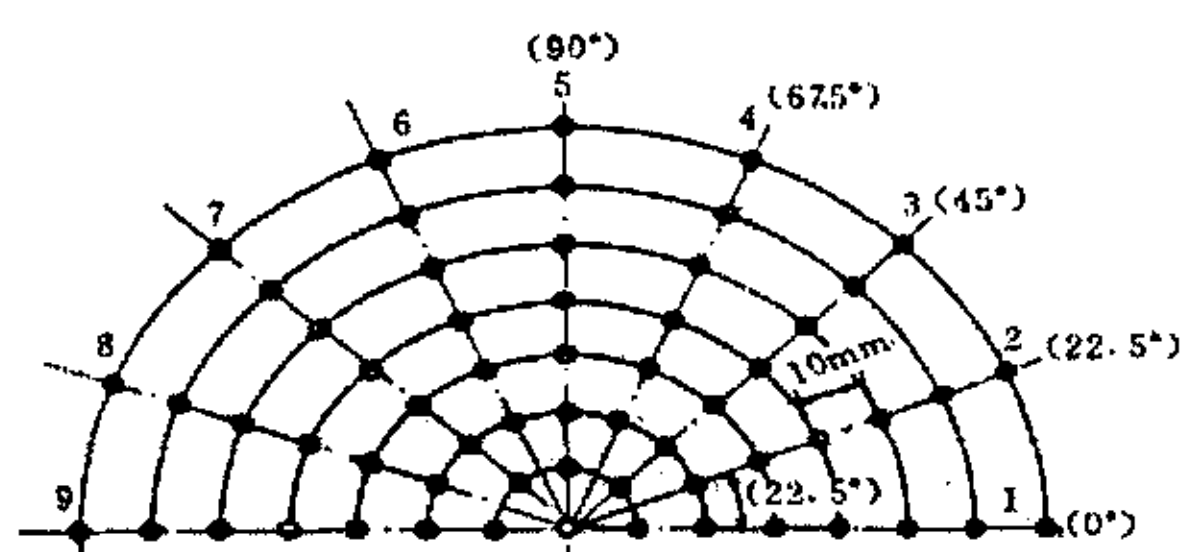


图 4.7 定位板

Fig. 4.7 Orientation board

4.5.1 实验材料制备与实验模型

实验材料取自夏甸金矿矿山西部矿石，破碎成不大于 0.8cm 的块度，破碎料粒度自然级配见表 4.1。按 1/100 相似比，表 4.1 的单位“cm”相应于实际单位“m”。据现场调研和多次目测结果，表 4.1 的颗粒级配关系与实际基本符合。故取表 4.1 所列散体作为实验材料。

表 4.1 实验散体粒度级配

Tab 4.1 Graduation of loose body in size in experiments

粒径	<4mm	4-6mm	6-8mm	装填密度
百分比	28	27	45	1.7624g/cm ³

实验模型如图 4.8 所示，内部尺寸：长×宽=45cm×45cm，高 100cm；模型内壁每隔 5cm 划一水平刻度，用以确定标志颗粒安放的层面位置；模型底部与侧壁各开凿一个放矿口，前者用于测定底部放出的散体流动参数，后者用于测定端部放矿的散体流动参数；模型中央悬吊一重锤，锤尖正对底部出矿口中心，用来检查模型安放得是否底部处于水平状态，同时也用于定位底部出矿口和端部出矿口的轴线。



图 4.8 实验模型

Fig.4.8 Experiment model

4.5.2 实验数据

表 4.2 $\theta = 0^\circ$ 剖面达孔量 (单位 g/cm^3)

Tab4.2 On hole quantity as $\theta = 0^\circ$

$\begin{matrix} Q \\ H \\ F \end{matrix}$	5	10	15	20	25	30	35	40
0	75	254	362	819.5	1605.5	2362	3106	4385
1	605.5	837	560.5	819.5	2389.5	2104.5	3631	
2		1240	664	853	2043.5	2786.5	3631	
3		1831	897	1620	2467	3178	3291	
4			2344.5	2024				
5				1872				
6								
7								

表 4.3 $\theta = 22.5^\circ$ 剖面达孔量单位 (g/cm^3)

Tab4.3 On hole quantity as $\theta = 22.5^\circ$

$\begin{matrix} Q \\ H \\ R \end{matrix}$	5	10	15	20	25	30	35	40
0	75	254	362	819.5	1605.5	2362	3106	4385
1	75	444.5	519	990.5	1620	2104.5	3204	4420.5
2	75	498	664	1091.5	1699	2529.5	3367	4355
3		275	1735.5	1503.5	2651	2204	3926.5	4486
4		1762	1923	2175	3031.5		3778	
5				4646	4486	3908		
6								
7								

表 4.4 $\theta = 45^\circ$ 剖面达孔量 (g/cm^3)

Tab4.4 On hole quantity as $\theta = 45^\circ$

$\begin{matrix} Q \\ R \end{matrix} \backslash H$	5	10	15	20	25	30	35	40
0	75	254	362	819.5	1605.5	2362	3106	4385
1	115	176	435.5	813	1383	1938.5	2868.5	
2		225	632.5	878	1605.5	2146	3178	4412.5
3		1195	910.5	1052.5	1542	2751.5		4385
4			2410	135	1883.5	2868.5	3437	4741
5				2850.5	2651	3425	3771.5	4741
6				4355		3178		
7						4218		

表 4.5 $\theta = 67.5^\circ$ 剖面达孔量 (g/cm^3)

Tab4.5 On hole quantity as $\theta = 67.5^\circ$

$\begin{matrix} Q \\ R \end{matrix} \backslash H$	5	10	15	20	25	30	35	40
0	75	254	362	819.5	1605.5	2362	3106	4385
1	115	176	1088	841.5	1416	1897.5	2852	
2	115	1449	559	933.5	1416	2088	2971	4355
3			1102.5	1115	1367.5	2467	3303	4219.5
4		4486	1448.5	2236	1686	2651	3537.5	4486
5				3397	1973.5	3074.5	4089	4713.5
6				3908	2559	4486	4218	
7				4355	4432	3908		

表 4.6 $\theta = 90^\circ$ 剖面达孔量 (g/cm^3)

Tab4.6 On hole quantity as $\theta = 90^\circ$

$\begin{matrix} Q \\ R \end{matrix} \backslash H$	5	10	15	20	25	30	35	40
0	75	254	362	819.5	1605.5	2362	3106	4385
1	115	1382	559	853	1334.5	1923	2927	
2		2468	1195	841.5	1383	1964	2809	4219.5
3			2521.5	1002.5	1541	2046.5	3038.5	4420.5
4			2232.5	2559	2005	2325	3156.5	4420.5
5				3397	2651	2616.5	3437	4741
6					4566	3074.5	4197	
7						4219.5		

根据实验数据，可绘制出各角度的达孔量图。

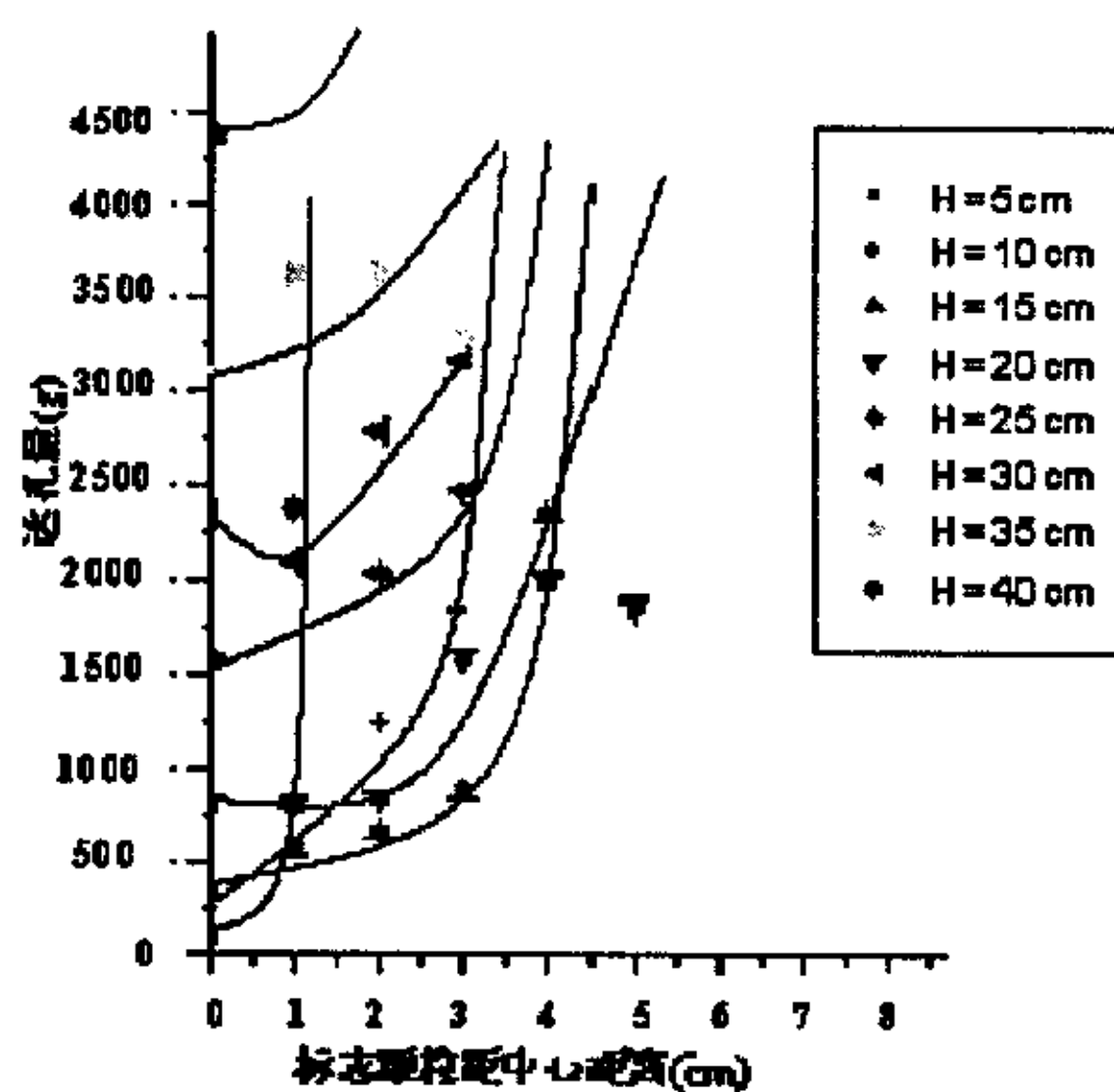


图 4.10 $\theta = 0^\circ$ 达孔量图

Fig4.10 On hole quantity as $\theta = 0^\circ$

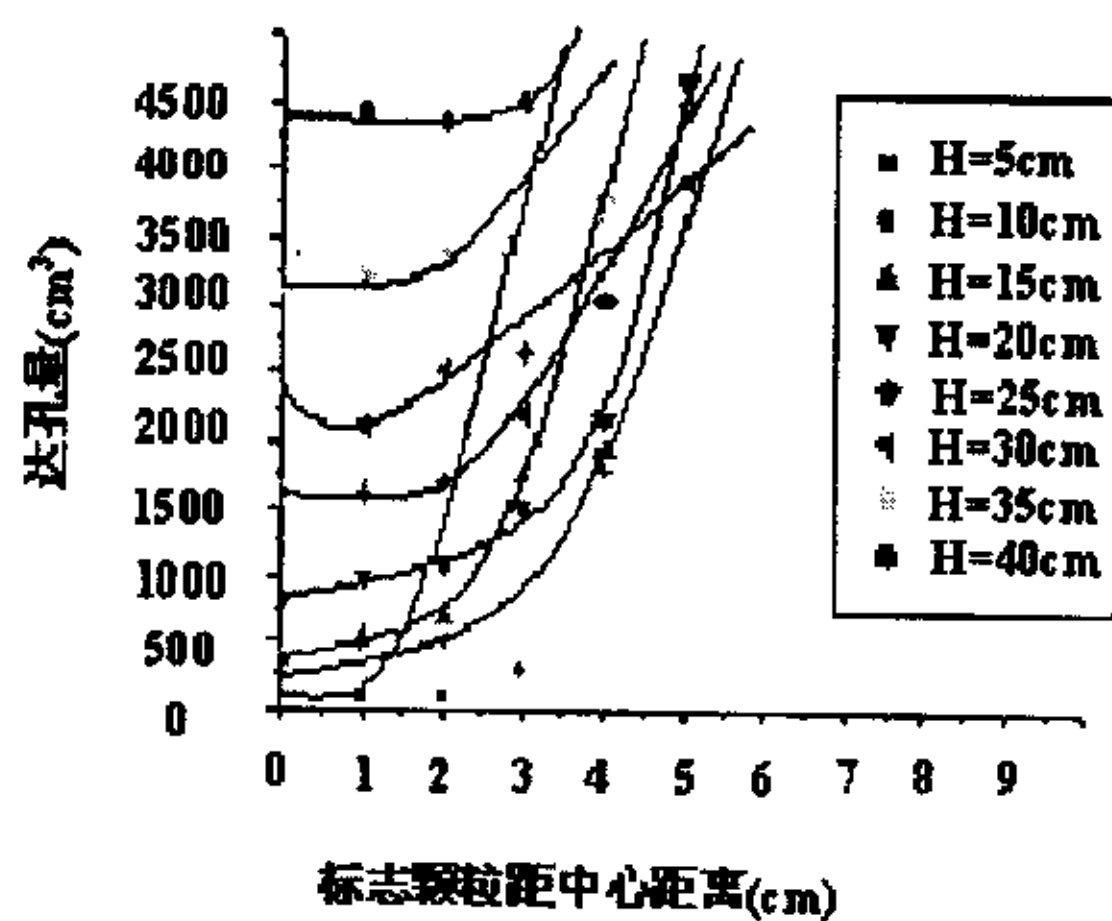


图 4.11 $\theta = 22.5^\circ$ 达孔量图

Fig4.11 On hole quantity as $\theta = 22.5^\circ$

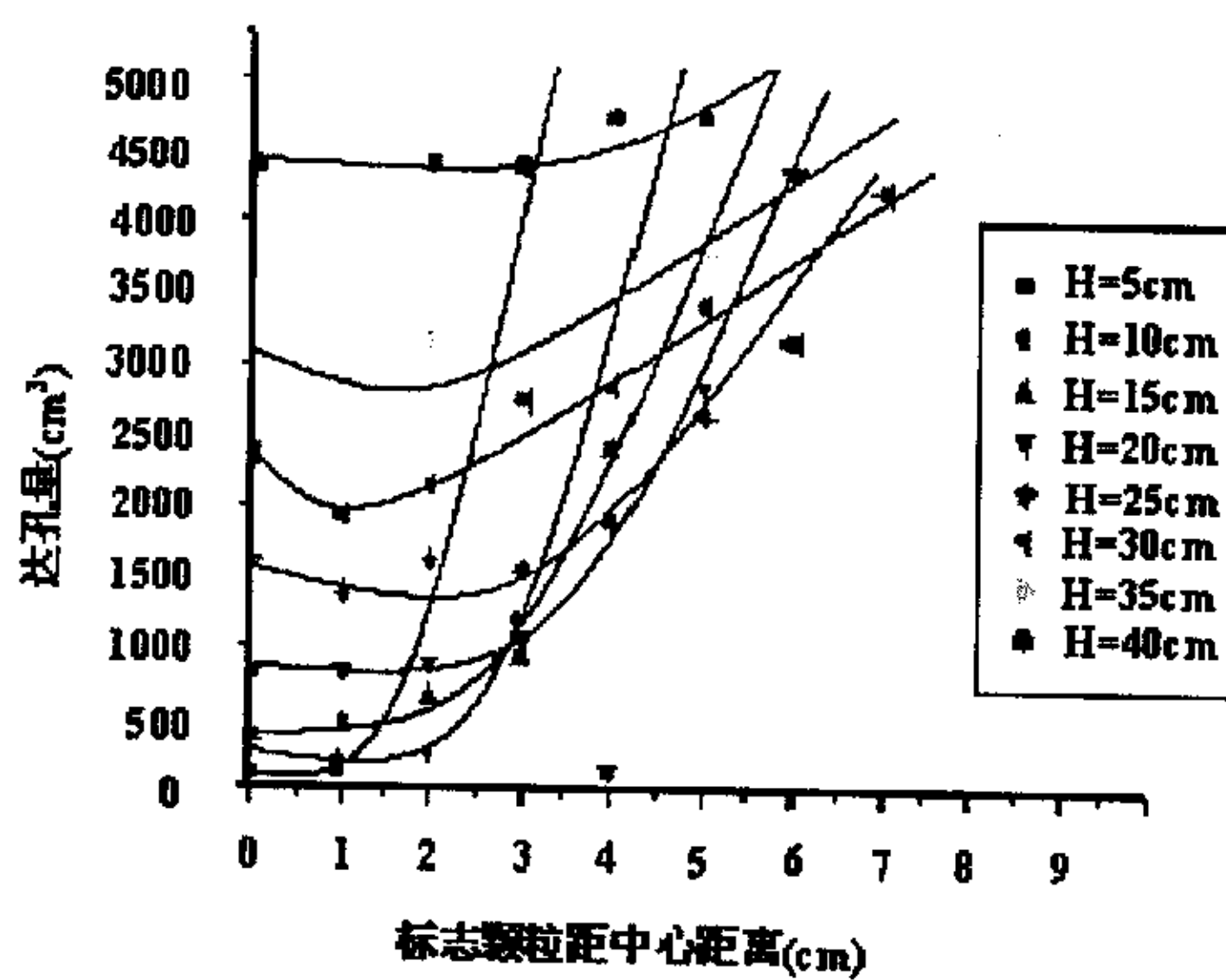


图 4.12 $\theta = 45^\circ$ 达孔量图

Fig4.12 On hole quantity as $\theta = 45^\circ$

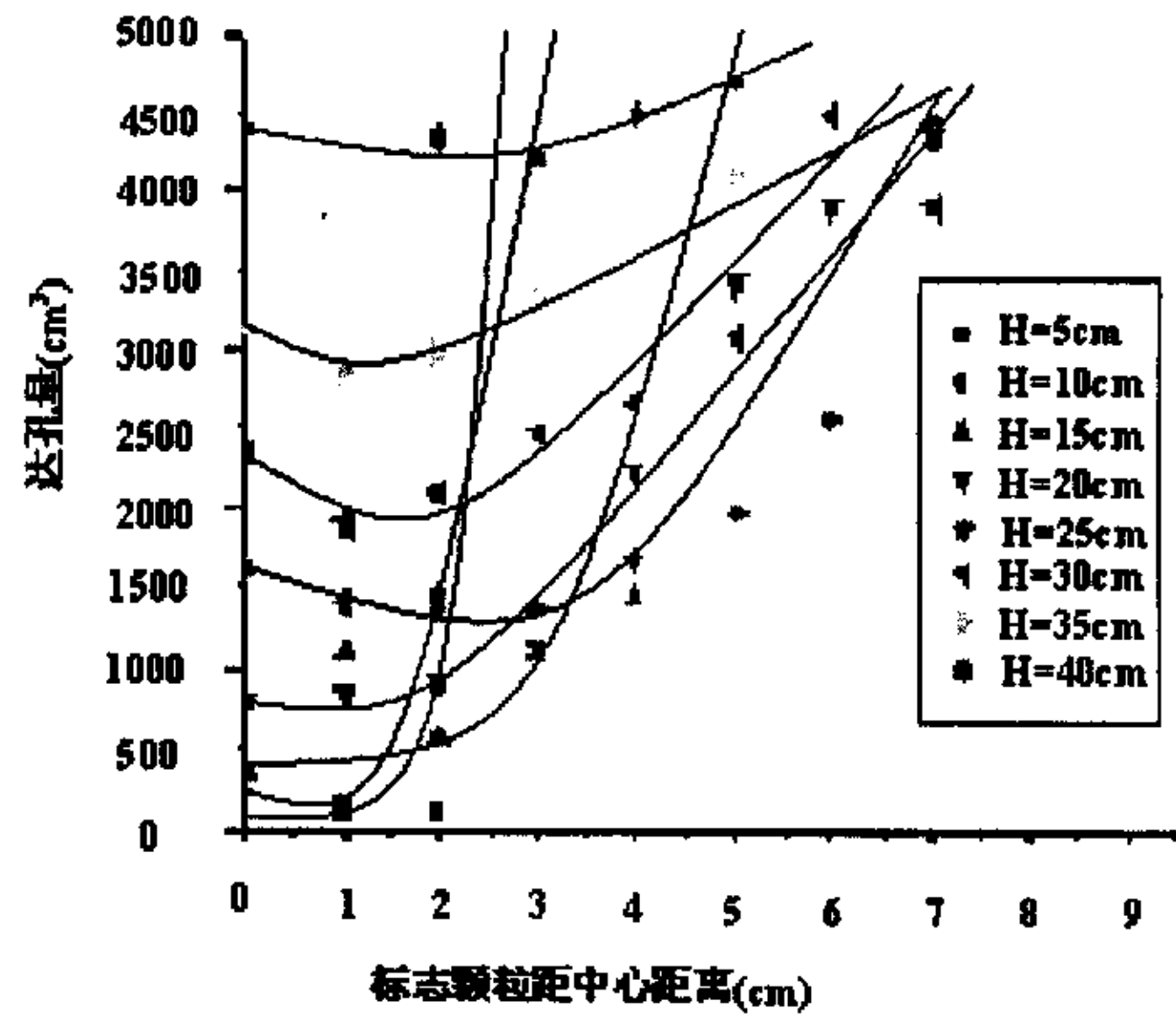


图 4.13 $\theta = 67.5^\circ$ 达孔量图
Fig4.13 On hole quantity as $\theta = 67.5^\circ$

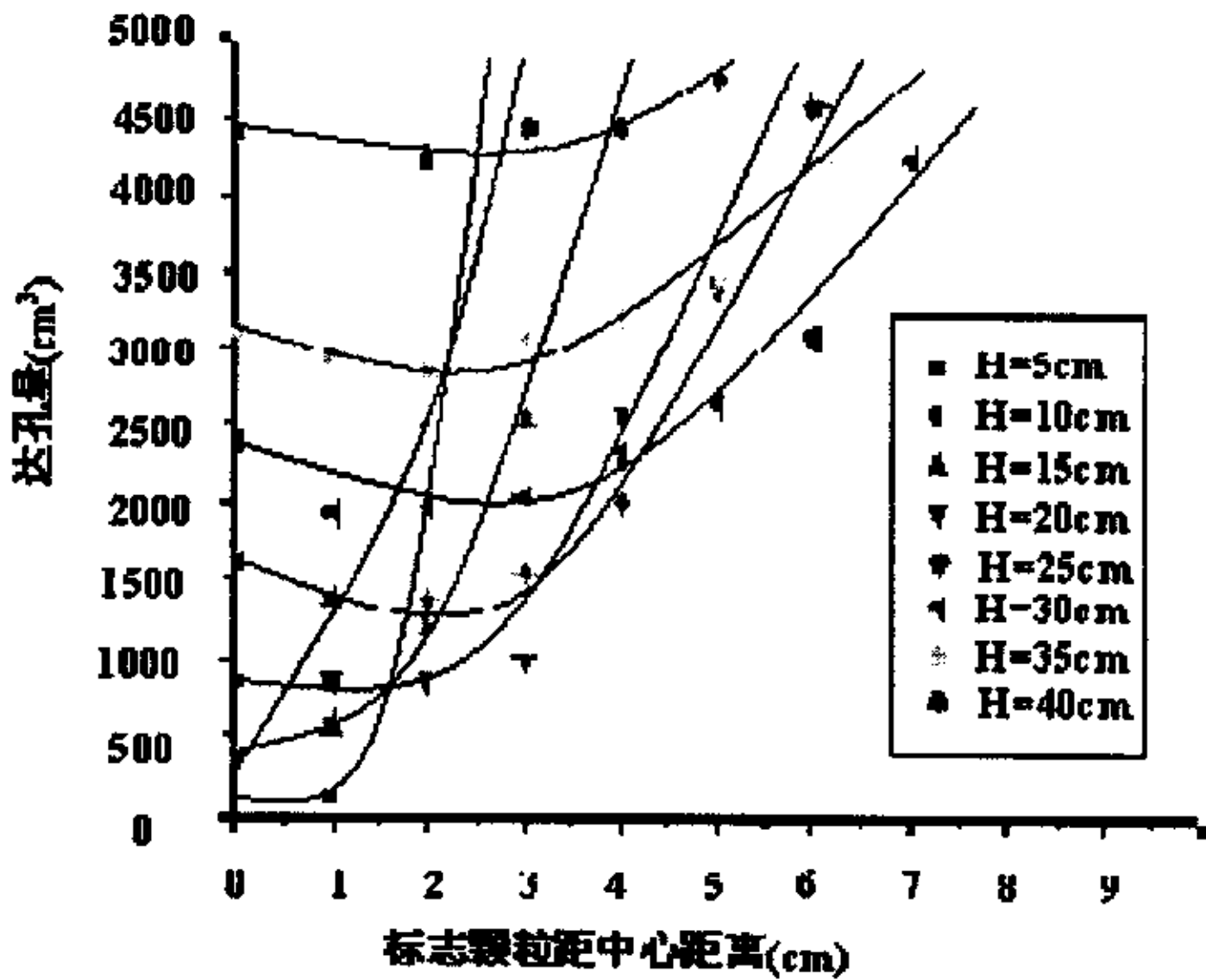


图 4.14 $\theta = 90^\circ$ 达孔量图
Fig4.14 On hole quantity as $\theta = 90^\circ$

4.6 实验参数回归

由随机介质放矿理论可知, 对于散体流动参数 α 和 β 的回归是通过放出量 Q 与放出高度 H 的关系, 即:

$$Q = \frac{\beta}{\alpha+1} \pi H^{\alpha+1} \quad (4.17)$$

式中 α 、 β ——无约束条件下散体流动参数。式(4.17)函数关系可简化为

$$Q = aH^b$$

式中 a 、 b 为待定常数。实测出放出高度与放出量数据 $\{H_i, Q_i\}$, 用统计回归法求出系数 a 、 b , 对比式(2.19)即可得出: $\alpha = b - 1$, $\beta = ab/\pi$ 。

对表 4.2 进行数据计算回归得:

$$Q = 1.01678H^{2.26712} \quad (4.18)$$

回归相关系数 $r=0.99753$

将式(4.18)与(4.17)对比, 得散体流动参数: $\alpha = 1.53904$ $\beta = 0.7338$

$$\alpha_1 = 0.9952 \quad \beta_1 = 0.584$$

其中, α 、 β 是沿进路方向散体流动参数, α_1 、 β_1 是垂直进路方向散体流动参数。

根据文献^[15], 用相对离差 S 表征吻合程度

$$S = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \frac{1}{\bar{Q}} \left| Q_i - \hat{Q}_i \right| \times 100 \% \quad (4.19)$$

式中 Q_i ——实验放出量;

$\bar{Q}$ —— Q_i 平均值;

$\hat{Q}_i$ ——回归计算值

经检验得, $S=4.125\%$, 对实验数据的回归拟和程度较好。

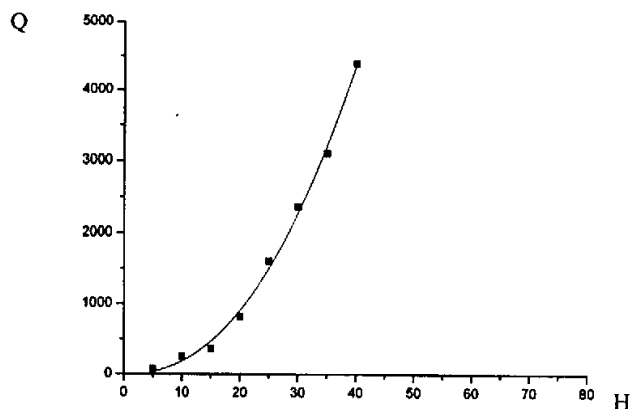


图 4.15 放出量与放出高度回归曲线

Fig 4.15 Regression curve between drawing quantity and drawing height

根据实验测出的值累计每一层面每一排标志颗粒的达孔量数值，在达孔量（ Q ）与径向距离（ r ）坐标系中，按纵剖面绘制每一排标志颗粒的达孔量曲线，再由达孔量曲线确定出每一层面达孔量相等的点，将这些点用光滑曲线连接起来，便得放出体的纵剖面形态。

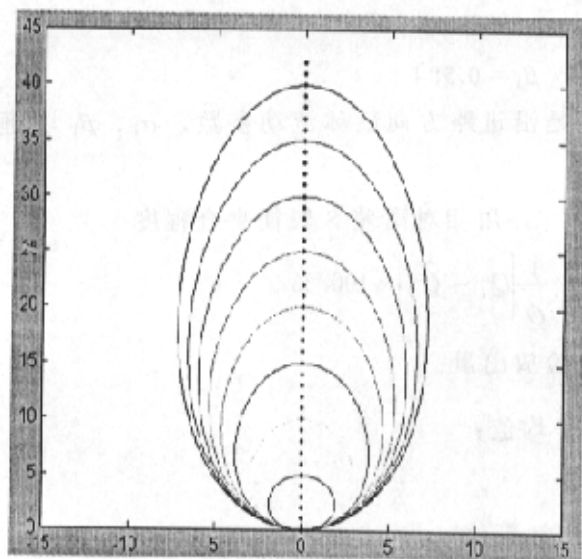


图 4.16 端部放矿放出体形态

Fig.4.16 shape of drawing body affected by solid wall

表 4.7 根据放出体图测出的 H、r、z 值

Tab 4.7 values of H, r, z according to drawing body

占号	H	5	10	15	20	25	30	35	40
1	r	0	0	0	0	0	0	0	0
	z	5	10	15	20	25	30	35	40
2	r	1.47	2.02	1.29	1.89	2.71	2.8	2.87	2.93
	z	4	8.5	14.5	19	23	28	33	38
3	r	1.85	2.48	2.94	3.13	3.7	4.23	4.36	4.48
	z	3	7.5	12	17	21	25	30	35
4	r	1.64	2.98	3.53	4.2	4.06	4.85	5.03	5.47
	z	1	5	10	13.5	20	23	28	32
5	r	0	2.92	3.82	4.62	4.61	5.48	5.75	5.97
	z	0	3.5	8	10	18	20	25	30
6	r		2.3	3.75	4.6	5.13	5.75	6.44	6.36
	z		1.5	5	8	15	18	20	28
7	r		0	3.21	4.21	5.24	5.97	6.56	6.8
	z		0	2.8	5	9	15	18	25
8	r			2.73	3.56	4.99	5.96	6.6	7.16
	z			1.8	3	7	12	15	20
9	r			0	1.6	4.54	5.81	6.44	7.18
	z			0	0.5	5	10	12	17
10	r				0	3.5	5.54	6.21	7.1
	z				0	2.5	8	10	15
11	r					1.64	4.79	5.61	6.53
	z					0.5	5	7	10
12	r					0	3.29	4.99	5.84
	z					0	2	5	7
13	r						0	3.39	5.16
	z						0	2	5
14	r							0	3.46
	z							0	2
15	r								0
	z								0

结论：由放出体图可以看出，放出体形态随放出高度而变化，当放出高度较小时，受出矿口有效流动范围影响，垂直进路方向的纵剖面宽度（横半轴长度）大于沿进路方向的宽度；随放出高度增大，这种剖面宽度差异变小，当放出高度达到一定值后，放出体上部沿两个

方向的横半轴趋于等长。此外，对于某一高度的放出体，其形态大体上与椭球缺类似，但不象标准椭球缺那样上下对称。 α 、 β 的物理意义，可从它们对放出体形态的影响上表现出来。对放出体方程进行数学分析可知， β 影响放出体的总体宽度， α 决定放出体上部与下部的相对形态。当 $\alpha < 1/\ln 2 = 1.4426$ 时，放出体下部较粗上部较细；当 $\alpha > 1/\ln 2$ 时，放出体上部粗下部较细；当 $\alpha = 1/\ln 2$ 时，放出体最宽部位在其中部。本次实验得出的 α 值为1.26712，小于 $1/\ln 2 = 1.4426$ 故所对应的放出体最宽部位应近似在放出体下部，如图4.13所示，分析与计算得出的 α 、 β 与实验放出体形态拟和良好。

4.7 采场结构参数确定

低贫化放矿方式着眼于整个矿段的总盈利最大，对每一分段来说，要求贫化矿放出量最小，纯矿石放出量最大，因此，优化采场结构参数的原则，是使覆盖层废石在出矿口出露最晚。

无底柱分段崩落法影响放矿的采场结构参数主要是分段高度（H）、进路间距（S）与崩矿步距（L）。分段高度和进路间距是两个相互关联的参数，从有利于改善矿石移动空间条件来讲，对一定的分段高度，在确定进路间距时应考虑如下两点：其一、保证分段放矿结束后，所形成的矿石脊部残留体（进路之间残留矿石构成的形体），只有一个峰值，而且峰值点位于两条进路的中间；其二、该峰值点在下分段出矿时率先到达出矿口。前一条原则限制进路间距不能过大，后一条原则限制进路间距不能过小。

本次实验中，使用两种方法确定进路间距的合理值。

（1）经验公式法

在随机介质放矿理论研究中，根据实验结果，得出如下经验公式：

$$S = 2 \sqrt{\beta_1 \frac{\omega + 1}{\alpha_1 e} 2^{\alpha_1} H^{\alpha_1} + b} \quad (4.20)$$

式中 S——进路间距

H ——分段高度

b ——进路宽度

e ——自然数

$$\omega = (\alpha + \alpha_1) / 2$$

$\alpha, \alpha_1, \beta_1$ ——散体流动参数

将实验值 ($\alpha=1.53904$, $\alpha_1=0.9952$, $\beta_1=0.584$) 和 $H=7\text{m}$, $b=2.5\text{m}$ 代入式 (4.20), 计算得:

$$S=7.80 \approx 8.0\text{m}$$

这一公式的实质是, 使放出体同上分段进路的帮面及矿石残留体峰值点同时相切如图 4.17a。

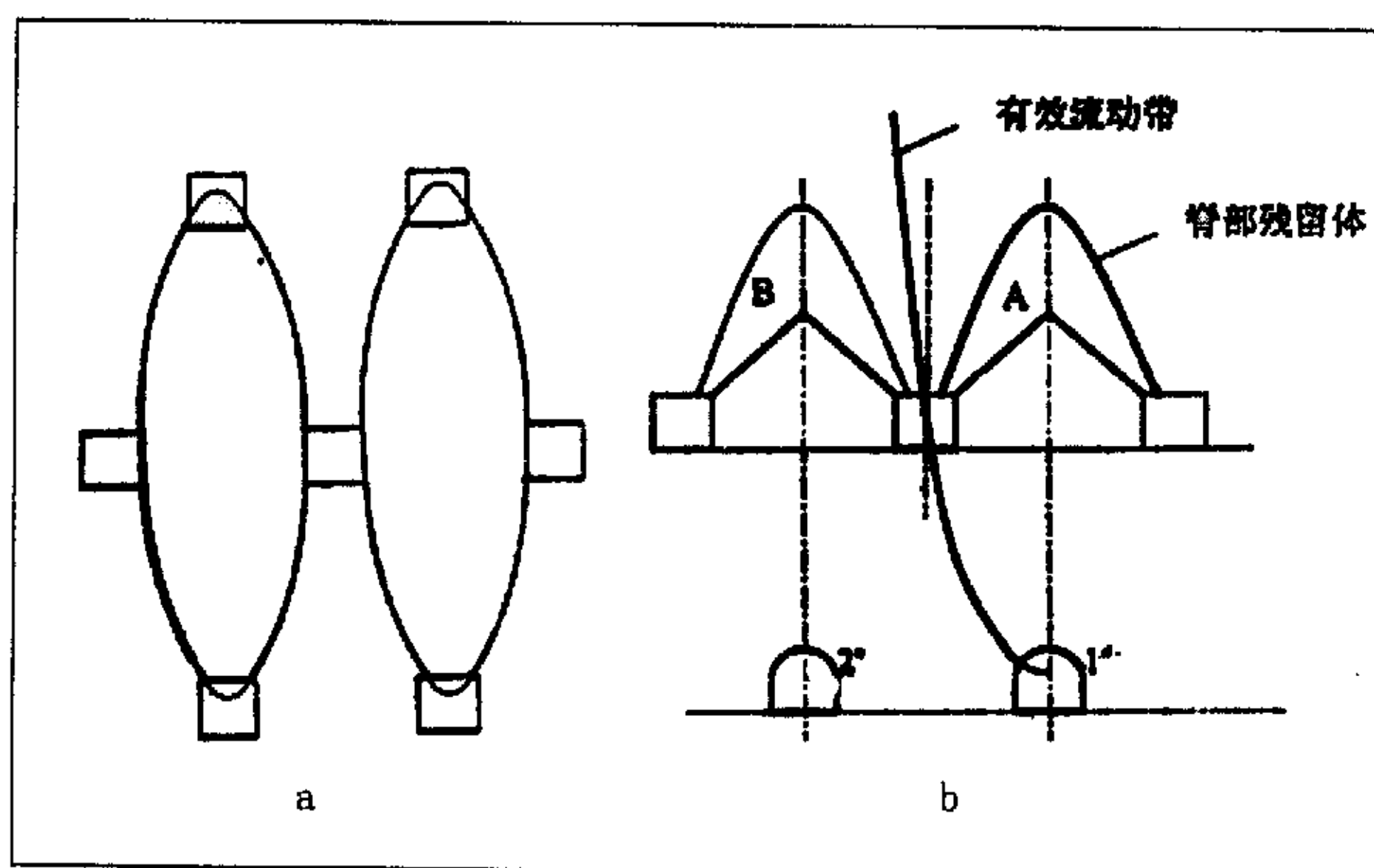


图 4.17 进路间距确定方法示意图

Fig4.17 model of space between drills

(2) 流动区域分析法

采用低贫化放矿方式时, 矿石脊部残留体较大 (图 4.17 b), 每一条进路负担回收一个残留体, 如图中 1^* 进路负担回收残留体 A, 2^* 进路负担回收残留体 B。为取得最佳回收效果, 要求每一出矿进路, 能够完整地回收所负担的残留体, 又不扰动相邻残留体。因此, 出矿时的有效流动带宽度, 应在上分段进路的中心线部位。由实验得出, 散体的有效流动带宽度为:

$$R = K \sqrt{\frac{1}{2} \beta_1 z^{\alpha_1}} \quad (4.21)$$

式中 K ——系数，取决于放矿条件与矿石散体的流动特性，在夏甸矿矿石散体条件下，可取 $K=3$ 。将 K 值与实验参数代入上式，由此确定的进路间距为：

$$S = 2R|_{z=H} = 6 \sqrt{\frac{1}{2} \beta_1 H^{\alpha_1}} \quad (4.22)$$

代入流动参数计算得：

$$S = 6 \sqrt{\frac{1}{2} \times 0.584 \times 7^{0.9952}} = 8.54m$$

根据以上分析，结合矿体自然条件，并且综合考虑矿石回采指标、采准系数与生产能力等，进路间距选定 8m。

确定了分段高度与进路间距之后，就可优化崩矿步距了。由于爆破后矿石堆体的实际形态不容易查清，优化工作需根据实际出矿现象通过现场寻优来完成。图 4.18 表明，每一条颗粒迹线在出矿口都有确定的位置，依据废石在出矿口最先出现的位置，沿迹线便可辨认出废石来自哪个方位。

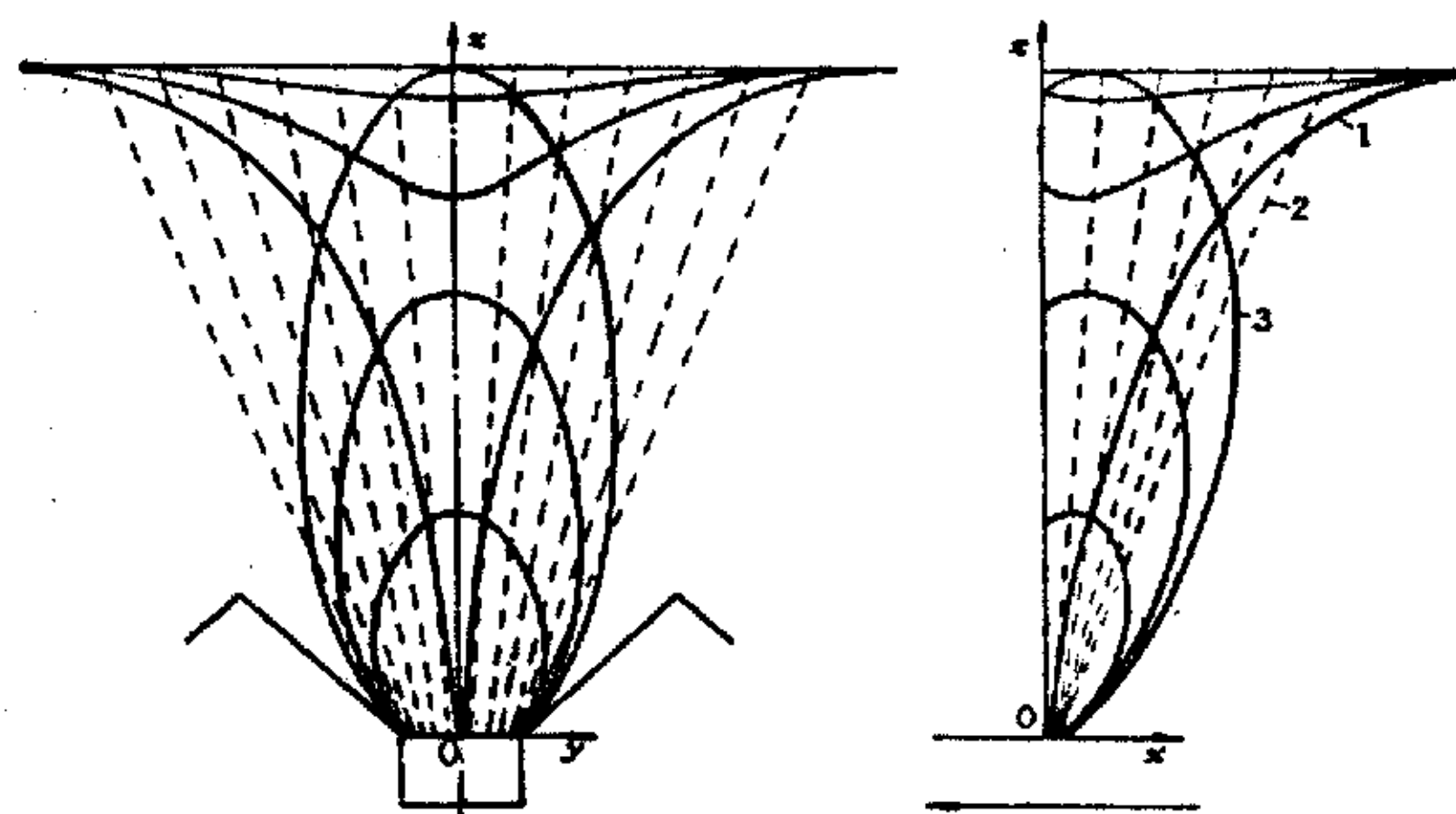


图 4.18 放出体、放出漏斗与颗粒移动迹线形态

1—放出漏斗 2—颗粒移动迹线 3—放出体

Fig 4.18 Drawing body, drawing funnel and moving track of granule
1-drawing funnel 2-moving track of granule 3-drawing body

当崩矿步距过小时，正面废石率先达到出矿口，此时矿岩接触面的移动过程如图 4.19a 所示，废石漏斗到达出矿口时离开进路顶板眉线一段距离，废石流被矿石流四周包围，俗称“包馅”现象；当崩矿步距过大时，顶部废石率先到达出矿口，此时矿岩接触面移动状态见图 4.19b，废石最先在端部出矿口眉线部位呈薄层流出，由于流轴偏离端壁一段距离、加之在端壁上方原来残留的矿石投入流动，使顶面废石到达出矿口时不紧贴出矿口眉线，而是隔着一层很薄的矿石层，由此形成废石混着矿石流出。但此时废石流出的速率较慢，废石在端部口出露的部位较高，且当废石块度较大时，常常在出矿不久，出矿口就被大块废石或废石形成的结构卡住。

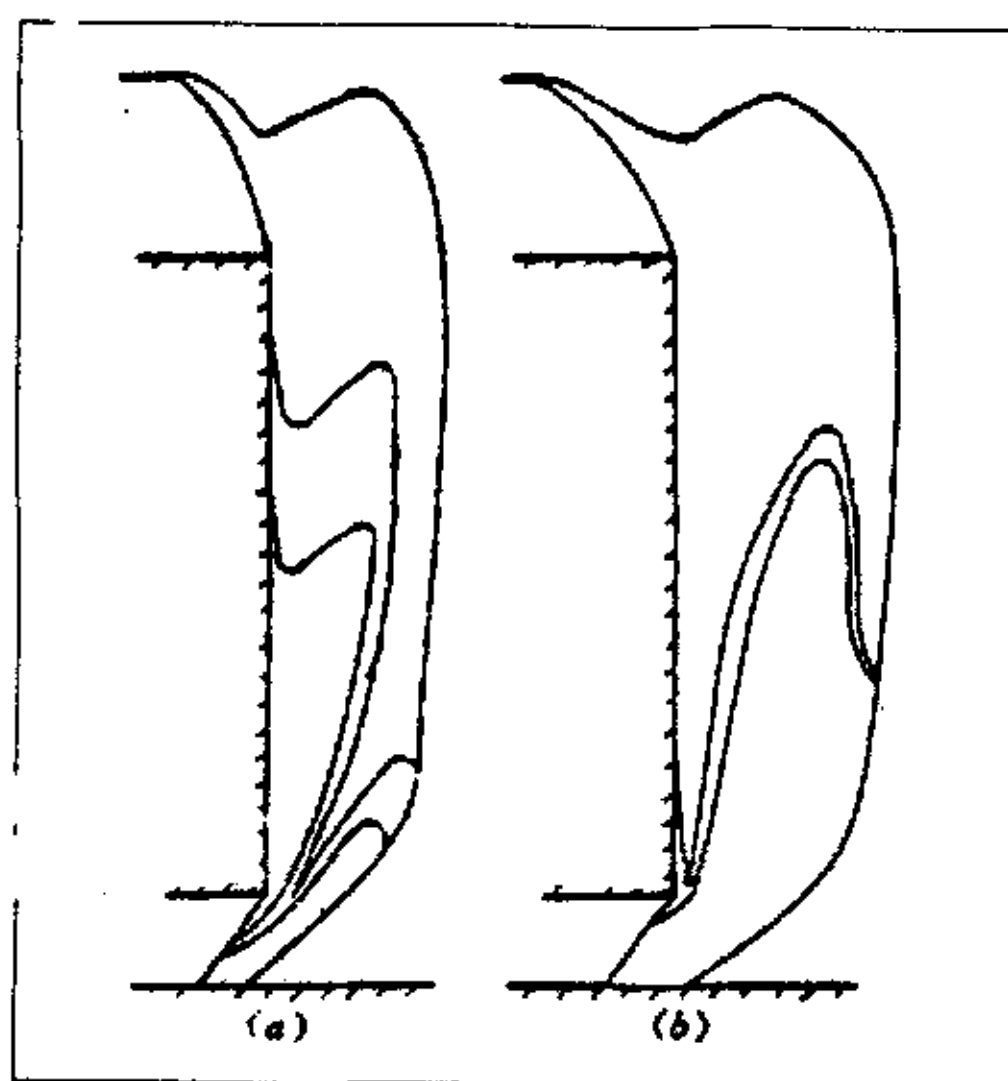


图 4.19 崩矿步距过大、过小时矿岩接触面移动过程及废石漏斗出露的位置

(a) 崩矿步距过小 (b) 崩矿步距过大

Fig. 4.19 moving process of interface between ore and rock when blast step is too long or too short

(a)blast step is too short (b)blast step is too long

总之，根据废石在端部出矿口出露的位置高度，容易判别废石来自顶面还是端部正面。如果废石出露部位较低且四周被矿石包裹，表明废石来自端部正面，此时崩矿步距过小，应加大崩矿步距；如果废石靠出矿口眉线呈“高位薄层”流出，表明废石来自顶面，此时崩矿

步距过大，应减小崩矿步距。合理的崩矿步距值，是使顶面与端部正面的废石同时到达出矿口，此时表现为废石出露得晚，一旦出现，就很快在出矿口占据较大的断面积，以较快的速度流出。

根据现场目测及实验结果，夏甸金矿采用 2.4m 的崩矿步距，边孔角取 50° ，孔径 60mm 最大限度的回收了矿石，减少了损失贫化，得到较好的经济效益。

第五章 低贫损分段崩落法开采方案及实施方案

无底柱分段崩落法具有高效低耗、高度机械化和结构简单等突出优点，在国内外大中型矿山得到广泛应用。但矿石损失贫化大的问题一直困扰着生产矿山，阻碍了该法的进一步推广和应用。长期以来，从采场结构、结构参数和出矿管理等方面进行了诸多的研究和改进，但收效不甚理想。

究其原因，同其它崩落法一样，无底柱分段崩落法矿石损失贫化大的主要原因是由于覆盖层下的放矿方式及其相应的采场结构参数不适应崩落矿岩的移动规律。本文应用随机介质理论，在物理模拟实验的基础上，分析了矿岩颗粒移动特性及无底柱分段崩落法矿石损失贫化大的原因，根据东北大学任凤玉教授提出的低贫损开采模式，进一步阐述了该模式降低无底柱分段崩落法损失与贫化的原理、理论依据、基本观点等。

5.1 低贫损开采模式的概念及其实质

低贫损开采的概念及实质最早是由东北大学资源与土木工程学院任凤玉教授首先提出来的。

所谓低贫损开采模式是指在开采放矿过程中，通过调整放矿方式，采用优化后的采场结构参数，以适应崩落矿石的移动规律。改善放矿条件，从而达到放出更多的纯矿石和控制废石放出。

无底柱分段崩落法每一分段垂直进路方向出矿口间距等于进路间距，由于进路间距较大，出矿结束时每两条进路之间存留一条较大的矿石脊部残留体。受此残留体影响，实际放出体体积只有一小部分位于出矿分段，绝大部分位于上一分段。这表明上一分段矿量的绝大部分需在下一分段回收。这种特征称之为“转段回收”。

设置回收进路是由无底柱分段崩落法“转段回收”特性要求,为充分回收近矿体下盘部位矿量,在矿石残留体下方的下盘围岩里开掘回收进路。优化后的采场结构参数是指应用随机介质理论研究的最新成果,通过测定矿岩散体流动参数和计算机仿真模拟确定的分段高度、进路间距、崩矿步距等。

低贫化放矿是指在上几个分段(进路在矿体中)采用见到废石就停止出矿的方式放矿;而在回收进路中采用截止品位放矿,最大限度地回收矿石。

合理设置下盘(或底板)矿量的回收工程,优化采场结构参数,以及限制废石漏斗的破裂是降低无底柱分段崩落法矿石损贫的关键所在。

5.2 低贫损开采模式两相散体移动中掺杂程度的实验分析

为查明矿岩接触面在下移过程中矿、岩块体的掺杂状况,我进行了放矿平面实验和立体实验,实验中用黑色颗粒代表废石,白色颗粒代表矿石,平面实验结果表明,矿石层采用依次全量放出,仅在放矿口附近黑白颗粒发生零星掺杂,其它部位黑白颗粒界线分明;立体实验研究表明,五个分段放矿结束后,一层一层地剥离上面的覆盖层(黑色颗粒)观察矿石(白色颗粒)的掺杂程度,发现整个采场矿石上部,矿石颗粒与废石颗粒的掺杂甚微,在接近矿石脊部残留体的顶点部位,矿岩颗粒发生零星掺杂,但直到矿石残留体中部,矿岩界线仍比较明显,最后接近进路顶板的位置时,矿岩颗粒的掺杂现象才比较明显。

5.3 低贫损开采模式的理论依据

随机介质理论认为:采场结构参数与放矿方式不适应崩落矿岩移动规律,是造成无底柱分段崩落法矿石损失贫化大的根本原因。减少放矿过程中废石的混入次数和数量,最大限度地回收矿石是低贫损开

采模式的指导思想。因此，随机介质理论是低贫损开采模式的理论基础。

归结起来，低贫损开采模式的理论依据主要有以下几点：

(1)崩落矿石堆体的形态与放出体形态一致的原则。

(2)无底柱分段崩落法的放矿空间是连续的，上面残留的矿石可于下面分段回收；残留矿石没有必要以增大废石混入为代价而一定在小步距或本分段回收。

(3)最大限度地保持废石漏斗的完整性，并降低矿岩的混杂程度，避免放矿时大量的废石多次混入。

(4)在客观条件允许的情况下充分回收矿石的数量。

5.4 低贫损开采模式降低矿石损失贫化的原理

对于实施低贫损开采模式的疑虑焦点主要集中在两个方面：一方面要保证充分回收矿石；另一方面要在保证充分回收矿石的前提下，从根本上解决矿石贫化大的问题。下面用崩落矿岩移动规律来分析这一问题。

放矿过程中，废石的混入过程可用矿岩接触面的移动过程来解说。而混入废石的来源，既取决矿岩接触面条件，又取决于放出体的形态。放出体的变化过程可用来分析放矿中废石的混入过程。由矿岩接触面所形成的放出漏斗称为废石漏斗。在统计意义上，废石漏斗之内为废石，之外全为矿石。

图 4.18 给出了废石漏斗形态。在整个放矿过程中，废石漏斗的变化过程如图 5.1 所示。随着矿石被放出，放出体不断扩大，废石漏斗不断地下移，当放出体位于矿石层之内时，废石漏斗尚未到达放矿口，此时放出的是纯矿石；当放出体的顶点刚达到矿岩接触面的原始位置时废石漏斗最低点恰好到达放出口，此时纯矿石放出量就达到最大值。再继续放出，废石漏斗顶点被放出，成为破裂漏斗，放出体伸入岩堆里，废石混入矿石里，进入贫化矿放出阶段，此后随着放出，破裂漏斗口断面不断地增大，放出废石的比例不断增大，从而使贫化矿

品位不断降低，直至达到截止品位不再放出。

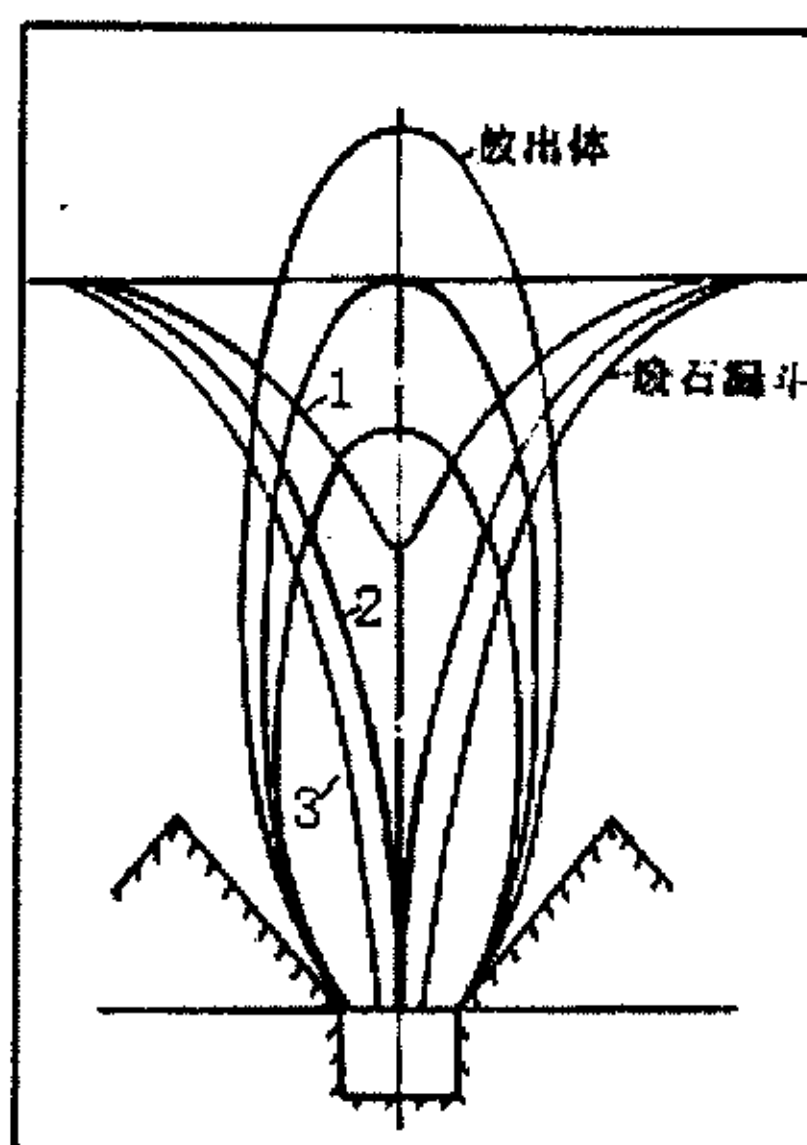


图 5.1 废石漏斗的变化过程

Fig 5.1 Changing process of wasted rock funnel

由 1、2、3 移动过程可见，矿石与岩石的混杂，发生在放矿口部位，是由于废石漏斗的破裂而引起。混杂的程度，取决于废石漏斗破裂口的断面与出矿口断面面积的相对比例，以及散体出口速度的分布特征。应当指出，废石漏斗尖部刚刚到达出矿口时横断面小，这并不意味着废石在近漏口处被压碎成碎块；废石漏斗边界是统计意义上的废石与矿石的交界面，其在漏斗口部位横断面积的大小，仅反映废石流出漏口的速率。换句话说，在放出口部位废石横断面内通过的体积流量，在统计意义上恰好等于废石的流出量。因此近放出口部位，当废石漏斗的横断面小于废石块尺寸时，下移的废石块与块之间拉开距离，使废石一块间隔一块地继续流出；当废石漏斗的横断面等于或大于废石块度，废石才能连续流出。

总之，从矿岩接触面的移动过程来分析矿、岩混杂，可以得出如下结论：废石漏斗在出矿口的破裂，引起废石与矿石的掺杂，废石漏斗破裂口的不断扩大，引起废石混入强度的不断增大。因此，限制废石漏斗的破裂是减少废石混入的根本途径。

采用截止品位放矿方式，在经济合理范围内，对矿、岩堆体形态

已经确定的单个步距来说，放出的矿石量最多；对矿岩接触面形态已经确定的单一段来说，残留于采场内的矿石量最少。但这种放矿方式每一步距都放出一些废石，整个矿块废石混入次数多、混入总量大，由此造成矿石贫化率大。

低贫化放矿的理论基础，除了消除废石漏斗的扩展外，主要是矿岩流动空间的连续性，即存留于采场内的崩落矿石不会被覆盖岩石阻隔、可于下面分段回收的性质；这种连续性允许有计划地出矿，避免以大量废石混入为代价去放出贫化矿石。而那些必须混着岩石才能放出的矿石，暂时留于采场，转到下分段摆脱废石掺杂，以纯矿石形式或少量混岩形式放出。从放矿管理角度来说，低贫化放矿的核心是扩大纯矿石放出量，减少贫化矿放出量。它将贫化矿的放出局限于辨认废石漏斗的过程中，一旦发现或估计到废石漏斗正常到达出矿口了，便停止放出。

低贫化放矿方式同样强调采场结构参数的重要性，只是着眼点与截止品位放矿方式有所不同，截止品位放矿方式的着眼点是本步距的盈利最大，而低贫化放矿方式则是在便于管理的基础上，着眼于整个采场（矿块或矿段）的盈利最大。由于矿石移动空间的连续性，采场总盈利最大只要求各个分段的总和最大，并不追求单个分段的盈利最佳。低贫化放矿方式对每一分段来说，只要求贫化矿放出量最小，纯矿石放出量最大，因此实施低贫化放矿时，采场结构参数准则可归结为：保证放出体与顶面及侧面矿岩接触面同时相切。

5.5 低贫损开采模式的工业实践

低贫损开采模式与传统的无底柱分段崩落法相比，并不改变传统的采矿工艺只是利用崩落矿岩散体的流动特性，通过调整放矿方式来降低矿石的贫化率；通过改善矿岩移动空间条件，以及增设回收进路来提高采出矿石量，有效地降低矿石的损失与贫化。显然，低贫损开采模式对采用无底柱分段崩落法的矿山来说具有可操作性。夏甸金矿正在进行该模式现场工业试验，试验初步效果良好，

5.5 结论

(1) 低贫损开采模式是降低无底柱分段崩落法矿石的损失与贫化的有效途径。

(2) 传统的无底柱分段崩落法矿石的损失与贫化大的主要原因是其放矿方式及其相应的采场结构参数不适应崩落矿岩的移动规律，必须加以改进和调整。

(3) 低贫损开采模式在采用无底柱分段崩落法的矿山具有可操作性，从根本上解决了矿石的损失与贫化大的问题。

5.6 无底柱低贫损分段崩落法实施方案

5.6.1 开采技术条件

夏甸金矿七号矿区为破碎带蚀变岩型金矿床，矿体与围岩无明显界线，构成矿体及顶底板围岩主要包括黄铁绢英岩、黄铁绢英岩碎裂岩、角砾岩、糜棱岩、蚀变片岩及蚀变闪长玢岩、花岗质碎裂岩，围岩较稳固， $f=8-10$ ，矿体不稳固但硬度较大，其硬度系数为 10-12。矿体品位、厚度变化较大，最大矿体厚度达 15.5 米，平均地质品位 5.78 克/吨，最高品位达 53.46 克/吨。矿石体重 2.87 吨/立方米，岩石体重 2.6 吨/立方米，矿石平均湿度 0.65%，平均安息角 38 度 18 分，表面摩擦角 25 度，松散系数 1.6，水文地质条件简单，估算坑内正常涌水量 1200 立方米/天，最大 1600 立方米/天。

5.6.2 实施方案

考虑到矿山具有的开采技术条件与矿岩的力学性质条件，最终确定Ⅶ号矿体采用无底柱分段崩落法，阶段高 35m，分段高 7m，进路间距 8m。上下分段进路呈菱形交错布置。

采准：Ⅶ号矿体下盘围岩稳固，因此各阶段运输巷道、分段运输联络巷道、采区溜井以及人行设备井等巷道均布置在下盘围岩中，进

路垂直走向布置，进路断面为 $2.5 \times 2.5 \text{ m}^2$ 。

切割：将切割巷道和切割井全部布置在靠近顶、底盘的矿石内。如图 5.2 所示。

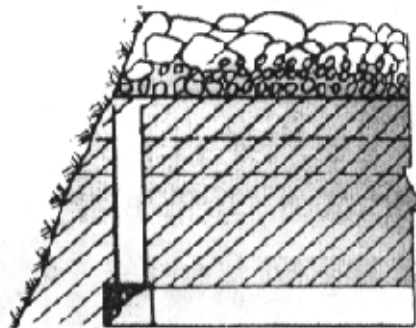


图 5.2 切割槽位置

Fig5.2 incision slot position

落矿：采用上向中深孔扇形布置。选用 YGZ-90 型凿岩机，炮孔布置如图。边孔角 50° ，孔径 $\phi 60\text{mm}$ ，最小抵抗线 1.2m ，崩矿步距 2.4m 。

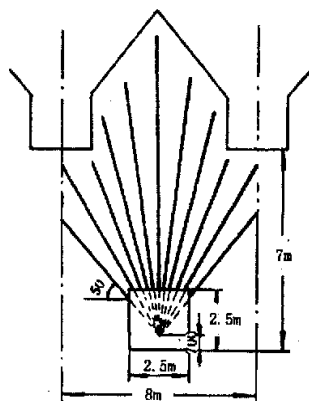


图 5.3 扇形中深孔布置

Fig 5.3 sector middle to deep hole design

放矿管理：采用低贫化放矿方式，对每一分段的回采工作有两方面要求：其一、尽量多地放出纯矿石，并尽可能减少岩石放出量；其二、本分段出矿形成的矿岩接触面形状，有利于为下分段回采创造良

好的矿石回收条件。这两条要求，对于分段高度和进路间距已经确定的实验矿块来说，归结为两点，一是调整崩矿步距尽可能增大纯矿石放出体，二是按量控制放出以限制废石漏斗的破裂。

5.6.3 实验矿块的设计

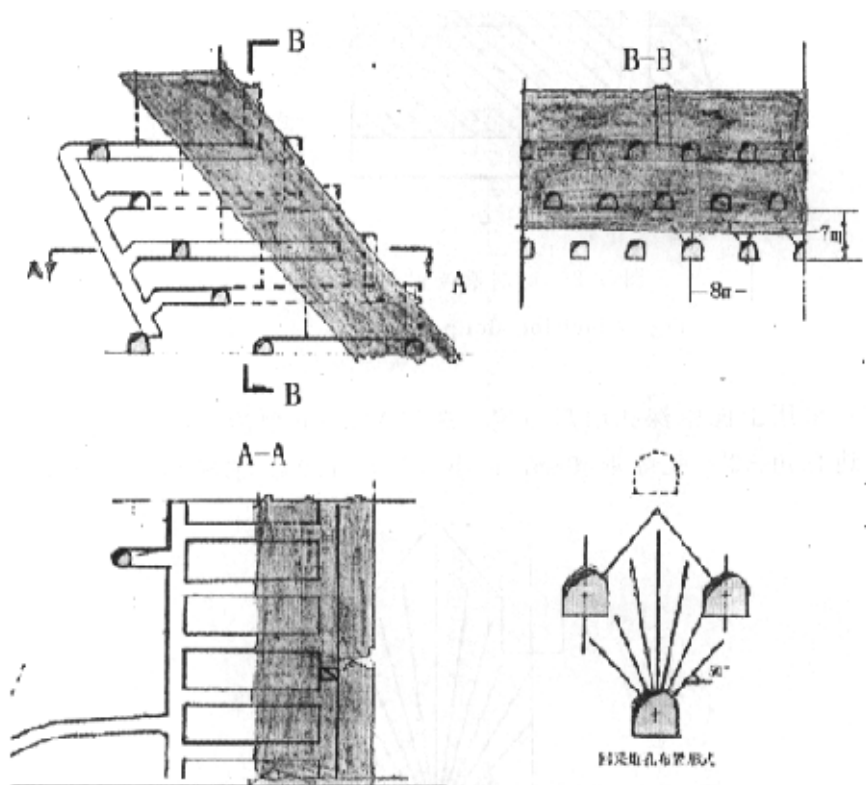


图 5.4 无底柱分段崩落法采场布置图

Fig 5.4 design of sublevel caving in Xiadian gold mine

采场布置如图 5.4 所示。图 5.5 是-364m 水平投影图。

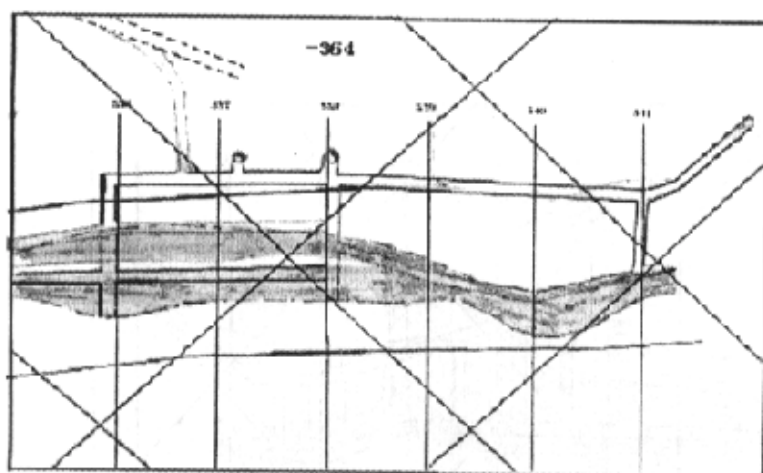


图 5.5 -364m 平面图

Fig 5.5 level profile on-364m

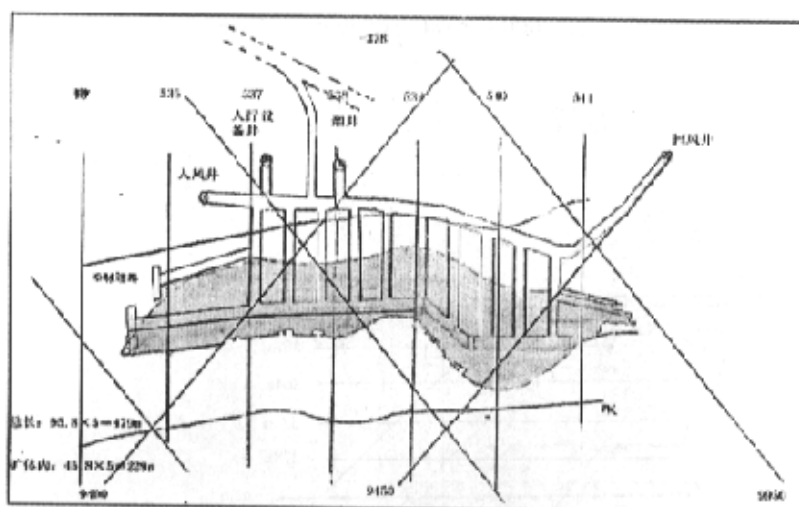


图 5.6 -378m 平面图

Fig 5.6 level profile on -378m

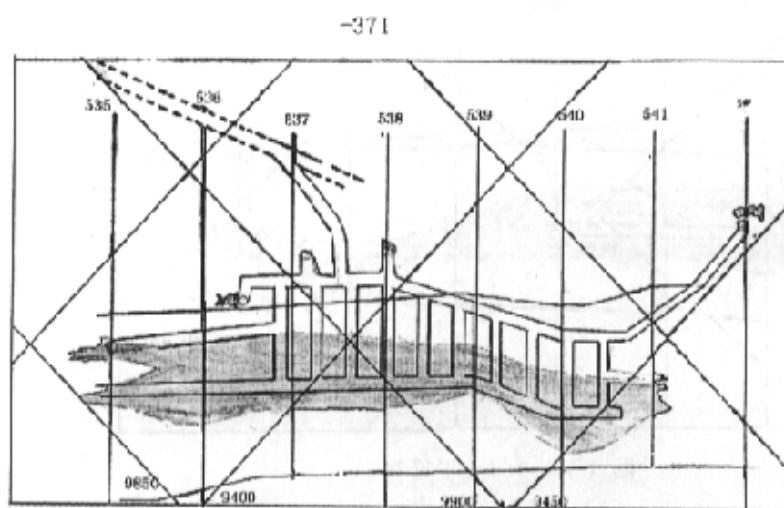


图 5.7 -371m 平面图

Fig5.7 level profile on -371m

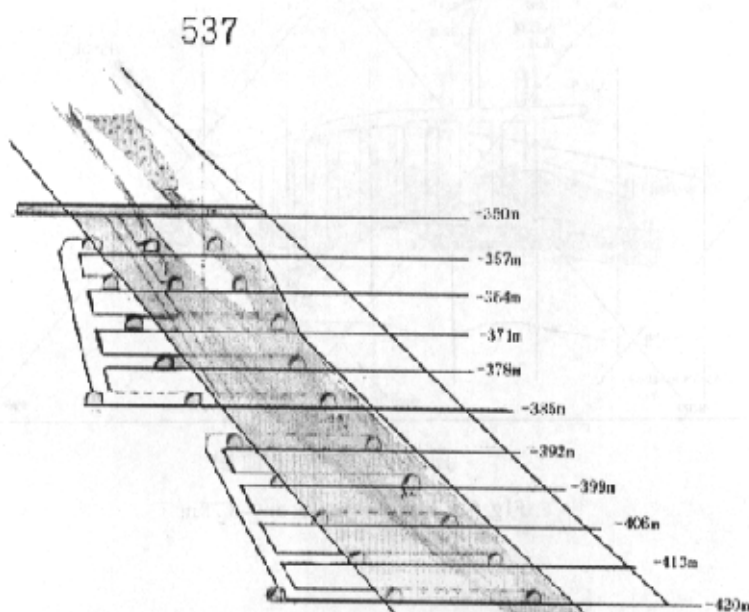


图 5.8 537 线剖面图

Fig 5.8 profile on 537 line

结论与展望

结论

1. 生产实践表明, 夏甸金矿原采用上向水平干式充填法存在成本高、安全性较差、效率低, 劳动强度大, 生产能力小、损失贫化大等缺陷, 已不能完全适应矿山生产需要。随着资源和开采技术条件的变化, 矿山需要进行采矿方法改造以提高生产能力, 不断降低损失贫化。

2. 本论文运用随机介质放矿理论, 结合矿山实际情况, 进行了大量的实验研究。采用室内实验测定散体流动参数的方法来推导结构参数。散体流动参数为 $\alpha=1.53904$ $\beta=0.7338$ $\alpha_1=0.9952$ $\beta_1=0.584$, 由此确定的分段高度和进路间距分别为 7m 和 8m, 崩矿步距确定为 2.4m。经过研究确定夏甸金矿 VII 号矿体采用无底柱分段崩落法。

3. 低贫损开采模式是降低无底柱分段崩落法矿石的损失与贫化的有效途径, 操作性好, 可从根本上解决了矿石的损失与贫化大的问题。为确保低贫损回收金矿资源, 采用低贫化放矿方式。

目前正在进行工业实验, 并已经初见成效。

展望

受传统观念限制, 在岩金矿山中一般不采用无底柱分段崩落法, 其原因是传统采矿模式认为无底柱分段崩落法回采的贫化损失率高。但是经过研究得出, 采用低贫化放矿方式, 能在大幅度提高矿山生产能力的同时, 很好地解决无底柱分段崩落法损失贫化大的问题, 成本低、效益突出, 安全可靠。本论文研究表明, 无底柱分段崩落法可有效应用于开采倾斜中厚及厚大岩金矿体。

参考文献

1. 刘兴国. 放矿理论基础[M], 北京: 冶金工业出版社, 1995
2. 赵庆和. 崩落采场放矿研究的现状和展望[J], 云南冶金, 2002, 31(3): 9-17
3. Г. М. 马拉霍夫. 崩落矿块的放矿[M], 北京: 冶金工业出版社, 1958
4. Куликов В. В., Выпуск рулы, 《Непра》, 1980
5. 刘兴国. 崩落采矿法放矿时矿石移动的基本规律[J], 有色金属, 1979, (4, 5)
6. 刘兴国. 放出体基本性质及其应用[J], 矿山技术, 1984, (1)
7. 李荣福. 放矿理论统一数学方程[J], 有色金属, 1983, (1): 1-8
8. 刘兴国, 王泳嘉. 归零量及其应用——放矿理论的一个新概念[J], 有色金属, 1984, (5)
9. 魏善力. 放出体形态的测定实验和研究[M], 北京: 北京科技大学, 1982
10. 苏宏志. 期望放出体表面间过度关系[J], 矿山技术, 1987, (5)
11. 任凤玉. 崩落法放矿矿岩移动方程及其应用[M], 沈阳: 东北工学院, 1984
12. Jerzy Litwiniszyn. Application of Equation of Stochastic Processes to Mechannics of Loose Bodies[J], Arch.Mech.Stos, 1956, (8): 393-411
13. 王泳嘉. 放矿理论研究的新方向——随机介质理论[J], 东工活页论文选, 1962, (8)
14. 任凤玉. 放矿随机介质理论及其实际应用[D], 沈阳: 东北大学, 1992
15. 任凤玉. 随机介质放矿理论及其应用[M], 北京: 冶金工业出版社, 1994
16. 王青, 史维祥. 采矿学[M], 北京: 冶金工业出版社, 2001
17. 张桂暄. 干式充填采矿法存在问题与改进实践[J], 黄金科学技术, 2002, (10)
18. 李文秀. 关于金矿开采地下充填问题研究[J], 黄金, 1996, (17)
19. 朱家桢. 关于放矿理论流体动力学模型的初步探讨[J], 金属矿山, 1983, (12)
20. 吕爱钟. 崩落矿块放矿的理论研究及其应用[D], 沈阳: 东北大学, 1992
- David Jolley. Computer Simulation of the Movement of Ore and Waste in an Underground Mining Pillar[J], the Canadian Mining and Metal. Bulletin, 1968, (67): 854~859