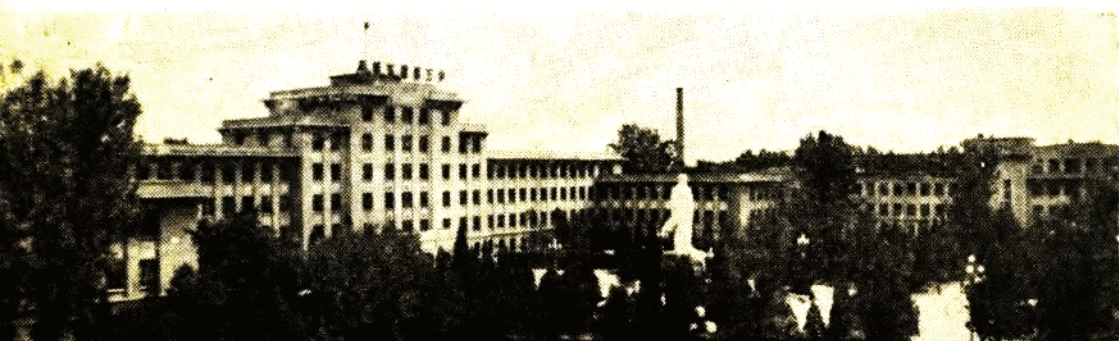


北 京 钢 铁 学 院

研究生硕士学位论文摘要汇编

(1982年度)



一九八二年十月

北京钢铁学院
首批硕士学位论文摘要汇编



一九八二年七月编印

B 027571

目 录

采矿工程专业

1. 利用复盖岩层下放矿岩移动规律来确定端部放矿参数.....廖全保(1)
2. 有底柱崩落采矿法脊部残留矿量形状的确定和损失贫化的研究.....杜士杰(4)
3. 边坡有限元分析及其在厂坝露天矿边坡预分析中的应用.....于继光(9)
4. 放出体形状的测定和研究.....魏善力(12)
5. 倾斜极厚矿体的有底柱阶段崩落法的合理放矿制度的研究.....张世雄(14)
6. 岩体边坡稳定性三维分析及电算程序.....周 云(16)

选矿工程专业

7. 工艺矿物浮选——包头稀土渣浮选研究.....王桂茗(18)

矿山机械工程专业

8. 液压凿岩机冲击器动力问题电算法.....周志鸿(20)
9. 液压凿岩机作业参数分析及其调节方法.....连之文(24)
10. 配油盘设计中油压反推力计算——有限差分法的应用.....王 政(26)

钢铁冶金专业

11. 包钢高炉结瘤问题研究.....高征铠(29)
12. 包钢高炉中碱金属和氟的循环及其对烧结矿和球团矿还原破损的影响.....毕学工(31)
13. 高炉风口循环区及高炉下部煤气运动特性的研究.....杨天钧(35)
14. 包头二流程铁水提钒试验.....姜钧普(37)
15. 固体粉状保护渣原料最佳组合格式的研究.....袁守谦(39)
16. 三孔喷枪结构对射流性态及冶炼工艺的影响.....刘 浏(41)
17. 含钒钛转炉渣的氧化镁溶解度.....欧昌俗(44)
18. 旋转圆柱法研究烧成白云石在含钒钛转炉渣中的损毁机理.....陈伟庆(50)
19. 铁水中Nb、Mn、P的分离.....赵虎田(53)
20. 钢液二次氧化的研究.....周华康(57)
21. 提高生产率,降低电耗的电渣重熔新工艺研究.....向大林(62)
22. 改革特殊钢浇注的新途径.....向大林(66)
23. 高合金钢液脱磷的研究.....杨印东(68)
24. 一些冶炼因素对OCr25Al5某些质量问题影响的探讨.....李士琦(72)

铸造专业

25. 稀土球化剂在铁水中的作用.....徐金城(74)

26. 大断面球铁石墨变态影响因素的研究.....罗暑生(78)
27. 白口铸铁的稀土变质处理试验研究.....吕述祖(81)
28. 稀土元素铈对钢的凝固和枝晶偏析的影响.....陈晓光(84)
29. 硫及造型材料对灰铁共晶膨胀力的影响.....吴伟力(87)

冶金热能工程专业

30. 平展射流气动特性及其形成机理的初步探讨.....李旭坚(91)
31. 空心刚玉球流化床中传热系数的研究.....焦晓渝(94)
32. 连续加热炉钢材加热在线数学模型的研究.....邵玉良(97)

金属材料及热处理专业

33. 4Si2Mn2钢回火马氏体脆性机制的研究.....朱 辰(101)
34. Fe-Ni及Fe-Ni-Si板条马氏体显微组织及晶体学特征的研究.....孙祖庆(103)
35. 硅对硅锰钼钢贝氏体组织形貌的影响.....杨一峰(106)
36. Fe-B及Fe-C-B系共晶的激光熔化激冷.....孙东志(108)
37. 合金优化设计方法探讨.....张克俭(110)
38. 高强度低温用钢形变热处理工艺对组织及机械性能的影响.....卢文增(113)
39. 高速钢经DYGS工艺处理后渗层的成份组织、结构与性能.....徐恒钧(116)
40. 含铈锰结构钢的高温回火脆性.....袁泽喜(119)
41. 低碳钢、低碳铈钢控制轧制中铁素体晶粒的细化.....戴品光(123)
42. 86CrMoV7钢贝氏体组织的氢脆观察.....吕梦仙(126)
43. 铈对高磷锰结构钢低温脆性的作用.....左演声(130)
44. 时效硬化高速钢的初步研究.....李忠厚(133)
45. 氮化层断裂及声发射特征研究.....何庆复(135)
46. 热强渗碳钢的初步研究.....毛卫民(137)
47. 由颈部长大公式的回归分析推断烧结初期的物质迁移机构.....果世驹(140)
48. 烧结初阶段物质迁移机构的研究.....高兆祖(143)
49. 金属液滴的冷凝速度及水雾化粉末颗粒形状的探讨.....张树格(145)
50. 粉末合金的液相压制.....张豪荣(149)
51. 压制时金属粉末的致密化及其变形.....冯炯华(152)
52. 高硼低碳对两种镍基铸造高温合金组织和性能的影响.....王怀东(154)
53. GH220合金弯曲晶界的研究.....苏永安(157)
54. 某些微量元素对GH132合金中温塑性的影响.....于永泗(160)
55. 非晶态软磁畴结构及损耗异常现象的研究.....向传三(164)
56. 阶段时效过程中Sm(Co、Cu、Fe、Zr)7.4永磁合金的显微组织和磁性.....孙光飞(167)

压力加工专业

57. 关于板形理论若干问题的研究 潘显华(169)
58. 圆孔型长芯棒轧管时芯棒上单位压力分布的研究 阎蜀琴(176)
59. 轧制工艺参数对低碳钢奥氏体相变温度的影响 卢红(187)
60. 关于最小可轧厚度理论及在小直径多辊轧机上宽极薄带轧制可能性的探讨 陈建(189)
61. 纵轧延伸时圆管料在异型孔型中的变形 高洪深(191)
62. 板带轧制压扁弧长的研究 葆鸿熙(193)
63. 单导盘剪辊斜轧穿孔机工艺理论研究 王檀(197)
64. 拉力芯棒斜轧延伸工艺研究 孙中建(200)
65. 冷连轧动态规格变换理论和工艺的研究及基本轧制参数的测定 郭惠久(203)
66. 平板冷轧边界条件和压力分布理论解 李孟贤(206)
67. 连轧管前后“竹节”形成机理的探讨 吴昕(209)
68. 动态变形抗力的测定及数学模型 许敦颐(211)
69. 异步冷轧实验研究 吕应曾(214)

冶金机械专业

70. 带钢热轧工作辊温度场、热应力和热变形 徐金梧(219)
71. 四辊轧机辊间压力的有限元计算与轧辊接触应力的分析 周培琨(221)
72. 轧制力检测方法的研究 梁志远(224)
73. 横轧力参数的实验研究 朱超甫(227)
74. 降低轧钢机主传动动载和过载保护的研究 李谋渭(230)

金属物理专业

75. 取向硅钢片压头的工作机理、工作特性及取向的影响 徐祖雄(237)
76. Fe-Si-C合金中的碳化物沉淀 陶正兴(240)
77. 单晶中疲劳裂纹的扩展方式及动力学 佟兆雄(242)
78. 自然铜的再结晶和晶粒长大 余崇礼(245)
79. InCo1y901合金中 η 相与 γ 基体间部分共格相界面的电子显微镜研究 王蓉(248)
80. 镍对20MnNb(半)力学性能的影响 赵瑞宁(252)
81. AlZnMgCu合金的应力腐蚀和氢致裂纹研究 王燕斌(254)
82. V_4C_3 沉淀对铁素体亚晶结构形成及回复再结晶的影响 李树尘(256)
83. 氢区熔硅单晶的范性形变 何永政(258)
84. 用穆斯堡尔谱学等方法研究FeNiAlTi半硬磁合金的回火过程 马光文(261)
85. 形变 Ni_3Mn 的磁学和正电子湮灭谱学研究 徐安秦(265)

冶金物理化学专业

86. 铁水中氧化稀土脱硫的研究 杨广禄(267)

87. Fe-Nb-O系Nb活度及有关热力学数据的测定.....谭赞麟(270)
88. 纯铁液中Y-O、Nd-S-O及Nd-S平衡常数的测定.....项长祥(274)
89. 氧化稀土在高炉生铁炉外脱硫上的应用.....李联生(277)
90. 固体电解质氧浓差电池测定Fe-Nb-Si-O液态溶液中Si对Nb的活度相
 相互作用系数 $e_{\text{Nb}}^{\text{Si}}$ 胡明甫(280)
91. 铁液中铈-硫, 铈-硫-氧平衡常数的测定.....董元笔(283)
92. Fe-Nb-Mn系铁的活度的测定.....王济舫(285)

分析化学专业

93. Grimm型低气压辉光放电电源某些基本特性研究.....陈舜乐(289)

工业自动化专业

94. 用微型计算机控制直流电机可逆调速系统.....齐家国(291)
 95. 带有观测器的可控硅传动系统最优控制.....李 凯(294)
 96. 六机架热连轧机动特性仿真分析.....李英符(296)
-

利用复盖岩层下放矿矿岩移动 规律来确定端部放矿参数

(采矿工程专业)

研究生 廖全保

指导教师 童光照 熊国华

通过日期 1981.3.25.

对于复盖岩层下放矿矿岩移动规律的研究,国内外学者作了大量的工作。其中认为放出体形状近似椭球体,以其为基础研究矿岩移动规律的占主导地位。苏联学者Г.М.马拉霍夫通过实验证明了放出体近似椭球体,可以用椭球体的偏心率(e)来表征放出体的形状。同时还证明了放出椭球体的偏心率是随放出体的高度(H)增加而增大。但他在研究复盖岩层下放矿矿岩移动规律时,有时将不同高度的放出体偏心率处理为常数,计算时误差很大。B. B. 库里柯夫又假设矿岩颗粒移动轨迹为抛物线,推出松散材料指标 $P(P = \frac{b^2}{a})$ 是常数,以此为基础来研究复盖岩层下放矿矿岩移动的规律。国内学者对矿岩移动规律作了大量的研究工作,为了工程计算的方便,将矿岩颗粒移动轨迹简化处理为直线,对矿岩颗粒移动作了更为详尽的研究。由于将颗粒移动轨迹视为直线,则等同于将不同放出高度的放出体偏心率视为不变。计算时误差很大。

综上,本文以实验为基础,作了如下几方面的工作:

一、证明了在复盖岩层下放矿过程中,矿岩颗粒移动轨迹不是抛物线,松散材料的松散指标 $P(P = \frac{b^2}{a})$ 亦不是常数。将颗粒移动轨迹简化处理为直线时,误差很大。

经过反复实验,发现放出椭球体长、短半轴(a, b)的变化近似地呈线性关系。例如底部漏斗放矿时有

$$a = mb + n_0 \quad (1)$$

无底柱进路放矿时有

$$a = m_1 b + n_1, \quad (2)$$

$$a = m_2 c + n_2. \quad (3)$$

式中: c 是端部放矿时放出椭球体纵剖面上短半轴,

m, n, m_1, n_1, m_2, n_2 均通过实验测出。

以公式(1)、(2)、(3)为基础,提出了表征放出体重要参数偏心率(e)随放矿高度(H)变化的关系式。例如:

底部漏斗放矿时有

$$\epsilon = \sqrt{1 - \frac{1}{m^2} + \frac{4n}{m^2 H} - \frac{4n^2}{m^2 H^2}} \quad (4)$$

无底柱端部放矿时有

$$\epsilon_b = \sqrt{1 - \frac{1}{m_1^2} + \frac{4n_1}{m_1^2 H} - \frac{4n_1^2}{m_1^2 H^2}} \quad (5)$$

$$\epsilon_c = \sqrt{1 - \frac{1}{m_2^2} + \frac{4n_2}{m_2^2 H} - \frac{4n_2^2}{m_2^2 H^2}} \quad (6)$$

式中: ϵ_b 、 ϵ_c 分别为端部放出体横、纵剖面椭圆偏心率

二、以上述研究结果为基础,利用放出椭球体和移动椭球体之间的过渡关系及相关关系,推导了复盖岩层下放矿矿岩移动规律的计算公式。

仅以底部漏斗放矿为例,移动点 $A_0(x_0, y_0)$ 在放出矿量 Q_t 后到达新位置的纵座标

$$x = \sqrt[3]{-\frac{Q}{2} + \sqrt{\left(\frac{Q}{2}\right)^2 + \left(\frac{P}{3}\right)^3}} + \sqrt[3]{-\frac{Q}{2} - \sqrt{\left(\frac{Q}{2}\right)^2 + \left(\frac{P}{3}\right)^3}} - \frac{A}{3} \quad (7)$$

式中: $A = -\frac{4nX_0}{H_0}$;

$$P = B - \frac{A^2}{3};$$

$$Q = C + \frac{2}{27} A^3 - \frac{AB}{3};$$

$$B = -\frac{4n^2 x_0^2}{H_0^2} + 3m^2 r^2 \frac{x_0^2}{H_0^2};$$

$$C = -\eta m^2 x_0^3 \left[(1 - \epsilon_0^2) - (1 - \epsilon_t^2) \frac{H_t^3}{H_0^3} + \frac{3r^2}{H_0^2} - 3r^2 \frac{H_t}{H_0^3} \right];$$

H_0 ——其母线过点 A_0 的移动椭球体高度;

r ——漏斗半径;

η ——二次松散系数;

ϵ_0 、 ϵ_t 分别为移动椭球体和放出椭球体的偏心率

移动点 $A_0(x_0, y_0)$ 在放出体积 Q_t 后到达新位置的横座标

$$y = \pm \sqrt{(1 - \epsilon^2)(H - x)x} \quad (8)$$

三、利用复盖岩层下放矿矿岩移动规律,初步探讨了关于无底柱端部放矿中有关参数(放矿步距、截止放矿高度)的合理确定问题。由于矿山具体条件各异,为讨论问题的方便,以我国较常采用的结构参数,即分段高度10米,进路间距10米,进路端壁倾角 90° ,进路断面 4×3 米²为例,对放矿过程进行了数学模拟。数学模拟工作是通过电子计算机计算进行的。即对各种不同的放矿步距和不同的截止放矿高度的放矿方案,通过数学模拟,求出合理的端部放矿参数。

为了对数学模拟的正确性和可靠性进行检验,利用了1:100的立体模型,所用松散材料的特性与数学模拟中的相同,设立不同的对照组作了对比实验。实验过程中,对矿岩颗粒移

动进行了观察记录。经与数学模拟计算结果对照，结果基本吻合，误差在工程计算允许范围之内。另外，由模型实验不同对照组得出的合理放矿参数的结果与数学模拟得出的合理放矿参数的结果完全一致。

实验结果证明，利用放出体长、短半轴随放矿高度变化的近似线性关系，描述放出椭球体重要参数偏心率，使所得计算结果更趋接近实际。由此推出的有关复盖岩层下放矿矿岩移动规律的计算公式是可靠的。这一研究结果，使采用电子计算机模拟放矿过程具有可能。它可以大大地减少模型实验及矿山现场实验的工作量。而且能获得更为接近实际的结果。本文推导的计算复盖岩层下放矿矿岩移动规律的计算公式略为复杂，但由于采用电子计算机进行数学模拟计算，使这一缺点得以克服。

有底柱崩落采矿法脊部残留矿量形状 的确定和损失贫化的研究

(采矿工程专业)

研 究 生 杜士杰

指导教师 童光煦 熊国华

通过日期 1981.3.25.

本文的主要内容分为如下几个部分:

一、对有关颗粒运动轨迹方程和放出漏斗方程的评价;

这一部分主要是对有关放矿理论做了综合性的评述,指出了它们存在的优缺点和适用范围,并为以后的放矿理论研究确定了方向。

二、松散颗粒运动轨迹方程和放出漏斗方程的推导;

文章中所推导的公式是以马拉霍夫的椭球体理论为基础的,而且假定松散介质的运动是连续的,并符合库里科夫提出的椭球体的过渡原理和相关关系原理。作者认为松散颗粒在移动中的各个位置只与颗粒点的原始位置和放出矿量有关,而与运动所经过的路径无关。

1.由椭球体过渡原理和相关关系原理求得点的运动轨迹方程为:

$$x = \left(\eta \frac{1 - \epsilon_0^2}{1 - \epsilon^2} - \eta \frac{1 - \epsilon_f^2}{1 - \epsilon^2} \frac{H_f^3}{H_0^3} \right)^{\frac{1}{3}} x_0, \quad (2-1)$$

$$y = \left(\frac{1 - \epsilon^2}{1 - \epsilon_0^2} \right)^{\frac{1}{2}} \left(\eta \frac{1 - \epsilon_0^2}{1 - \epsilon^2} - \eta \frac{1 - \epsilon_f^2}{1 - \epsilon^2} \frac{H_f^3}{H_0^3} \right)^{\frac{1}{3}} y_0, \quad (2-2)$$

$$H_0 = x_0 + \frac{y_0^2}{x_0(1 - \epsilon_0^2)}, \quad (3-3)$$

式中: x_0, y_0 ——运动颗粒的原始位置值;

H_f, ϵ_f ——放出椭球体高度和偏心率;

ϵ_0 ——过点 x_0, y_0 的移动椭球体偏心率;

ϵ ——任一移动椭球体的偏心率;

η ——二次松散系数。

由于 ϵ_0 和 ϵ 为未知数,所以公式不能计算,当令 $\epsilon_0 = \epsilon = \epsilon_f$ 时公式变为:

$$x = \left(\eta - \eta \frac{H_f^3}{H_0^3} \right)^{\frac{1}{3}} x_0, \quad (2-4)$$

$$y = \left(\eta - \eta \frac{H_f^3}{H_0^3} \right)^{\frac{1}{3}} y_0, \quad (2-5)$$

$$H = x_0 + \frac{y_0^2}{x_0(1 - \varepsilon_f^2)} \quad (2-6)$$

这些就是刘兴国老师推导的在特殊条件下的颗粒运动轨迹方程。由于实际上 ε_s 、 ε 、 ε_f 相差较大，所以公式计算出的值误差也较大。

2. 由实验证明椭球体伸长系数的平方 $mk = \frac{b^2}{a^2}$ 与放出高度 H 成直线关系，由直线回归方程可求得其间的关系式为：

$$mk = \frac{H}{K} + D \quad \text{或} \quad 1 - \varepsilon^2 = \frac{K}{H + KD} \quad (2-7)$$

式中： K, D ——与松散介质性质有关的常数。

将 (2-7) 式代入 (2-1)、(2-2) 和 (2-3) 式可求得如下形式的方程：

$$x = \left(m\eta \right)^{\frac{1}{2}} \left(1 - n \frac{H_f^2}{H_0^2} \right)^{\frac{1}{2}} x_0, \quad (2-8)$$

$$y = \left(\eta/m \right)^{\frac{1}{4}} \left(1 - n \frac{H_f^2}{H_0^2} \right)^{\frac{1}{4}} y_0, \quad (2-9)$$

$$H_0 = \frac{x_0^2 + Dy_0^2}{x_0 - y_0^2/K}, \quad (2-10)$$

$$\text{式中：} \quad m = \frac{H_0(H + KD)}{H(H_0 + KD)} \geq 1, \quad n = \frac{H_f(H_0 + KD)}{H_0(H_f + KD)} \leq 1。$$

H 值可由下述方程求得：

$$H^2 - \eta AH + \eta B = 0, \quad (2-11)$$

$$\text{式中：} \quad A = \left(1 - \frac{KD}{H_0 + KD} \right) \left(H_0^2 - \frac{H_0 + KD}{H_f + KD} \cdot \frac{H_f^2}{H_0} \right)$$

$$B = KD \left(\frac{H_0^3}{H_0 + KD} - \frac{H_f^3}{H_f + KD} \right)$$

当 $m = n = 1$ 时，即 $D = 0$ 时，可得式。

4. 放出漏斗方程的推导:

由移动漏斗方程和相关关系方程可求得移动漏斗方程为:

$$y^2 = \frac{KH}{H+KD} \left(1 - \frac{1}{H_f} \sqrt{\frac{H_0(H_f+KD)}{H_f(H_0+KD)}} x_0^2 - \frac{H(H_0+KD)}{\eta H_0(H+KD)} x^2 \right) x, \quad (2-14)$$

当 $x_0 = H_f$ 时, 即为放出漏斗方程:

$$y^2 = \frac{KH}{H+KD} \left(1 - \frac{1}{H_f} \sqrt{\frac{H_0(H_f+KD)}{H_f(H_0+KD)}} \cdot H_f - \frac{H(H_0+KD)}{\eta H_0(H+KD)} x^2 \right) x, \quad (2-15)$$

当 $D=0$ 时, 则有:

$$y^2 = K \left(1 - \frac{1}{H_f} \sqrt{x_0^2 - \frac{1}{\eta} x^2} \right) x \quad \text{和}$$

$$y^2 = K \left(1 - \frac{1}{H_f} \sqrt{H_f^2 - \frac{1}{\eta} x^2} \right) x_0.$$

此式即为库里科夫推导的放出漏斗和移动漏斗方程。

5. 电子计算机在数学模拟放矿中的应用:

用前面推导出的公式作为数学模拟, 在求多漏口放矿时在贫化前残留于脊部的矿量的形状和高度时, 可用计算机进行, 这样大大加快运算速度, 用于各种方案的分析对比。一般应用时分为两种情况:

(1) 等量均匀顺序放矿;

(2) 依次放矿。

框图和程序参看论文, 此处略。

三、采场的损失和贫化的研究:

1. 从贫化开始到放矿终止时放出矿量与损失贫化的计算:

文中介绍了一种在等量均匀放矿条件下, 采场最终的放矿量和损失、贫化率的计算方法, 此法简单实用, 具有一般的意义, 比起以往各个学者介绍的方法更能反映实际情况。

(图略)

贫化前残留在放矿漏口间脊部矿量为:

$$V_{残} = 0.433(1 - \varepsilon_f^2) H_f^3 = 0.433 H_f S^2, \quad (3-1)$$

此时侵入的废石漏斗体积为:

$$V_{废} = (hj - 0.433 H_f) S^2. \quad (3-2)$$

放矿结束时脊部残留矿量的高度为:

$$h_{终} = \left(\frac{S}{2} - r \right) \operatorname{tg} \alpha \quad (3-3)$$

式中: S^2 ——每个放矿漏口负担的面积;

r ——漏口的半径;

α ——放矿终止角, 一般为 $70^\circ \sim 80^\circ$;

H_f ——放矿极限高度。

(1) 求放矿结束时的总贫化量:

一个漏口在放矿结束时放出体的高度为:

$$H_{f2} = \sqrt{1 - \frac{4h_{终}^2}{\eta(h_f + h_{终})^2}} \cdot H_{011}, \quad (3-4)$$

式中: $H_{011} = \frac{(h_1 + h_{\text{终}})^2 + 4Dy_{011}^2}{2(h_1 + h_{\text{终}}) - 4y_{011}^2/K}$,

$$y_{011} = S \left[1 - \frac{1}{2} \eta^{\frac{1}{4}} \left(1 - \frac{H_{f1}^2}{H_{011}^2} \right) \right].$$

此时侵入的废石漏斗体积为:

$$V_{\text{侵}} = \pi H_f (1 - \varepsilon_f^2) \left[\frac{1}{2} H_B^2 + \frac{(\eta H_f^2 - H_B^2)^{\frac{3}{2}}}{3\sqrt{\eta} H_f} - \frac{1}{3} \eta H_f^3 \right]. \quad (3-5)$$

此时伸入废石层的椭球冠的体积为:

$$V_{\text{冠}} = \frac{\pi}{4} H_{f2}^2 \left[\frac{5}{6} H_{f2} - H_B + \frac{(2H_B - H_{f2})^3}{6H_{f2}} \right], \quad (3-6)$$

H_B 由下述方程求得:

$$\left(1 + \frac{1}{\eta} \right) x^2 + 2(H_f - H_{f2})x - H_{f2}(2H_f - H_{f2}) = 0, \quad (3-7)$$

式中的 x 即为 H_B 之值。

放出的总废石量为:

$$V_{\text{废总}} = V_{\text{侵}} + V_{\text{冠}}. \quad (3-8)$$

从一个漏口放出的矿岩总量为:

$$Q_{f\text{总}} = \frac{\pi}{6} (1 - \varepsilon_f^2) (H_f^3 + H_{f2}^3) + \frac{\pi}{2} r^2 (H_f + H_{f2}). \quad (3-9)$$

总的体积贫化率为:

$$P_{\text{总}} = \frac{V_{\text{废总}}}{Q_{f\text{总}}} \times 100\%. \quad (3-10)$$

(2) 求最终的损失矿量:

从一个漏口回收的矿石量为:

$$Q_{f\text{纯}} = Q_{f\text{总}} - V_{\text{废总}}.$$

残留的损失矿量为

$$Q_{\text{损}} = Q - Q_{f\text{纯}} = H_f S^2 - Q_{f\text{纯}}. \quad (3-11)$$

矿石的体积回收率为:

$$H_{\text{回}} = \frac{Q_{f\text{纯}}}{H_f S^2} \times 100\%. \quad (3-12)$$

2. 影响脊部残留矿量的各因素分析:

文中从两个方面分析了有底部结构崩落采矿法采场布置形式对脊部残留矿量的影响, 认为: 在出矿巷道和底部结构布置时, 不仅要考虑各参数的尺寸大小, 而且要考虑它们之间的配合关系, 只有在最优的配合条件下, 采场的贫化和损失才能达到最优的效果。

3. 松散介质密度对放矿的影响:

为了求得松散介质密度对脊部损失的影响, 在实验室做了不同密度对放出体影响的实验, 通过实验得出如下几点结论:

(1) 放出椭球体的偏心率随介质密度的增加而增大, 密度每增加 $0.1 \text{克}/\text{cm}^3$, 偏心率平均增加 0.052 ;

(2) 放出矿量随密度的增加而减少, 在本实验的条件下, 密度每增加 $0.1 \text{克}/\text{cm}^3$, 放出矿量即减少 23% 左右;

(3) 随着密度增加二次松散系数也增加,在本实验的条件下,密度每增加0.1克/cm³,二次松散系数增加0.05左右;

(4) 随着密度的增加,漏口间脊部残留矿量的高度也增大,密度每增加 0.1克/cm³,脊部残留高度就会增大7.3cm。

由前面推导的公式可知,随着二次松散系数和偏心率的增加,松散介质的移动范围就要减小,放出的矿量也随着减少,脊部残留矿量就会增大,放出漏斗变得狭小瘦长,对放矿十分不利。这在挤压爆破落矿的采矿法中,由于松散介质的密度大,所以对放矿非常不利。

4. 倾斜矿体底盘放矿漏口最佳位置的确定方法:

文中以最优的经济效果为基础推导出了确定底盘放矿漏口最佳位置的公式为:

$$H_{fs} = \frac{\frac{2h}{\sqrt{A_1}} \operatorname{tg} \alpha \left(1 + \frac{K_1}{K} \right)}{\frac{3}{2\sqrt{A_1}} \operatorname{tg} \alpha \left(1 + \frac{K_1}{K} \right) + \frac{K_1 - K}{K}},$$

$$S = b_1 + b_3,$$

式中: H_{fs} ——底盘放矿漏口与矿岩接触面的垂直距离;

$$h = H \left(\frac{1 - \frac{5}{12} \sqrt{1 - \varepsilon_f^2} \operatorname{tg} \alpha}{1 + \frac{1}{2} \sqrt{1 - \varepsilon_f^2} \operatorname{tg} \alpha} \right);$$

H ——分段高度;

α ——矿体偏角;

A_1 —— $(1 - \varepsilon f^2) + \operatorname{tg}^2 \alpha$;

K ——多回收一吨矿石的赢利,元;

K_1 ——多出一吨废石付出的成本,元。

边坡有限元分析及其在厂坝 露天矿边坡预分析中的应用

(采矿工程专业)

研究生 于继光

指导教师 廖国华

通过日期 1981.11.20

本文以兰州白银有色金属公司成县厂坝铅锌矿边坡稳定性研究课题中的厂坝露天矿北帮边坡为背景,探讨了岩石力学领域中数值计算方法——有限单元法在边坡工程中的应用问题。其中包括如何在已知应力、位移场的情况下,找出最危险的潜在滑动面,对边坡稳定性给出定量的评价;文章对模拟开挖理论及释放荷载理论进行了探讨,并以北帮边坡为背景对边坡分步开挖计算模型与一次成形计算模型进行了对比;并用边坡分步开挖的计算结果对厂坝露天矿生产过程中的各个阶段及最终边坡的稳定性给出了定量的分析,为设计及生产提供了一定的理论依据。

文章对有限元法应用于边坡工程中的历史及现状进行了回顾及评述,认为现行的有限元计算多局限于不加释放荷载而按边坡最终形状进行一次成形计算,此法没有考虑在边坡形成过程中应力、位移场的变化情况,与边坡的实际情况有较大的差距,只能解决边坡内应力、位移场的分布情况,但不能找出边坡内最危险的潜在滑动面,对边坡的稳定性作出定量的分析。对上述问题,国外虽有人作了一定的理论探讨,但仍不完善,且没有应用到工程问题中的实例。

论文根据实验情况选择直线型 Coulomb 准则作为判断岩体破坏的强度准则,按如下两种方法对边坡稳定性进行分析:

(1)根据 Coulomb 准则,找出在现有应力状态下的每个单元最有可能的潜在破坏面方向,然后求出破坏面上的法应力及剪应力,求出每个单元的安全系数,作出边坡的安全系数等值线图。此方法可使对边坡的稳定情况有一个全局性的了解,并可找出边坡内最危险的点。

(2)如第一种方法,首先求出每个单元可能的潜在破坏面方向。在坡面上选择适宜的起始点,作出此单元的破坏面与相邻单元交于一点,以交点为起点,求出相邻单元的破坏面方向,以此类推,直至与坡顶相交出露为止,如此定出数条潜在破坏面来。然后求出每条潜在破坏面的安全系数,其中最小者为最危险的潜在破坏面,其值大于1者为安全,反之则危险。此方法可找出边坡内潜在滑动面,对边坡的稳定性作出定量的分析。

计算所用程序原为西安矿业学院刘怀恒所编岩石力学问题的静载非线性平面等参四边

形单元有限元程序。原为BD—200语言,用于6912机运行计算。为适应本次工作需要。作者与人合作将其编译为FORTRAN语言,用于M-150机使用,并对其中部分程序段进行了修改,加入了求解破坏面方向及破坏面上应力以及求解安全系数的程序段。

计算模型共划分864个单元,923个节点。对于分步开挖计算模型,按矿山的开采设计方案沿每次开挖边界将其划分为七步在每次新形成边界上施加释放荷载进行计算。对于一次开挖计算模型,按边坡最终形状施加释放荷载进行一次计算。岩石的物理力学参数是通过单轴抗压、抗拉试验并进行适当修正后得出的。

本文对计算结果进行了综合分析并得出结论。

(1) 分步开挖与一次开挖计算模型结果比较

分步开挖计算模型水平位移,水平应力均小于一次开挖模型。垂直位移大于一次开挖模型。分步开挖模型破坏面起点发生在第三个台阶,离山头73米处出露,安全系数为2.619;一次计算模型破坏面起点发生在露天坑坡脚处,离山头105米处出露,安全系数为2.515。前者破坏面位置提高约30米,安全系数提高4.1%。

从对比中可看出,两种计算模型有较大的差异。其差异随着深度及靠近坡面远近程度而变化。分析产生差异的原因,主要是由于两种计算模型的加载边界条件不同而引起挖去部份应力场变化而造成的。

故得出如下结论:在进行边坡有限元法的应力、应变分析时,按照边坡的实际施工顺序进行模拟开挖步骤的分步计算可得出比较合乎实际情况的结果。

(2) 厂坝露天矿边坡稳定性分析及意见

当第一次开挖完成后,在原自然坡脚处发生较大的位移。当第三次开挖完成后,自然坡脚处位移量基本达到最大值。当最终边坡形成后,北帮上部自然坡位移与第三次开挖差异不大。原岩应力场在靠近自然坡坡面处均垂直于坡面,在坡脚处有较大的压应力集中。当第一次开挖完成后,应力场有较大的变化,在坡脚处产生较大的拉应力。当第三次开挖完成后,在先期已形成的坡面处及山体中应力场变化甚微,基本与第一次开挖应力场一致,但在自然坡脚处拉应力区扩大。继续开采到最终边坡形成,随采深的增加,下部主应力方向不变数值继续增大,但自然坡脚处及边坡上部应力不再增大。在露天矿未开采前,自然坡潜在破坏面安全系数为3.720,第一次开挖完成后,潜在破坏面安全系数为2.782,当第三次开挖完成后,潜在破坏面安全系数为2.697,当第五次开挖完成后,安全系数为2.624,当最终边坡形成后,安全系数为2.619,破坏面的位置随开采深度下降逐渐向下推移。由以上位移、应力、安全系数分析情况可看出,边坡稳定性主要受前三次开挖的影响,这主要是由上部自然坡地形所引起。

根据以上分析,提出如下几点意见:

在矿山开采过程中,尤其是在生产的前期要搞好监测工作,如第五次开采完成后边坡稳定情况良好,继续开采预计不会发生大的失稳现象。 F_1 为两种岩石分界线之间的软弱夹层,其通过地段安全系数较小,但因其倾向与坡面相反,故对边坡稳定性影响不十分显著。在爆破震动力及水压力等因素的作用下,边坡的稳定情况必将受到影响,所以控制爆破的工作从一开始就要引起足够的重视。在基建阶段要避免使用大爆破的方法。由于自然坡脚处出现较大的拉应力,在坡脚处可能出现与坡面平行的张裂缝,使坡脚岩石剥落。此坡脚的稳固与否对上部山坡起着决定性的作用。如出现此种情况,应在变形开始稳定的第

多
三次开采完成后对此坡脚实施加固为宜。要作好岩石物理力学性质的现场测定工作，尤其是作好对C值的测定工作。

本文所得结果为该矿山边坡设计提供了一定的理论依据，已被承担该矿边坡研究工作的单位采用。