

分类号.....

密级

UDC

编号

中南大學

CENTRAL SOUTH UNIVERSITY

硕士学位论文

论文题目 **公路下磷矿开采的有限元分析**

学科、专业

采矿工程

研究生姓名

宋友红

导师姓名及
专业技术职务

李夕兵教授

摘 要

本文基于有限元基本原理，利用有限元软件ANSYS，结合贵州开阳磷矿金阳公路下开采的实际工程，对设计的三种不同采矿方案进行了有限元数值模拟，利用能量释放率这一参数分析了采场的稳定性状况，评价了三种不同采矿方案对金阳公路所产生的影响，根据分析结果得出一种最优的采矿方案，既保证金阳公路的安全运行，又能使磷矿石损失率达到最小，为开阳磷矿开采方案的选择提供了可靠的理论依据。

针对开阳磷矿复杂的地质背景和不同的岩石类型，对具有代表性的顶盘白云岩、磷矿石、底盘砂岩和页岩进行了岩石力学试验，从而得到各种岩石的力学参数，为不同采矿方案的模拟提供了必要的参数。由于岩石是从结构面所切割的岩块中取得的，仅是岩体的组成单元，与实际意义上具有大体积的岩石矿体有很大的差别，所以岩石和岩体的力学参数也存在很大程度的不同，针对这一点，本文在前人工作的基础上，利用模糊数学方法对岩石力学参数进行了折减计算，从而使数值模拟更准确，更有利用价值。

地下开采所形成的采空区对公路的影响主要用三个参数即公路上垂直位移、横向水平位移和纵向水平位移来衡量。公路上垂直位移使公路下沉，从而影响公路的平整度，甚至使公路路基沉陷或使公路路基局部开裂，造成路面低洼积水，影响公路的正常运行。垂直于公路方向的地表移动为横向水平位移，横向水平变形使路面在宽度方向受拉伸开裂或受压缩隆起，从而使路面与路肩发生局部离层现象。沿着公路走向上的水平位移为纵向水平位移，它引起路面开裂或挤压变形，严重影响了公路的承载能力和运输能力。本文从这三个方面综合评价了三种采矿方案对公路影响程度的优劣性，从而选择出了最优采矿方法。

关键词：公路下开采，力学参数折减，数值模拟，能量释放率，公路变形

ABSTRACT

This paper simulated three different methods by the finite element software Ansys in case of mining under Jinyang route in Guizhou Kaiyang Phosphorite mine. It discussed mainly the effect on Jinyang route due to different mining methods in order to determine the most suitable plan which can ensure the safety of Jinyang route, and make phosphorite loss as low as possible.

Considering the complicated geological conditions and the different type of rocks, Author gathered some representative rocks such as the superstratum rock of granite, the middle-level rock of phosphorite, and the substrate rock of gritstone, and obtained their mechanical parameters by test, which can be used as basic data for the numerical simulation. Because a rock sample is just a little part of rock mass, there is a big difference between the mechanical parameters of rock and the ones of rock mass. Obviously, the mechanical parameters of rock can not replace the ones of rock mass, so an engineering fuzzy discount method of rock parameters has been introduced in order to make numerical simulation being more precise and more valuable.

The effect on Jinyang route due to mining spaces has been discussed in three aspects: vertical displacement, horizontal displacement along the width, and horizontal displacement along the length. the sinkage of the route arose due to the vertical displacement, affect the level of the route; The horizontal displacement along the width is extension or condensation in the width orientation; the horizontal displacement along the length is extension or condensation in the length orientation. The most suitable mine method has been chosen for the example on purpose to mining the effect on the displacements of the route.

KEYWORDS mining under route ,rock mechanical parameter discount , numerical simulation, route displacement

目 录

摘 要.....	I
Abstract.....	II
第一章 绪 论.....	1
1.1 国内外研究现状.....	1
1.2 课题来源及研究目的.....	3
1.3 研究内容及方法.....	3
第二章 工程背景	5
2.1 矿山背景.....	5
2.2 工程地质情况.....	6
2.3 金阳公路与矿体的位置.....	8
2.3.1 岩矿稳定性.....	8
2.3.2 金阳公路与W ₁₁ ~W ₁₇ 勘探线的空间位置关系.....	8
第三章 矿岩力学性质研究	12
3.1 矿体取样.....	12
3.1.1 岩样数量、规格及岩性特征.....	12
3.1.2 岩石试件的数量和编号	12
3.1.3 试验内容与试验过程.....	13
3.2 试验结果与分析.....	14
3.2.1 围岩及矿体物理性质表	14
3.2.2 岩石与围岩的力学性质.....	16
3.3 矿岩强度等级模糊评价.....	20
3.3.1 隶属函数的确定.....	20
3.3.2 最大隶属原则.....	20
3.3.3 A_i 隶属函数的规定	21
3.3.4 隶属度的求解及结论.....	22
第四章 岩体力学参数折减处理	24
4.1 影响岩体力学性质的因素.....	24
4.2 岩体力学参数折减系数的确定.....	26
4.3 本章小结.....	30
第五章 有限元模拟的基本原理	32
5.1 连续介质的离散化.....	32

5.2 位移模式的选择.....	33
5.3 单元的力学特性.....	35
5.3.1 单元应变.....	35
5.3.2 单元应力.....	35
5.4 计算等效结点力和单元刚度矩阵.....	37
5.5 结点平衡方程与整体刚度矩阵.....	38
5.6 求解未知结点位移和计算单元应力.....	39
第六章 公路下磷矿开采非线性有限元数值模拟	40
6.1 数值模拟的特点.....	40
6.2 基本假设.....	42
6.3 计算机辅助分析软件ANSYS.....	43
6.4 实体建模和采场结构的简化.....	44
6.5 网格单元的选择.....	46
6.6 材料参数的选取.....	48
6.7 岩石材料的屈服准则.....	49
6.8 公路下磷矿三种采矿方法介绍.....	49
6.8.1 中深孔落矿嗣后胶结充填采矿法(方案一)	49
6.8.2 斜壁矿柱中深孔落矿嗣后胶结充填采矿法(方案二)	50
6.8.3 房柱式中深孔落矿嗣后胶结充填采矿法(方案三)	51
6.9 公路下磷矿三种采矿方法的非线性有限元模拟.....	51
6.9.1 留竖向矿柱的有限元模拟（方案一）	51
6.9.2 留水平矿柱的有限元模拟（方案二）	59
6.9.3 同时留竖向矿柱和水平矿柱的有限元模拟（方案三）	63
6.10 采场稳定性分析.....	67
6.10.1 矿柱的稳定性分析.....	67
6.10.2 能量释放率对采场稳定性的综合评价.....	68
6.11 三种不同的采矿方法对公路稳定性影响的评价	69
6.11.1 公路上垂直位移的结果分析.....	70
6.11.2 公路上横向水平位移的结果分析	70
6.11.3 公路上纵向水平位移的结果分析	71
6.12 本章小结.....	72
第七章 全文结论	73
参考文献.....	75
致 谢.....	80
攻读学位期间的主要研究成果	81

第一章 绪论

1.1 国内外研究现状

社会的进步和经济的发展使人们对自然矿产资源的需求量越来越大,这就要求我们开发更多的矿产资源。随着采矿技术的提高,三下(建筑物下、水体下、铁路下)^[1]采矿也频繁的发生,但是由于地下开采塌陷引起的地面下沉、积水、房屋与道路开裂,往往严重影响人民的正常生活,造成重大经济损失,所以要求三下矿产开采既要保护建筑物、水体、铁路的不被破坏,又要尽可能减少矿体损失,以实现高效、经济、安全开采的目标。

虽然国内外对于“三下”开采的文献较多^[3~10],但是涉及到公路下采矿的相关文献报导很少。公路是整体延伸长度大、服务年限长、行车速度高的特殊线型构筑物。地下开采后采空区的存在对公路路基的承载能力与稳定性影响较大,如采空区地表过度沉陷会导致地面低洼长期积水、破坏,沉陷造成的倾斜会导致行驶车辆重心偏移,特别是在弯道位置对高速行驶的车辆危害更大;水平变形和移动使路面受拉伸开裂、受压缩隆起,路面产生波浪状起伏,路面或路基中产生局部离层破坏;路面的波浪起伏可能导致高速行车腾空,导致翻车事故等等。

矿山“三下”开采的经验值得我们探讨与借鉴。国内外许多专家认为“三下”采矿的方法^[2]一般包括充填采矿法、部分开采法、覆岩离层带注浆充填以及部分开采和充填并用等三种采矿方法。充填开采是采用外来材料充填矿物资源采出后形成的采空区,包括水砂充填、废石废土充填,其地表沉陷的控制效果取决于充填的密实程度以及充填物的强度。部分开采包括房式开采和条带开采,它是利用保留下来矩形或条带形的矿柱支撑上覆岩层来控制地表沉陷,从而控制建筑物、铁路、公路等的下沉和变形。覆岩离层带注浆充填法是近几年来提出的一种新的地表沉陷控制方法,其实质是注浆充填开采过程中覆岩形成的离层空间,阻止开采空间的向上传递,阻止或延缓了上覆岩层的继续下沉,达到减少地表下沉量,避免建筑物受损坏的目的。“三下”开采的实例如下:

(1)新汶矿业集团华丰煤矿最初采用走向长壁开采,地表下沉系数一般为0.6~0.8左右,采7m厚的煤层,地表最大下沉5m^[3]。由于造成地表塌陷,后来采用减少煤炭回收条带式开采,回收率降到25%~65%,地表下沉系数可降到0.3以下。由于损失率太大,采用水力或风力将采空区充填起来,下沉系数也可降到0.3以下,资源回收提高至75%左右。但需要大量的充填物,而且煤炭成本

增加30%以上,工作面生产能力受限,效率不高。后采用在覆岩层带注浆、地表积水疏放、局部充填、合理留取煤柱及煤柱加固等措施减少地面沉陷。

(2)三山岛金矿矿体走向长度1000m,宽度6~40m,矿体向下延伸至-600m以下,矿体南西端延伸至水体以下,北东端则紧临海边^[4,5]。采用点柱式机械化水平分层充填采矿法,发生过70余次井下突水事故及采场多次冒顶坍方事故,最大坍方量1500m³。该矿山采矿的经验是随着矿山开采范围的不断扩大,其开采效应愈来愈明显,所保留的点柱数量相应增多。

(3)Whittaker B N和Reddish D J研究了各国矿山采矿地表下沉率系数与采动程度的关系。设地表最大下沉量为W,矿体实际开采厚度为m,地表下沉系数为W/m;设采区尺寸为D,开采深度为H,采动程度为D/H。Whittaker B N和Reddish D J通过各矿山采矿的地表下沉研究,得出了地表下沉系数W/m与采动程度D/H的关系曲线。利用该经验关系曲线,可以对所研究的矿山地表最大下沉量进行预测^[6]。

(4)铜录山铜铁矿北露天在古矿遗址附近采矿^[7],为了保护古矿遗址,对于北露天矿的开采进行了大量的研究与方案论证。首先考虑的是古矿址整体搬迁,但成本过大,后采用露天陡邦开采,用长锚索支护露天边坡的方案。

(5)淮南煤矿地处华东经济发展区,资源储量丰富。矿区东西长100公里,南北宽25~45公里,面积2700平方公里。有可采煤层10~18层,总可采厚度25~35m。煤层顶底板岩层多为泥岩、砂质泥岩和砂岩,硬度中等,煤层倾角为5°~80°。该矿每年“三下”采煤量占矿区产量的60~70%^[8]。该矿开采时,地表沉陷有如下特点:①下沉系数大,有时发生大于1m的现象;②波及范围广,沉陷盆地的边缘区收敛慢;③沉陷过程的周期长,但活跃期短。

(6)金山店铁矿地质储量达11000万吨,是一大型的铁矿床^[9,10]。矿山原采用崩落法开采,但对于张伏山矿体,矿体上方有村庄铁路等,目前正在寻求合理的采矿方法。为了使张伏山矿体能够实现回采,矿山对崩落法采矿时地表变形的特征与机理进行了大量研究,

“三下”采矿的文献大部分是针对煤矿的开采^[11,12],而“三下”金属矿山的开采相关的文献较少。从所查阅的相关“三下”采矿资料得出如下经验:

(1)矿床地下开采对公路的主要危害有以下几个方面:采空区的失稳冒落,使地表剧烈变形,产生陷坑、台阶等;路基沉陷,造成路基路面局部开裂,使承载能力下降,使用寿命短,或者造成路面低洼积水^[13,14];竖向位移使路面坡度发生变化,导致行驶车辆偏移,在弯道处更容易发生事故;横向水平变形使路面受拉伸开裂或者受压缩隆起,使路面发生波浪式起伏,从而使路面与路肩发生局部离层现象。(2)为了确保地表不产生较大变形与塌陷,必须保留一定的

矿柱支撑上下盘围岩。(3)在减少矿石损失并保证公路的安全运行,采用充填的方法是一种有效的采矿方法。

本文将采用的采矿方法是既保安矿柱又充填的方法,确保公路下沉量小,又使磷矿损失率最小。

1.2 课题来源及研究目的

课题来源于贵州开磷集团用沙坝矿采矿方法设计研究。贵州开磷集团公司是集科研、采矿、化工、经贸、建筑安装于一体的大型国有化工企业,是我国三大磷矿石生产基地之一,也是我国西部边陲贵州的重点骨干企业。由于矿山前期开采和农民对于矿床露头开采的影响,致使地表出现严重裂缝,分别于1995年8月~1996年9月发现有数条长达70m至200m的宽度2~5m的裂缝,裂隙深度从几米~几十米不等,严重地影响了附近居民的生命安全与高阳公路的行车安全。为此,矿山采取了保护性开采,以防止地表进一步变形与破坏特别是为防止金阳公路途经之处的路面开裂和下沉,矿山对该段矿体已停止开采。按照崩落角 70° ,移动角 65° ,走向端部崩落角 $\delta = 70^\circ$,移动角 65° 圈定矿体的保安矿柱,其地质圈定的保安矿柱分二部分,一是按照崩落角圈定的储量,二是由于圈定崩落界后不能规模开采的部分,两者共计压矿量达2262万吨,占该矿总矿量的近50%^[15]。

为了不至于影响公路的正常运行和危害下面的村庄,又能够使矿产资源得以利用,本论文将在对矿岩进行了力学参数测试与分析的基础上,用有限元方法对所提出的三种采矿方法进行模拟,根据所获得的结果确定对公路的影响,并进行安全评价。

1.3 研究内容及方法

本文将在前人的工作基础上,结合有限元方法,利用ANSYS软件对开阳磷矿的开采从建模、网格划分、加载、后处理分析进行有限元模拟,对三种方法在开采过程中形成的采空区对金阳公路垂直下沉位移、横向水平位移以及纵向水平位移进行分析计算,在确保金阳公路安全的情况下,综合考虑选择最优采矿方案。

第二章 工程背景

2.1 矿山背景

开磷集团位于贵阳市开阳县金中镇境内图（2-1），开采面积为5万m²，资源丰富，探明储量4.13亿吨，P₂O₅平均含量为33.73%，集中了全国78%的优质磷矿石，是世界少有、目前国内唯一不经选矿便可直接生产高浓度磷肥的优质原料产地。其矿石有害杂质含量低，某些重金属元素如镉、汞等含量几乎为零，且各个矿段的磷矿石性能呈多样性，在生产不同的磷化工产品方面分别有各自的优势。公司年产磷矿石220万吨，黄磷4000吨、重钙10万吨、饲料氢钙1万吨、磷酸一铵12万吨等。产品远销中国30多个省、市、自治区，并出口到韩国、印度、澳大利亚、日本等国^[15]。

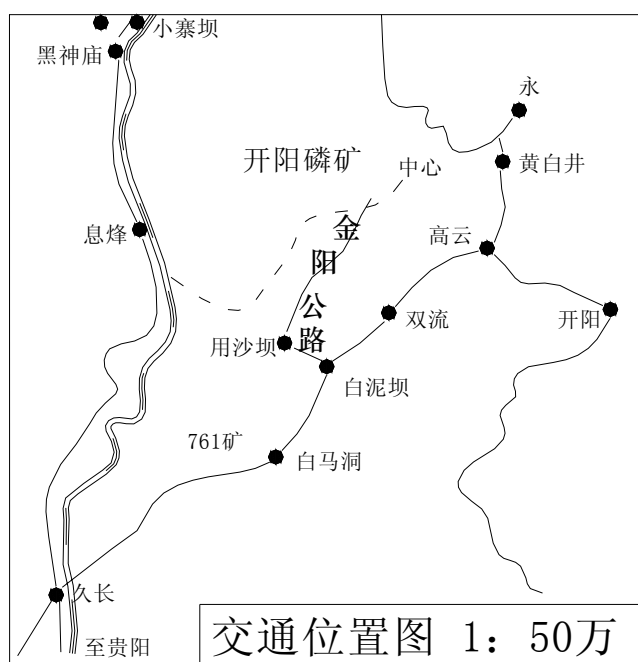


图 2-1 矿区交通位置图

用沙坝矿是开磷集团下属矿山，其保有地质储量5000多万吨。矿山由开磷集团下属设计研究院设计，采用脉外斜坡道无轨采准方式，用Atlas-copco公司生产的H281-32单臂凿岩台车进行平巷掘进，YGZ-90中深孔凿岩机采场打眼，TORO400E电动铲运机和ST-6C柴油铲运机出矿，振动放矿机配合卡车井下出矿。矿山设计生产能力为100万吨/年。

用砂坝矿区受地质力学和成矿运动的交互作用，地形复杂，因岩石主要成

份为白云石，受长期风化和雨水侵蚀作用，岩石完整性差，节理裂隙发育，断层多，其下部矿体开采引起的微小位移和变形，将导致地表山体坍塌，河流堵塞，农田毁灭，盘缠于矿区开采境界内的金阳公路也可能因此塌陷或发生交通中断，更为严重的是位于开采境界内山体和公路下部的村庄，有可能因山体滑坡而导致重大人员伤亡。

由于矿山前期开采和农民对于矿床露头开采的影响，致使地表出现严重裂缝，分别于1995年8月~1996年9月发现有数条长达70m至200m的宽度2~5m的裂缝，裂隙深度从几米~几十米不等，严重地影响了附近居民的生命安全与高阳公路的行车安全。为此，矿山采取了保护性开采，以防止地表进一步变形与破坏，特别是防止公路途经之处的路面开裂和下沉。按照崩落角 70° ，移动角 65° ，走向端部崩落角 70° ，移动角 65° 圈定矿体的保安矿柱，其地质圈定的保安矿柱分二部分，一是按照崩落角圈定的储量，二是由于圈定崩落界后不能规模开采的部分，两者共计压矿量达2262万吨，占该矿总矿量的近50%。

目前开磷集团对于用砂坝矿段为保护公路采取的政策有以下几种观点和想法，一是留下不采，待条件合适时进行回采；二是现在采取有效方法和措施进行回采。如果采用矿房、矿柱回采方法，不但不能保证上面公路安全运营，而且其矿石回收率只有20%，损失与浪费严重，如果采用充填法开采，存在着矿石开采效益、充填料来源、充填系统与使用经验不足等问题。因此，用砂坝矿段公路下矿体的安全开采是集团矿山公司面临的重大采矿技术问题。

通过预留保安矿柱和暂停不采的方法虽然达到了保护山体和公路免遭破坏的目的，但这部分矿体长期积压不采，一方面导致大量资金积压，影响矿山的经济效益；另一方面导致用沙坝矿体开采不平衡，相应的带来许多地压与生产方面的问题。开磷集团为加快经济发展的步调，兴办了重钙厂等多家深加工高新企业。这些企业均以磷矿石为原料，进行深加工与精加工，以获得超额利润。生产过程中，为降低运输成本，采用了目前国际上最为先进和流行的低成本运输方式——管道运输方法，将破碎和磨细的磷矿石粉通过管道输送到各深加工厂。管道运输工程的施工目前正在进行中。

磷矿石管道运输，由于磷矿石的有用成份仅为35%左右，尚有65%的废物需要处理，这部分废料如不加以利用，存在着购地筑坝、污染环境等不足，如果加以利用，实现采矿废料回填，不仅可以解决环境保护的问题，而且可以节省大量费用，并保证山体和公路安全。

2.2 工程地质情况

用沙坝矿磷矿床属浅海~滨海相大沉积磷块岩矿床，矿体呈较稳定层状，

产于陡山沱组上部，与上覆灯影组白云岩呈平行不整合接触。

用沙坝矿 $W_{11} \sim W_{17}$ 线矿体出露地层有震旦系上统灯影组第一段白云岩、陡山沱组及下统南沱组。其从老至新为：上覆地层、平行不整合面、灯影组、陡山沱组和南沱组。其上覆地层为零武系下统牛蹄塘组。灯影组下部为灰、灰白、浅灰色中厚层状细晶白云岩，厚100 m；底部为浅灰色厚层状硅化鲕状白云岩，厚0.4~2.0m，且岩层稳定，为见矿标志层，与矿层直接接触为浅灰、灰白色中厚层状含锰白云岩，厚0.0~2.0m，与矿层直接接触处可见黄褐色、棕色含锰白云岩。陡山沱组上部为浅灰色、灰黑色，中厚层状致密块状、条带状磷块岩，厚5.0~8.5m，局部地方可见灰白色磷块岩。下部为灰绿色薄至中厚层状细砂岩，厚8.0~20.0m，靠近磷块石的直接底板为灰白、浅黄色薄层硅质页岩，厚0.0~0.1m。南沱组为紫红色、紫色砂质页岩、泥岩，其间夹有浅灰色薄层砂岩，泥页岩中时夹有砂质团块，顶部有2~5.0m厚的灰绿色页岩。

矿体直接底板为灰白色、浅黄色薄层硅质页岩，只在南段一些地方矿体直接与灰绿色中厚层状细砂岩接触。

矿体直接顶板为浅灰、灰白色中厚层状含锰白云岩，局部地方矿体直接与鲕状白云岩或细晶白云岩接触。

矿体中主要构造为断层与褶皱。 $W_{11} \sim W_{17}$ 勘探线1180m标高以上业已查明较大的断层有20条，其中水平断距大于10m的有6条，影响最大的是 F_{314} 断层，其地表出露于 $W_{11} \sim W_{13}$ 勘探线，走向N段呈近南北向展布，往南变为近NW~SE向，整个走向呈波状起伏，向西倾，倾角 $21^\circ \sim 31^\circ$ ，走向400m，为一平推正断层，从北向南从浅部到深部，断层断距逐渐加大，断层派生构造发育，形态复杂，断距是一个变值，在1230m标高以上，局部地段上下盘矿重复，在1230m 标高以下上下盘矿体完全错开，断距明显。由于该断层影响，在断层附近，上盘矿呈南厚北薄的趋势，下盘矿倾角变陡，甚至于倒转，在剖面上呈“S”形。

褶皱主要为龙井湾向斜，该向斜北起龙井湾，南至 W_{13} 线附近，轴部地层为灯影组白云岩，轴向NE~SW，东翼地层倾角为 $18^\circ \sim 27^\circ$ ，西翼地层倾角 $48^\circ \sim 56^\circ$ ，为不对称向斜，轴向向南倾伏，倾伏角 $10^\circ \sim 20^\circ$ ，该向斜在1180m标高以上，对矿体影响主要是在 W_{17} 线以北。

矿体走向南北，倾向为 $280^\circ \sim 290^\circ$ ，倾角 $27^\circ \sim 30^\circ$ 。受 F_{314} 断层影响，断层下盘矿体产状由北向南逐渐变陡，在 $W_{11} \sim W_{11+1}$ 线矿体出现倒转。矿体厚度5.8~7.5m，南薄北厚，厚度变化不大，平均6.0m左右。

矿物主要成份为胶磷矿，其次为细晶或微晶磷灰石。组成矿石的脉石矿物为白云石、石英、玉髓、粘土矿物及少量黄铁矿、炭质物等。矿岩界限清楚。

矿石结构为细—粗粒结构，主要构造类型有致密块状、条带状、粉砂状。

磷块岩主要有用成分为 P_2O_5 ，有害组分为 MgO 等，矿石平均体重为 $2.87t/m^3$ 。矿石中 P_2O_5 平均含量35.81%，矿体中矿石品位较稳定，变化不明显。矿体上盘直接顶板含 P_2O_5 4.84%，其底板含 P_2O_5 3.69%。

矿体 $W_{11} \sim W_{17}$ 勘探线范围内，除 W_{11} 勘探线附近，地下水位在1180m标高以上，其余北段，地下水位均在1180m标高以下。 $W_{11} \sim W_{17}$ 勘探线水文地质属于中等—简单类型，灯影组白云岩是唯一的含水层，其矿坑涌水量不大，大气降雨为主要补给源。

2.3 金阳公路与矿体的位置

2.3.1 岩矿稳定性

矿层底板为灰绿色细砂岩，局部属中粒砂岩，呈中厚层状产出，致密坚硬，普氏系数 $f=7.3 \sim 15.9$ 。矿层的直接底板为一层厚0~0.5米的黄、灰白色硅质页岩，呈强风化状态，易产生滑动。

磷矿层由呈粒状结构，致密块状，条带状构造的磷块岩构成。磷块岩菱形节理发育，沿节理面有泥质充填，易冒落，不稳固， $f=6.2 \sim 22.2$ 。

矿层的直接顶板为棕褐色，黄褐色泥质页岩，呈强风化状态，厚0~0.3米，一般为几公分，遇水易膨胀冒落，极不稳固， $f=2 \sim 3$ 。

含锰白云岩，性脆，较破碎，厚0~2米， $f=8 \sim 10$ ，岩石爆破性能较好，在稳固，易和下部的泥质页岩一起冒落。

鲕状白云岩及细晶白云岩，致密坚硬， $f=5.6 \sim 18.3$ 。凿岩爆破性能较差，较稳固，不易冒落。

2.3.2 金阳公路与 $W_{11} \sim W_{17}$ 勘探线的空间位置关系

用沙坝矿 $W_{11} \sim W_{17}$ 勘探线矿体位于金阳公路和牯牛背下部。金阳公路起于金钟镇极乐湾，在息峰县阳郎坝与320国道相连，里程约19.5km，是开磷集团的主要交通要道之一，于1991年建成通车，为矿区的经济建设与人民生活水平的提高做出了重要贡献。金阳公路海拔高度1200m~1350m，范围从 $W_{11} \sim W_{17}$ 勘探线走向长1200m。对金阳公路压矿影响到的地质储量有两部分：一部分是按照崩落角所圈定的范围内的储量，这一部分目前能确定的最低标高为980米。另一部分则是由于圈定崩落界线后不能开采的部分。这两部分加起来有2262万吨。

金阳公路所在位置矿体的上覆岩层从上至下为：震旦系上统灯影组、陡山沱组、下统南沱组。岩石类型有细晶白云岩、磷石岩、砂质页岩等。其地质构造有龙井湾向斜及 F_{310} 、 F_{314} 、 F_{313} 、 F_{316} 、 F_{325} 、 F_{333} 等断层，其中 F_{310} 、 F_{314} 对白云岩的影响最大。

W₁₁线矿体在1170m水平以下产状稳定, 矿体以30°的倾角一直往下延伸, 真厚度6m, 水平厚度12m, 在此剖面上, 矿体与公路的垂直距离为370m(图2-2示); W₁₃线矿体产状稳定, 矿体倾角30°, 真厚度6m, 在此剖面上, 矿体与公路的垂直距离为290m(图2-3示); W₁₅线矿体在1000m水平产状急剧变化, 向上弯曲, 呈“S”形产状, 此处矿体与公路的垂直距离为220m(图2-4所示); W₁₇线矿体在1130m水平产状急剧变化, 向上弯曲, 此处矿体与公路的垂直距离仅80m(图2-5示)。从W₁₁~W₁₇线剖面图看, 矿体在W₁₁线距公路相对较远, W₁₇线矿体距公路很近, 而且在W₁₇线附近有一村庄。

经以上综合分析, 金阳公路压矿量为2262.314万吨, 金阳公路在W₁₁~W₁₇线距矿体的平均距离为240m。图2-2~2-5的剖面图上按移动角65°标出了采矿的移动范围与公路及村庄的关系。

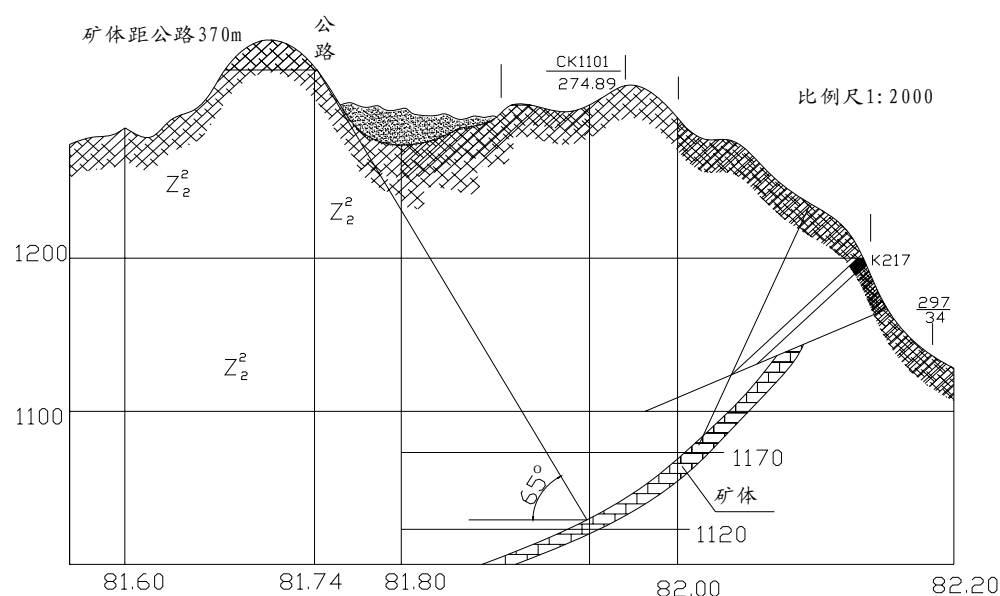


图2-2 用沙坝矿段W11勘探线剖面图

进行科研的首采区段为W₁₁~W₁₇线的1120m水平至1170m水平。W₁₁~W₁₇线的剖面图上已标明了首采1120m~1170m水平的移动范围, 把1120m与1170m水平的矿体边界及开采境界内的移动范围投影到水平图上, 再与公路及村庄的位置关系进行叠加, 得到复合平面图如图2-6所示。从图2-6可以看出, 从W₁₁至W₁₇线, 公路及村庄完全移动范围之内。

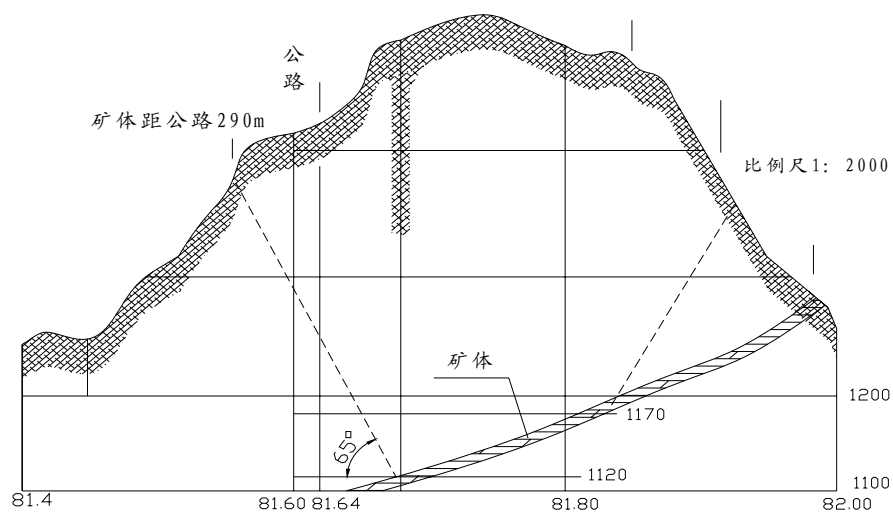


图2-3 用沙坝矿段W13勘探线剖面图

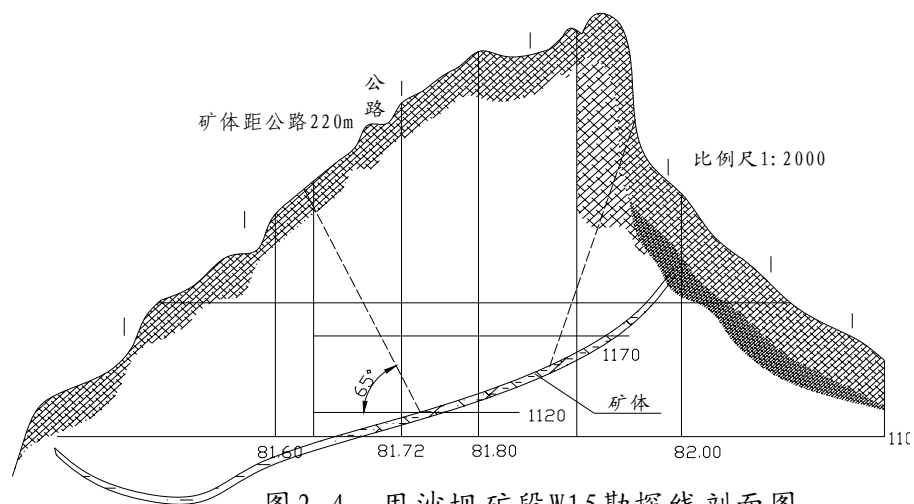


图2-4 用沙坝矿段W15勘探线剖面图

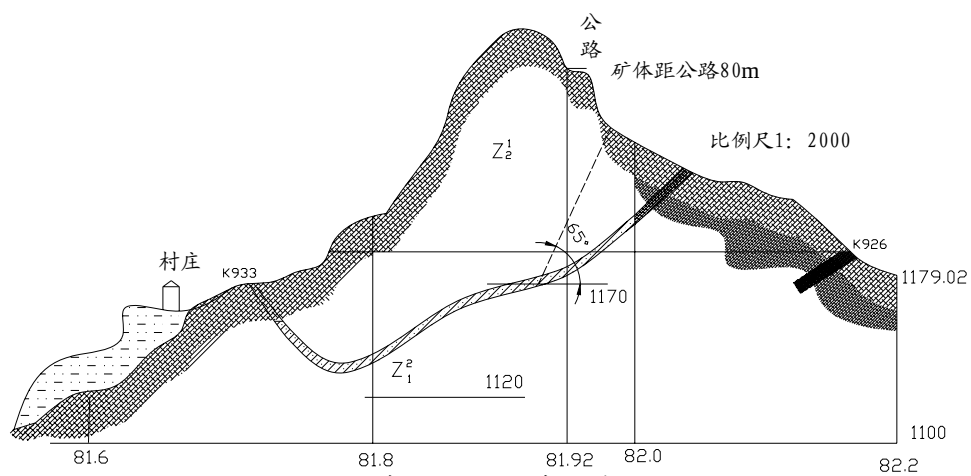


图2-5 用沙坝矿段W17勘探线剖面图

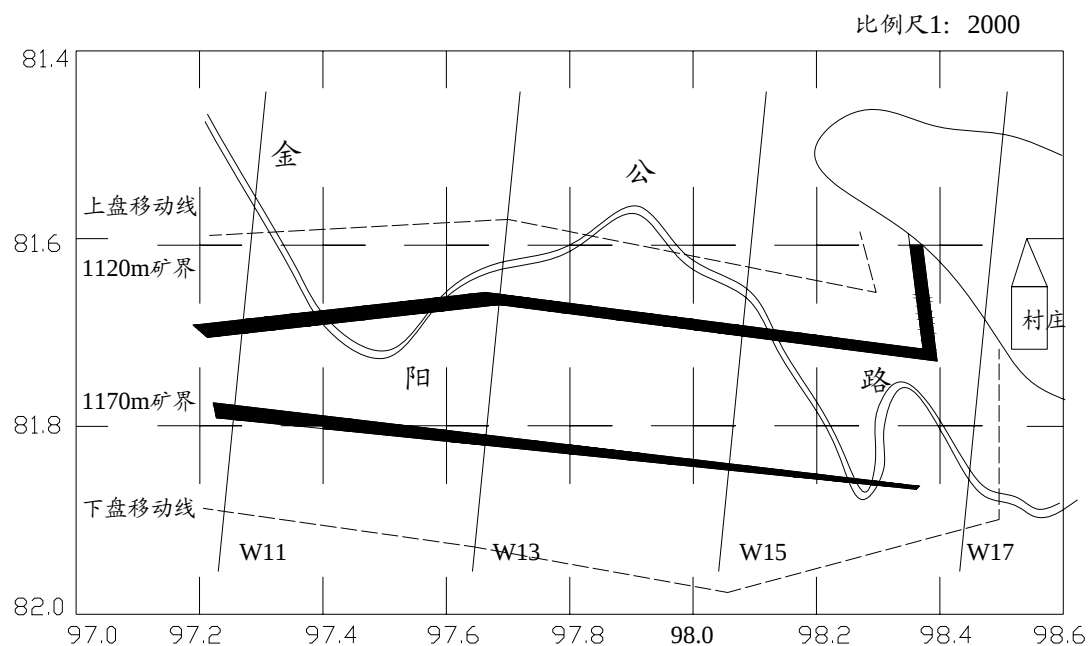


图2-6 W11-W17勘探线 开采范围上下盘
移动带与公路及村庄位置关系图

根据上面的分析，我们可看出， $W_{11} \sim W_{17}$ 线1120~1170m开采时直接关系到公路及村庄的安全，是用砂坝矿体最难采区段。该矿段开采时，必须严格控制山体及公路的变形。由于 $W_{15} \sim W_{17}$ 线在1000m~1130m水平矿体产状反转，没有再往下延伸，矿体尖灭。根据开采技术条件分析， $W_{11} \sim W_{13}$ 线矿体往下延伸，但该矿段($W_{11} \sim W_{13}$ 线1000m水平以下)开采时，离公路越来越远，对公路及村庄的影响将越来越小。

第三章 矿岩力学性质研究

矿山岩体的稳定性不但与岩体的性质及结构有关，且与其所处的工程环境或应力状态密切相关。从本质上来看，岩体的性质及结构是影响或决定岩体稳定性的物质基础，是必要条件；而岩体所处的应力环境及应力状态则是决定岩体稳定性的应力条件，它与矿山工程的结构及施工方法等有关，是决定或影响岩体稳定状态的充分条件。显然，任何岩体的稳定和失稳，不但需要具备一定的必要条件，而且还必须满足一定的充分条件，这是矿山工程及各类地质工程稳定性评价及分析时注意岩体性质研究的主要原因。岩体的性质包括物理性质及力学性质^[16]，前者是岩体的物态特征及表观特征，后者则是岩体受力作用的特征。

为了判断用沙坝矿 $W_{11}\sim W_{17}$ 线矿体开采的安全性，了解矿体及围岩的稳固情况，以便为采矿方法设计选择、采场地压管理及矿柱设计提供依据，我们与开磷集团协作对其开采区域 $W_{11}\sim W_{17}$ 线矿体及其上下盘具有代表性的矿岩进行了现场块石取样，并在试验室对用沙坝矿试件进行了多项物理力学试验。

3.1 矿体取样

所有岩样均取自沙坝矿试验矿段 $W_{11}\sim W_{17}$ 线同一条矿脉及其上下盘具有代表性的四种主要矿岩类型，分别为上盘白云岩、磷矿岩。下盘为砂岩和页岩。

3.1.1 岩样数量、规格及岩性特征

1、底板岩样，共8块。编号分别为底1/8 ~ 底8/8，规格为长 $\times$ 宽 $\times$ 高 $200\text{mm}\times 200\text{mm}\times 200\text{mm}\sim 500\text{mm}\times 300\text{mm}\times 300\text{mm}$ 不等。其中底板砂岩为青灰色，有轻微破碎，节理不发育。底板页岩为酱红色，层理明显，岩石易风化，遇水易泥化。

2、矿石岩样，共4块。编号分别为矿1/4 ~ 矿4/4，规格为 $200\text{mm}\times 200\text{mm}\times 200\text{mm}\sim 400\text{mm}\times 300\text{mm}\times 300\text{mm}$ 不等。矿石岩性为黑色磷矿石，较为致密坚硬，取自开挖的+1120m中段矿体内。

3、顶板岩样，共4块。编号分别为顶1/4 ~ 顶4/4，规格为长 $\times$ 宽 $\times$ 高 $200\text{mm}\times 200\text{mm}\times 200\text{mm}\sim 300\text{mm}\times 500\text{mm}\times 300\text{mm}$ 不等。岩性为白云岩，有轻微破碎，节理不太发育。取自+1120m中段矿体顶板上中。

3.1.2 岩石试件的数量和编号

根据岩石力学试验相关理论与方法，对采自矿山的岩样进行岩石标准试件制作，共获得标准实验试件72块，其中顶板白云岩试件18块，编号分别为T1-1~T1-6（用于拉伸试验），T2-1~T2-6（用于剪切试验），T3-1~T3-6

(用于单轴压缩试验)；底板页岩和砂岩试件36块，砂岩编号为：Ba1-1~Ba1-6(用于拉伸试验)，Ba2-1~Ba2-6(用于剪切试验)，Ba3-1~Ba3-6(用于单轴压缩试验)；页岩Bb1-1~Bb1-6(用于拉伸试验)，Bb2-1~Bb2-6(用于剪切试验)，Bb3-1~Bb3-6；磷矿石试件18块，编号为：O1-1~O1-6(用于拉伸试验)，O2-1~O2-6(用于剪切试验)，O3-1~O3-6(用于单轴压缩试验)。

3.1.3 试验内容与试验过程

(1) 岩石基本物理参数测定

测定试件的基本物理力学参数，如尺寸大小、试件重量、质量密度等，其试验内容与试验结果详见下面的岩石基本物理力学性质表。

(2) 劈裂拉伸试验

试验目的：测量顶板、底板及矿石的抗拉强度

试件编号与规格：T1-1~T1-6，Ba1-1~Ba1-6，Bb1-1~Bb1-6，O1-1~O1-6，规格：直径 $\times$ 高度=50mm $\times$ 50mm。

实验设备：英国INSTRON公司的电液伺服材料控制机1342型，最大载荷为250K。

加载速度：5mm/50s

实验数据和结论：见劈裂拉伸试验表格。

(3) 抗压试验

实验目的：测量顶板、底板及矿石的抗压强度、弹性模量和泊松比。

试件编号与规格：T3-1~T3-6，Bb3-1~Bb3-6，Bb3-1~Bb3-6，O3-1~O3-6。规格为：直径 $\times$ 高度=50mm $\times$ 100mm。

实验设备：英国INSTRON公司的电液伺服材料控制机1346型，最大载荷为：2000KN。

载荷参数：采用5KN/格的载荷参数；

加载速度：4mm/800s

位移参数：0.02mm/格。

实验数据和结论：见抗压试验表格。

由于底板页岩的试件本身节理、层理较发育，致使试验过程中常发生局部沿节理或层理破坏，使得数据抗压强度比实际值偏小，工程应用时，应该注意这一点。

(4) 剪切试验

试验目的：测量顶板、底板及矿石的抗剪强度、剪切模量、内聚力和内摩擦角；

实验设备：英国INSTRON公司的电液伺服材料控制机1346型，最大载荷

为：2000KN；

加速度：5mm/50s；

载荷参数：5KN/格，试验数据见剪切试验表。

3.2 试验结果与分析

3.2.1 围岩及矿体物理性质表

表3.1 顶板白云岩基本物理性质表

试 件 编 号	直 径 (mm)	高 度 (mm)	质 量 (g)	质量密度 (t/m^3)
T1-1	49.68	50.56	277	2.83
T1-2	49.74	50.28	273	2.80
T1-3	49.62	5.340	273	2.81
T1-4	49.42	50.52	274	2.83
T1-5	49.78	50.04	269	2.76
平 均 密 度	2.81			

表3.2 磷矿石基本物理性质表

试 件 编 号	直 径 (mm)	高 度 (mm)	质 量 (g)	质 量 密 度 (t/m^3)
O1-1	49.68	50.70	290	2.95
O1-2	49.70	50.48	300	3.06
O1-3	49.72	50.30	299	3.06
O1-4	49.62	50.30	388	3.99
O1-5	49.68	49.74	292	3.03
平 均 密 度	3.22			

表3.3 底板砂岩基本物理性质表

试件编号	直径 (mm)	高度 (mm)	质量 (g)	质量密度 (t/m^3)
Ba1-1	49.80	50.66	262	2.66
Ba1-2	49.92	50.84	264	2.65
Ba1-3	49.82	50.70	269	2.72
Ba1-4	49.90	50.50	266	2.69
Ba1-5	49.80	49.96	256	2.63
平均密度	2.67			

表3.4 底板页岩基本物理性质表

试件编号	直径 (mm)	高度 (mm)	质量 (g)	质量密度 (t/m^3)
Bb1-1	49.42	49.70	256	2.69
Bb1-2	49.72	50.00	256	2.64
Bb1-3	49.72	50.58	263	2.70
Bb1-4	49.20	50.30	257	2.68
Bb1-5	49.14	50.10	255	2.69
平均密度	2.68			

表3.5 围岩及矿体物理性质表

项目	体重 (t/m^3)	吸水率 (%)	孔隙率 (%)	比重 (t/m^3)	湿度 (%)
白云岩	2.85~2.36	0.07~0.57	6.9~4.0	2.5~2.94	
	2.76	0.431	5.95	2.843	
磷块岩	3.11~2.80	0.53~0.41	5.4~1.5	3.14~3.10	9.29~0.9
	3	0.497	3.767	3.126	1.27
砂岩	2.76~2.68	0.51~0.31	3.0~1.4	2.75~2.72	
	2.69	0.365	2	2.744	
页岩	2.79~2.66	0.82~0.2	6.5~1.8	2.79~2.75	
	2.72	0.751	2.45	2.763	

3.2.2 岩石与围岩的力学性质

表3.6 矿岩劈裂拉伸试验

试件编号	直径 (mm)	高度 (mm)	峰值荷载 (KN)	抗拉强度 (Mpa)	备注
T1-1	49.68	50.56	33.19	8.42	
T1-2	49.72	50.28	14.29	3.64	
T1-3	49.62	50.34	21.96	5.60	
T1-4	49.42	50.52	19.44	4.96	
T1-5	49.78	50.04	21.30	5.45	
抗拉强度平均	5.61				
O1-1	49.68	50.70	19.47	4.92	
O1-2	49.70	50.48	20.11	5.11	
O1-3	49.72	50.30	15.09	3.84	
O1-4	49.62	50.30	16.94	4.32	
O1-5	49.68	49.74	15.90	4.10	
抗拉强度平均	4.46				
Ba1-1	49.80	50.66	15.06	3.80	
Ba1-2	49.92	50.84	13.17	3.31	
Ba1-3	49.82	50.70	8.79	2.22	
Ba1-4	49.90	50.50	10.7	2.70	
Ba1-5	49.80	49.96	11.94	3.06	
抗拉强度平均	3.02				
Bb1-1	49.42	49.7	8.15	2.11	
Bb1-2	49.72	50.00	9.40	2.41	
Bb1-3	49.72	50.58	2.55		沿节理破坏
Bb1-4	49.20	50.30	13.18	3.39	
Bb1-5	49.14	50.10	10.66	2.76	
抗拉强度平均	2.67				

表3.7 矿岩试件抗压强度试验表

试件编号	直径 (mm)	高度 (mm)	峰值荷载 (KN)	抗压强度 (Mpa)	弹性模量 (Gpa)	泊松比	备 注
T3-1	49.78	102					损坏
T3-2	49.82	103.3	281.0	144.22	28.4	0.23	
T3-3	49.76	103.2	454.8	233.87	34.44	0.3	
T3-4	49.78	103.5	299.0	153.63	33.25	0.27	
T3-5	49.58	102.1	200.0	103.59	23.19		
顶板平均			308.7	158.83	29.82	0.27	
O3-1	49.62	102	238.0	123.8	31.66	0.25	
O3-2	49.78	102.3	351.0	190.35	32.11	0.21	
O3-3	49.54	101.1	314.0	162.9	29.81	0.28	
O3-4	49.82	101.6	257.0	131.84	28.06		
O3-5	49.82	101.4	274.0	140.56	24.39		
矿石平均			286.8	147.89	29.21	0.25	
Ba3-1	49.88	101.5	220.0	112.58	18.18	0.23	
Ba3-2	49.88	100	229.0	117.19	17.3	0.24	
Ba3-3	49.78	101.5	212.5	109.18	18.25	0.22	
Ba3-4	49.88	101.1	197.0	100.81	17.24		
Ba3-5	49.82	101.2	210.0	107.73	17.86		
底砂岩平均			213.7	109.5	17.77	0.23	
Bb3-1	49.7	100.6	60.1	30.98	9.72	0.43	
Bb3-2	49.54	100.5	82.0	42.54	8.69	0.38	
Bb3-3	49.72	99.82	52.7	27.14	10.0	0.36	
Bb3-4	49.76	98.72					节理发育
Bb3-5	49.7	98.72	43.0	22.16	9.47		
底页岩平均			59.45	30.71		0.39	

表3.8 岩石试件剪切试验

试件编号	剪切面尺寸 (mm×mm)	剪切角度 (°)	峰值荷载 (KN)	法向应力 (Mpa)	剪应力 (Mpa)
T3-1	50.36×49.34		176.8	30.07	64.49
T3-2	50.26×50.22	65	156.2	26.15	56.09
T3-3	50.08×50.24	65	94.5	15.87	34.04
T3-4	50.28×49.88	65	320.0	53.92	115.64
T3-5	50.50×49.70	55	243.2	55.58	79.37
T3-5	50.18×50.44	55	283.0	64.13	91.59
顶板平均	剪切参数：抗剪强度为37.49				
O3-1	50.60×50.36	60	181.02	35.52	61.52
O3-2	49.76×50.20	65	211.3	35.75	76.66
O3-3	50.28×50.54	65	205.1	34.11	73.15
O3-4	49.42×50.50	55	262.0	60.21	85.99
O3-5	50.06×50.18	55	348.2	79.51	113.55
O3-5	50.56×50.18	55	301.5	68.16	97.35
矿石平均					
Ba3-1	50.28×50.36	55	210.8	47.75	68.2
Ba3-2	50.68×50.30	65	116.5	19.31	41.42
Ba3-3	50.16×50.02	65	124.8	21.02	45.08
Ba3-4	49.64×50.36	65	112.6	19.04	40.82
Ba3-5	50.94×50.32	55	207.0	46.32	66.15
	50.88×50.36	55	217.6	48.71	69.56
底砂岩平均	剪切参数：抗剪强度为:29.78MPa，内摩擦角为:42.56				
Bb3-1	49.96×49.78	60	94.34	18.56	32.15
Bb3-2	49.22×50.42	60	79.23	15.96	27.65
Bb3-3	50.18×50.22	65	32.5	5.45	11.69
Bb3-4	49.76×49.56	65	68.8	11.79	25.28
Bb3-5	50.92×50.08	55	124.3	27.96	41.83

	51.34×51.38	55	134.7	29.29	41.83
底页岩平均	剪切参数：抗剪强度为:14.09MPa，内摩擦角为：42.82				

表3.9 岩石力学总表

类别		质量 密度 (t/m³)	抗压 强度 (Mpa)	抗剪 强度 (Mpa)	抗拉 强度 (Mpa)	弹性 模量 (GPa)	泊松比	内摩 擦角 (°)
顶板	白云岩	2.81	153.83	37.49	5.61	29.82	0.27	32.27
矿石	磷矿石	3.22	147.89	36.67	4.46	29.21	0.25	41.94
底板	砂岩	2.68	109.50	29.78	3.02	17.77	0.23	42.56
	页岩	2.67	30.71	14.09	2.67	9.47	0.39	42.86

各种岩石的应力应变曲线如图3-1～图3-4所示。

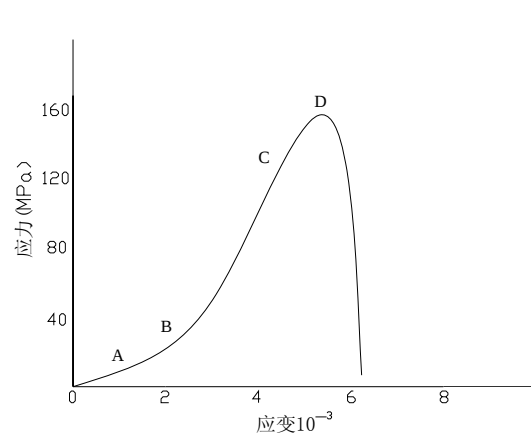


图3-1顶板试件T3-4的应力应变曲线

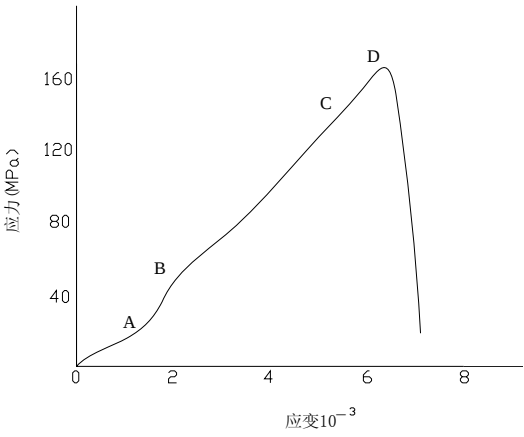


图3-2 矿石试件03-3的应力应变曲线

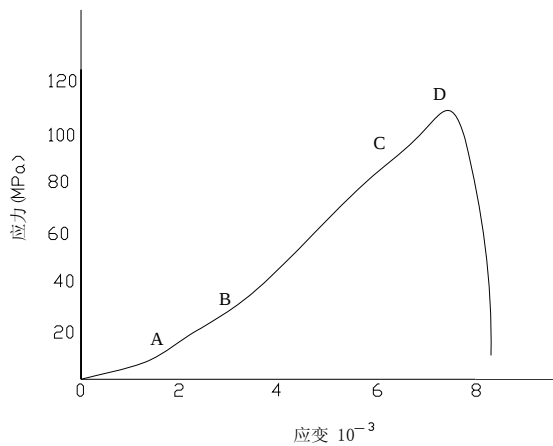


图3-3底板a试件Ba3-3的应力应变曲线

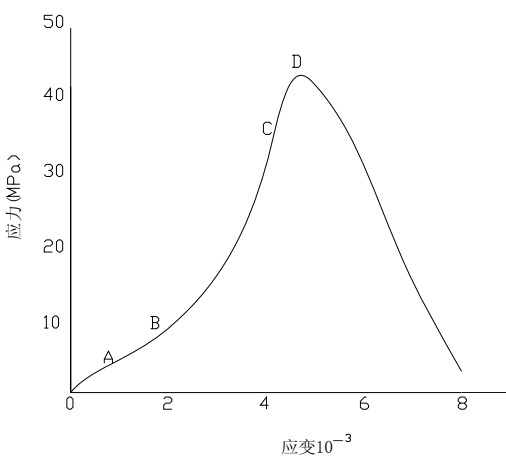


图3-4 底板b试件Bb3-2的应力应变曲线

岩石的应力—应变曲线可分为下列四个阶段^[61]，（1）孔隙压密阶段（OA段），即试件中原有张开性结构面或微裂隙逐渐闭合，岩石被压缩，形成早期的非线性变形，在此阶段试件横向膨胀较小，试件体积随荷载增大而增大，本

阶段变形对裂隙化岩石来说较明显，而对坚硬少裂隙的岩石则不明显。（2）弹性变形至微弹性裂隙稳定发展阶段（AC段）：该阶段的应力—应变曲线成近似直线型。其中AB段为弹性变形阶段，BC段微破裂稳定发展阶段。（3）非稳定破裂发展阶段，或称累进破裂阶段（CD段）：C点是岩石弹性变为塑性的转折点，即屈服点，该点的屈服极限为峰值强度的2/3，进入该阶段后微裂隙发生质的变化，破裂不断发展，直到试件完全破坏。本阶段的上界应力为峰值强度。从图中可以清楚的看出来。（4）破裂后阶段（D点以后段）：岩块承载力达到峰值强度后，其内部结构遭到破坏，但试件基本保持整体状，随着裂隙的快速发展，交叉且相互联合形成宏观断裂面，之后试件的承载力随变形增大迅速下降，但不会降到零，说明破裂后的岩石仍然有一定的承载力。

从以上四种岩石的应力—应变曲线图3-1~图3-4可以看出，顶板白云岩和磷矿石应力—应变曲线变化大致相同，达到破坏的峰值强度和弹性模量也相差不多，而底板砂岩和页岩的峰值强度和弹性模量明显小，特别是页岩，峰值强度最小，最容易被破坏。

3.3 矿岩强度等级模糊评价

在采矿工程中，为了避免采矿危及到的人身、建筑物、村庄的安全，同时为了采矿方法的优选，岩石力学强度等级的评价是极其重要的，但岩石的周边环境存在许多的不确定因素，精确地评价它们比较困难。同时岩石勘探取样存在随机性，而且实验工作中也不可避免的会产生误差，从而岩石样本的等级分组也有随机误差。本文利用模糊数学中最大隶属原则对岩石强度进行模糊评价。

3.3.1 隶属函数的确定

设 $P = \{p_1, p_2, \dots, p_n\}$ 为被调查的对象集， U 是论域， $A_j \in F(U)$ 是设定的 m 个模糊集， $i = 1, 2, \dots, m$ ， $u \in U$ ，待求 $u_{A_j}(u)$ ， $i = 1, 2, \dots, m$ ^[17]。

3.3.2 最大隶属原则

设 $A \in F(U)$ 为标准模式， $u_1, u_2, \dots, u_n \in U$ 为 n 个待录取对象，如果 $\exists i \in \{1, 2, \dots, n\}$ ，使得 u_i 满足条件： $u_A(u_i) = \max\{u_A(u_1), \dots, u_A(u_n)\}$ ，则应优先录取 u_i 。如果待录取对象有多个因素影响，则有函数

$$u_{A_j}(u_1, u_2, \dots, u_n) = \sum_{i=1}^n a_i u_{A_j}(u_i) \quad (\text{其中 } a_i \text{ 为权重})$$

来决定对象的优等程度，其中

$u_1, u_2, \dots, u_n \in U$ 为 n 个影响因素。规定等级分类为很好、好、较好、差、

很差，每类对应的模糊集分别为： A_1 、 A_2 、 A_3 、 A_4 、 A_5 ^[18]。

3.3.3 A_i 隶属函数的规定

有关资料表明，一般岩石的量密度在 $0 \sim 4 \text{ t/m}^3$ 的范围^[19]、弹性模量在 $0 \sim 6 \text{ GPa}$ 的范围^[20]、内摩擦角 $0^\circ \sim 70^\circ$ 的范围^[21]、抗压强度在 $0 \sim 350 \text{ MPa}$ 的范围^[20]、抗拉强度在 $0 \sim 30 \text{ MPa}$ 的范围^[19]。影响因素质量密度、弹性模量、内摩擦角、抗压强度、抗拉强度分别为 u_1 ， u_2 ， u_3 ， u_4 ， u_5 。则隶属函数如下规定：

$$\mu_{A_{31}}(u_1) = \begin{cases} 1, & 3 \leq u < 4 \\ 2 - u, & 2 < u \leq 3 \\ 0, & 0 \leq u < 2 \end{cases} \quad \mu_{A_{21}}(u_2) = \begin{cases} 1, & 50 \leq u \leq 60 \\ \frac{1}{10}(50 - u), & 40 \leq u < 50 \\ 0, & 0 \leq u < 40 \end{cases}$$

$$\mu_{A_{31}}(u_3) = \begin{cases} 1, & 50 \leq u < 70 \\ \frac{1}{10}(50 - u), & 40 \leq u < 50 \\ 0, & 0 \leq u < 40 \end{cases} \quad \mu_{A_{41}}(u_4) = \begin{cases} 1, & 250 \leq u \leq 350 \\ \frac{1}{50}(u - 200), & 200 \leq u < 250 \\ 0, & 0 \leq u < 200 \end{cases}$$

$$\mu_{A_{51}}(u_5) = \begin{cases} 1, & 20 \leq u \leq 30, \\ \frac{1}{10}(u - 20), & 10 \leq u < 20 \\ 0, & 0 \leq u < 10 \end{cases} \quad \mu_{A_{12}}(u_1) = \begin{cases} u - 3, & 3 < u \leq 4 \\ 1, & 2 \leq u \leq 3 \\ \frac{1}{0.5}(1.5 - u), & 1.5 \leq u < 2 \\ 0, & 0 \leq u < 1.5 \end{cases}$$

$$\mu_{A_{22}}(u_2) = \begin{cases} \frac{1}{10}(u - 50), & 50 < u \leq 60 \\ 1, & 40 \leq u \leq 50 \\ \frac{1}{10}(40 - u), & 30 \leq u < 40 \\ 0, & 0 \leq u < 30 \end{cases} \quad \mu_{A_{32}}(u_3) = \begin{cases} \frac{1}{20}(u - 50), & 50 < u \leq 70 \\ 1, & 40 \leq u \leq 50 \\ \frac{1}{10}(40 - u), & 30 \leq u < 40 \\ 0, & 0 \leq u < 30 \end{cases}$$

$$\mu_{A_{42}}(u_4) = \begin{cases} \frac{1}{100}(u - 250), & 250 < u \leq 350 \\ 1, & 200 \leq u \leq 250 \\ \frac{1}{100}(u - 100), & 100 \leq u < 200 \\ 0, & 0 \leq u < 100 \end{cases} \quad \mu_{A_{52}}(u_5) = \begin{cases} \frac{1}{10}(u - 20), & 20 < u \leq 30 \\ 1, & 10 \leq u \leq 20 \\ \frac{1}{6}(10 - u), & 4 \leq u < 10 \\ 0, & 0 \leq u < 4 \end{cases}$$

$$\mu_{\tilde{A}_3}(u_1) = \begin{cases} 0, & 3 \leq u \leq 4 \\ u-2, & 2 \leq u < 3 \\ 1, & 1.5 \leq u < 2 \\ \frac{1}{0.5}(1.5-u), & 1 \leq u < 1.5 \\ 0, & 0 \leq u < 1 \end{cases}$$

$$\mu_{\tilde{A}_3}(u_2) = \begin{cases} 0, & 50 \leq u \leq 60 \\ \frac{1}{10}(u-10), & 40 \leq u < 50 \\ 1, & 20 \leq u < 40 \\ \frac{1}{10}(20-u), & 10 \leq u < 20 \\ 0, & 0 \leq u < 10 \end{cases}$$

$$\mu_{\tilde{A}_3}(u_3) = \begin{cases} 0, & 50 \leq u \leq 70 \\ \frac{1}{10}(u-40), & 40 \leq u < 50 \\ 1, & 30 \leq u < 40 \\ \frac{1}{20}(20-u), & 10 \leq u < 30 \\ 0, & 0 \leq u < 10 \end{cases}$$

$$\mu_{\tilde{A}_3}(u_4) = \begin{cases} 0, & 250 \leq u \leq 350 \\ \frac{1}{50}(u-200), & 200 \leq u < 250 \\ 1, & 100 \leq u < 200 \\ \frac{1}{50}(50-u), & 50 \leq u < 100 \\ 0, & 0 \leq u < 50 \end{cases}$$

$$\mu_{\tilde{A}_3}(u_5) = \begin{cases} 0, & 20 \leq u \leq 50 \\ \frac{1}{10}(u-10), & 10 \leq u < 20 \\ 1, & 4 \leq u < 10 \\ \frac{1}{2}(4-u), & 2 \leq u < 4 \\ 0, & 0 \leq u < 2 \end{cases}$$

依次类推，可以得到标准“差、很差”的隶属函数，这里就不一一列举。

3.3.4 隶属度的求解及结论

根据表3.9岩石力学强度总表，白云岩、磷矿岩、页岩、砂岩的标准为：

A_1 、 A_2 、 A_3 、 A_4 、 A_5 。而影响因素质量密度、弹性模量、内摩擦角、抗压强度、抗拉强度分别为 $\tilde{u}_1$ ， $\tilde{u}_2$ ， $\tilde{u}_3$ ， $\tilde{u}_4$ ， $\tilde{u}_5$ ，他们的权重分别为0.04、0.12、0.2、0.36、0.2。对于白云岩：

$$\mu_{\tilde{A}_1}(u_1, u_2, \dots, u_5) = \mu_{\tilde{A}_1}(0.81, 0, 0, 0, 0);$$

$$\mu_{\tilde{A}_2}(u_1, u_2, \dots, u_5) = \mu_{\tilde{A}_2}(1, 0, 0.227, 0.588, 0.27);$$

$$\mu_{\tilde{A}_3}(u_1, u_2, \dots, u_n) = \mu_{\tilde{A}_3}(0.19, 1, 1, 1, 1);$$

$$\mu_{\tilde{A}_4}(u_1, u_2, \dots, u_n) = \mu_{\tilde{A}_4}(0, 0.491, 0.773, 0.412, 0.781);$$

$$\mu_{\tilde{A}_5}(u_1, u_2, \dots, u_5) = \mu_{\tilde{A}_5}(0, 0, 0, 0, 0);$$

用这些因素的隶属度分别与他们的权重相乘得到各个标准的隶属度为：

$$\mu_{\tilde{A}_1}(u_i) = 0.81 \times 0.04 = 0.032$$

；

$$u_{\tilde{A}_2}(u_i) = 1 \times 0.04 + 0 \times 0.12 + 0.227 \times 0.2 + 0.588 \times 0.36 + 0.27 \times 0.28 = 0.373$$

$$u_{\tilde{A}_3}(u_i) = 0.19 \times 0.04 + 1 \times 0.12 + 1 \times 0.2 + 1 \times 0.36 + 1 \times 0.28 = 0.967$$

$$u_{\tilde{A}_4}(u_i) = 0 \times 0.04 + 0.491 \times 0.12 + 0.773 \times 0.2 + 0.412 \times 0.36 + 0.781 \times 0.28 = 0.621$$

$$u_{\tilde{A}_5}(u_i) = 0$$

根据最大隶属原则：

$$u_{\tilde{A}}(u_i) = \max\{u_{\tilde{A}}(u_1), \dots, u_{\tilde{A}}(u_5)\} = \max\{0.032, 0.373, 0.967, 0.621, 0\} = 0.967$$

所以白云岩属于标准 $\tilde{A}_3$ 为较好的岩石。

同理可得

$$u_{\tilde{A}}(u_i) = \max\{u_{\tilde{A}}(u_1), \dots, u_{\tilde{A}}(u_5)\} = \max\{0.079, 0.425, 0.921, 0.501, 0\} = 0.921$$

磷矿岩属于标准 $\tilde{A}_3$ 为较好的岩石。

$$u_{\tilde{A}}(u_i) = \max\{u_{\tilde{A}}(u_1), \dots, u_{\tilde{A}}(u_5)\} = \max\{0.083, 0.24, 0.25, 0.335, 0.766\} = 0.766$$

页岩属于标准 $\tilde{A}_4$ 为差的岩石。

$$u_{\tilde{A}}(u_i) = \max\{u_{\tilde{A}}(u_1), \dots, u_{\tilde{A}}(u_5)\} = \max\{0.078, 0.042, 0.665, 0.726, 0.228\} = 0.726$$

砂岩属于标准为 $\tilde{A}_5$ 为很差的岩石。

在地下开采过程中，顶板、底板岩石的强度将直接影响采场的稳定性，在本论文以下章节对采矿方法及采场稳定性研究过程中，围岩的强度是一个重要的因素，以上的分析得到顶板白云岩强度稍高，对上盘围岩保持自身稳定很有利，在采场中所留的间柱主要是磷矿岩，它强度较大，可以更好地起到支撑作用，但是底板砂岩和页岩相对强度较低，磷矿开采后可能会产生较大的竖向位移。从以上最大隶属度可知，磷矿岩属于较好的岩石，砂岩属于较差的岩石，页岩属于很差的岩石。

第四章 岩体力学参数折减处理

在工程稳定性分析中,岩体力学参数的选取无论是对理论计算的结果,还是对数值模拟的结果都有很大的影响。岩体通常不同于岩石,更不同于实验室的岩石试件。岩石是从结构面所切割的岩块中取得的,是岩体的一个组成单元,它的强度特性及变形特性取决于矿物成分、颗粒大小和颗粒间结构方式以及微裂隙。岩体则是指具有较大体积的岩石块体。它是由各种不同成分的岩石组成的地质体的一部分,在漫长的地质年代时经历了各种地质构造运动,生成各种形式的结构面,岩体被这些结构面切割形成不同程度不连续的裂隙体,由于结构面的存在,岩体力学性质降低,可使岩体强度比其主体物质—岩石的强度小几十倍。所以在实验室无论是岩石试验还是岩体原位试验,获得的力学参数直接用于岩体工程分析计算是不准确的。即使是现场原位岩体力学试验结果,由于试件的大小和模拟条件的差别、试验手段的不完善,也使其代表性和可靠性受到一定的局限,因此我们在进行研究时不能原封不动的应用于岩体工程。总之,力学试验所获得的力学参数应用于岩体工程时要考虑岩石和岩体性质的差别,必须通过处理才能应用于理论计算或数值模拟。

4.1 影响岩体力学性质的因素

岩体力学性质指的是岩体抵抗外力作用的能力,它包括岩体的稳定性特征、强度特征和变形特征。它是由组成岩体的岩石、结构面和赋存条件决定的。岩体力学性质不是固定不变的,由于岩体结构的原因,它可以随着时间尺寸增大而降低,而且工程开挖方向与岩体内结构面产状间的关系不同,其变形和破坏特征也不一样,同时它还随环境因素的变化而变化。一般来说,影响岩体力学性质的基本因素有:岩体结构面的力学特性、岩体完整程度、地下水、地应力和岩体风化程度等。

(1) 岩体结构面对岩体力学性质的影响

根据结构面的形成原因,通常将其分为三种类型^[16]:原生结构面、构造结构面及次生结构面。原生结构面是在成岩阶段形成的,包括岩体中层面、层理、软弱夹层、原生节理裂隙,这些结构面大大减弱了岩体的抗压强度,同时岩体在变质作用过程中形成片理结构面,其面是光滑的,严重影响了岩体的抗剪强度;构造结构面是在岩体构造运动下形成的各种结构面,如节理、断层、层间错动面等。这些结构面的存在严重影响了岩体的抗剪、抗拉强度;次生结构面是由于外力作用下形成的各种界面,如荷载裂隙、爆破裂隙、风化裂隙、

风化夹层及泥化夹层等。这些裂隙对岩体的抗剪强度影响很大。

(2) 岩体完整程度^[22,23]

节理、裂隙是影响岩体的主要因素。它是通过岩体完整性系数 K ^[1]来定义的：
$$K = \left(\frac{V_{ml}}{V_{cl}} \right)^2,$$

其中 V_{ml} 为岩体中弹性波纵波传播速度， V_{cl} 为岩块中弹性波纵波传播速度，如表4-1^[24]所示：

表4-1 岩体完整性程度划分

岩体完整性系数 K	>0.75	0.75~0.55	0.55~0.35	0.35~0.15	<0.15
岩体完整程度	完整	较完整	较破碎	破碎	极破碎

岩体完整程度对岩体抗压和抗拉强度影响较大。

(3) 地下水对岩体力学性质的影响

地下水是一种重要的地质应力，它与岩体之间的相互作用包括物理作用、化学作用和力学作用^[24,25]。

地下水对岩体的物理作用有：润滑作用、软化与泥化作用以及结合水的强化作用^[24]。润滑作用，处于岩体中的地下水，在岩体的不连续面边界上产生润滑作用，使不连续面的摩阻力减小，剪应力效应增强，使岩体的摩擦角减少；软化与泥化作用，地下水对岩体的软化和泥化作用表现在对岩体含水量增大，使岩体发生由固态到塑态甚至液态的弱化效应，而在断层带容易发生泥化现象，所以对岩体的力学性能降低，特别是对内聚力和摩擦角值减少；结合水处于负压状态，所以结合水的作用是强化了岩体的力学性能，即增加了岩体的强度。

地下水对岩体的化学作用主要是地下水与岩体之间的离子交换、溶解作用、水化作用、水解作用、溶蚀作用、氧化还原作用、沉淀作用以及超渗透作用等，地下水对岩体产生的化学作用主要是改变岩体的矿物组成，从而改变其结构性而影响岩体的力学性质。其中水化作用是水渗透到岩体的矿物质结晶格架或水分子附到可溶性岩石离子上，使岩石结构发生微观、细观和宏观的改变，减小了岩体的内聚力。

地下水对岩体产生的力学作用，主要通过空隙静水压力和空隙动水压力作用对岩体力学性质施加影响，前者减小岩体的有效应力而降低岩体的强度，在裂隙岩体中的空隙静水压力可使裂隙产生扩容变形，后者对岩体产生切向的推力以降低岩体的抗剪强度。

(4) 地应力对岩体力学性质的影响

地应力具有双重性^[26]，一方面是岩体赋存条件，另一方面又是赋存于岩体

之内和岩体组成成分一样左右着岩体的特征，是岩体力学特性的组成部分。

把地应力视为岩体赋存环境一般理解为岩体的初始条件。而把地应力视为岩体力学特性考虑到岩体是经过建造和改造过程，遭受过变形和破坏而形成的，在这个过程中也伴随真地应力的形成和改造，积累和释放，以致形成地应力场。它体现在影响岩体的承载能力，即地应力对岩体形成的围压越大，其承载能力也越大；影响岩体的变形和破坏机制，即高地应力存在时使岩体呈剪塑性变形；影响着岩体中地应力传播法则，即地应力。在本论文中对岩体力学参数折减时将不考虑地应力的影响。

（5）风化对岩体力学性质的影响

新鲜岩石的力学性质和风化岩石的力学性质有着很大的区别，特别是当岩石风化程度很深时，岩石的力学性质会明显降低，而在实际工程中又常常将风化岩石作为工程的基础。风化作用是一种表生的自然营力和人类作用的共同产物，是一种很复杂的地质作用，将涉及到气温、大气、水分、生物、原岩的成因、原岩的矿物成分、原岩的结构和构造等诸因素的综合作用。风化程度不同对岩石强度的影响程度是不同的。岩石的风化结果主要从以下几个方面来降低岩体的性质：

①降低岩体结构面的粗糙程度并产生新的裂隙，使岩体被再次裂称更小的碎块，进一步破坏了岩体的完整性。随着岩石原有结构连结被消弱以致丧失，坚硬岩石可转变为半坚硬岩石，甚至成为疏松土。

②岩石在化学风化过程中，矿物成分发生变化，原生矿物经受水解、水化、氧化等作用后，逐渐为次生矿物所代替，特别是产生粘土矿物，并随着风化程度的加深，这类矿物逐渐增加。

4.2 岩体力学参数折减系数的确定

由于岩体性质与岩石性质的差异受上述等因素的影响，为了使试验所得的数据能真是反映岩体实际力学参数，下面将对岩石力学参数进行折减。

岩体力学参数的折减方法很多^[27]。利用经验公式确定岩体力学参数是最常用的方法。文献^[28~31]等分别提出了根据岩体的弹性波速度估算岩体单轴抗压强度的公式。根据岩体分类指标，如巴顿岩体质量 Q 、岩体评分值 $RMR(Rock\ Mass\ Rating)$ 指标确定岩体参数的方法也很多，如文献^[32-34]分别提出了计算岩体单轴抗压强度的公式，文献^[35, 36]分别提出了用 RMR 指标估算岩体弹性模量的公式。另外，文献^[37]提出了根据节理面的蚀变状况和粗糙度、节理尺寸和连续性好坏、岩石块体平均大小预测岩体抗压强度折减系数的公式。但是经验公式是以一定数量的室内和现场试验资料为依据，通过回归等手段求出的，未能把较多的地质描述引入其中，各个经验公式计算同一岩体时，离散

性很大^[38]。

影响岩体力学的因素很多，各个因素的影响程度又不一样，所以岩体强度和岩石强度的关系不能确定，即很难确定其折减程度。所以，对于岩体力学参数的工程处理我们可以引进模糊数学来对岩石强度进行模糊折减，也就是要经过模糊评价获得一个折减系数 ϕ ，使得： $S_R = \phi * S_r$ ，其中 S_r 、 S_R 分别时岩石和岩体强度指标。下面将对岩石力学参数进行折减系数的模糊计算。

引用参考文献^[39,40]中折减系数的评价方法进行本论文的岩体力学参数的折减。把所有因素的全体记为因素论域： $F = \{f_1, f_2, \dots, f_n\}$ ，建立在该论域上的因素模糊集记为： $\tilde{A} = a_1/f_1 + a_2/f_2 + \dots + a_n/f_n$ ，其中， $0 \leq a_i \leq 1$ ， $(i=1,2,\dots,n)$ 为 f_i 对 $\tilde{A}$ 的隶属度，它是因素 f_i 在评价因素中所起作用的大小量度，也就是因素 f_i 评定折减系数的能力，具有权重的意义。将供选择的折减系数的全体记为备择论域： $V = \{\phi_1, \phi_2, \dots, \phi_n\}$ ，建立在该论域上的备择模糊子集（评判别集）为： $\tilde{B} = b_1/\phi_1 + b_2/\phi_2 + \dots + b_n/\phi_n$ ，其中 b_i 为折减系数 ϕ_i 对综合评定模糊子集 $\tilde{B}$ 的隶属度 b_j 。权向量为 $A = \{a_1, a_2, \dots, a_n\}$ 的确定是采用 Saaty T.L 在层次分析理论中提出的 1~9 标度法如表 4-2 所示^[41]。

表 4-2 比率标度及其定义

标度	含义
1	表示两个因素相比，具有同样重要性
3	表示两个因素相比，一个因素比另一个因素稍微重要
5	表示两个因素相比，一个因素比另一个因素明显重要
7	表示两个因素相比，一个因素比另一个因素强烈重要
9	表示两个因素相比，一个因素比另一个因素极其重要
2,4,6,8	上述两相邻判断的中值
倒数	因素 i 与因素 j 比较得判断 a_{ij} ，则因素 j 与因素 i 比较得判断为 $a_{ji} = 1/a_{ij}$

然后根据矩阵定律求出权矩阵的特征值和特征向量 $A = \{a_1, a_2, \dots, a_n\}$ 即为所需的权向量。用类似的方法可以求出折减系数 ϕ_i 对综合评定模糊子集 $\tilde{B}$ 的隶属度 b_j ；最后利用隶属度作为权的加权平均值来确定折减系数的综合评价值。

即：
$$\phi_j = \frac{\sum_{j=1}^n b_j \phi_j}{\sum_{j=1}^n b_j}$$
。下面将进行本论文中岩石力学参数转化为岩体力

学参数的折减，即确定本论文中的折减系数。

首先根据表（4-2）的1~9标度法，对影响岩石力学性质的4个因素：岩体结构面 f_1 、岩体结构完整程度 f_2 、地下水 f_3 、风化程度 f_4 ，求出对岩体的抗剪强度的权向量；根据以上影响因素的分析，岩体结构面在岩体力学性质评价中起着较为重要的作用。

表4-3 因素权向量判断矩阵

比率标度值	岩体结构面	岩体结构完整程度	地下水	风化程度
岩体结构面	1	3	4	5
岩体结构完整程度	0.333	1	3	4
地下水	0.25	0.333	1	2
风化程度	0.2	0.25	0.5	1

用单因素对折减系数的隶属度向量取代表4-2中的权向量，论域集取代因素集，依据原始资料，建立论域集上的隶属度的比率判断矩阵，其比率标度参见表4-4^[39]。

表4-4 比率标度及其含义

标度	含义
1	从同一个影响因素评价，折减系数取一论域的可能性比取另一论域的可能性相等
3	从同一个影响因素评价，折减系数取一论域的可能性比取另一论域的可能性稍大
5	从同一个影响因素评价，折减系数取一论域的可能性比取另一论域的可能性明显大
7	从同一个影响因素评价，折减系数取一论域的可能性比取另一论域的可能性强烈大
9	从同一个影响因素评价，折减系数取一论域的可能性比取另一论域的可能性绝对大
2,4,6,8	上述两相邻判断的中值
倒数	因素 <i>i</i> 与因素 <i>j</i> 比较得判断 a_{ij} ，则因素 <i>j</i> 与因素 <i>i</i> 比较得判断为 $a_{ji} = \frac{1}{a_{ij}}$

通过有关文献^[42~45]估计确定岩体抗剪强度的折减系数的备择集为：
(0.5, 0.4, 0.3, 0.2, 0.1)。根据表4-4比率标度得到以下判断矩阵。

表4-5 对岩体结构面 f_1 评价的判断矩阵

比率标度值		折减系数				
		0.5	0.4	0.3	0.2	0.1
折	0.5	1	0.5	0.25	0.2	0.143

减 系 数	0.4	2	1	0.5	0.25	0.2
	0.3	4	2	1	0.333	0.25
	0.2	5	4	3	1	0.5
	0.1	7	5	4	2	1

表4-6 对岩体完整程度 f_2 评价的判断矩阵

比率标度值		折减系数				
		0.5	0.4	0.3	0.2	0.1
折 减 系 数	0.5	1	0.333	0.25	0.167	0.2
	0.4	3	1	0.333	0.5	0.25
	0.3	4	3	1	0.25	0.333
	0.2	6	5	4	1	3
	0.1	5	4	3	0.333	1

表4-7 对地下水 f_3 评价的判断矩阵

比率标度值		折减系数				
		0.5	0.4	0.3	0.2	0.1
折 减 系 数	0.5	1	0.333	0.167	0.2	0.333
	0.4	3	1	0.2	0.333	3
	0.3	6	5	1	0.5	4
	0.2	5	3	2	1	2
	0.1	3	0.333	0.25	0.5	1

表4-8 对风化程度 f_4 评价的判断矩阵

比率标度值		折减系数				
		0.5	0.4	0.3	0.2	0.1
折 减 系 数	0.5	1	0.5	0.2	0.167	0.25
	0.4	2	1	0.5	0.25	0.333
	0.3	5	2	1	0.5	0.333
	0.2	6	4	2	1	2
	0.1	4	3	3	0.5	1

要想计算出以上所以矩阵的特征向量，用手工算计算量太大，既费时又费力，所以本文将借用Matlab软件里 $[E,\lambda]=eig(a)$ ^[46]，其中 a 为矩阵的名称，

计算时只要输入以上数据，即可很快得到计算结果进行计算；并取特征为 $\lambda \approx n$ 时的特征向量，其中 n 为矩阵的维数。经计算，得到因素集的权向量为：

$$A^T = \{0.869 \quad 0.438 \quad 0.1951 \quad 0.1223\}$$

折减系数 ϕ_i 对综合评定模糊子集 B 的隶属度 b_{ij} ，即：

$$R = \{r_{ij}\} = \begin{bmatrix} 0.0851 & 0.767 & 0.0889 & 0.0996 \\ 0.1415 & 0.1819 & 0.2678 & 0.1760 \\ 0.2425 & 0.2612 & 0.6656 & 0.3357 \\ 0.5163 & 0.8215 & 0.6638 & 0.7366 \\ 0.8046 & 0.4669 & 0.1914 & 0.5513 \end{bmatrix}$$

$$\text{而 } B = \{b_j\} = \{r_{ij}\}A^T = \{0.1371 \quad 0.2851 \quad 0.4961 \quad 1.0281 \quad 1.0085\}^T$$

利用公式 $\phi_j = \frac{\sum_{j=1}^n b_j \phi_j}{\sum_{j=1}^n b_j}$ ，即可得到岩体抗剪强度的折减系数为：

$$\phi_\tau = 0.216317995 \approx 0.216, \text{ 即取 } 0.261$$

根据上述折减方法，可以得到其它岩体力学参数的折减系数，由于计算方法和计算过程都相同，这里就不一一列举其计算过程了，计算结果如下：

弹性模量： $\phi_E = 0.251$ 泊松比： $\phi_\mu = 1.0$ 抗压强度： $\phi_t = 0.178$

内摩擦角： $\phi_\phi = 0.246$ 粘结力： $\phi_C = 0.246$ 抗拉强度： $\phi_\tau = 0.151$

根据以上折减系数，得到折减后的岩体力学参数如下表4-9：

表4-9 折减后岩体力学参数

类 别		密度 (kg/m ³)	弹性模量 (GPa)	泊松比	抗拉强度 (MPa)	内摩擦角 (°)	抗压强度 (MPa)	抗剪强度 (MPa)
顶 板	白云岩	2810	7.45	0.27	1.41	19.4	28.87	8.09
矿 石	磷矿石	3220	7.3	0.25	1.11	25.2	26.32	7.92
底 板	页 岩	2680	2.4	0.39	0.67	25.7	5.47	3.04
	砂 岩	2670	4.44	0.23	0.76	25.5	19.49	6.43

4.3 本章小结

本章主要介绍了影响岩体力学性质的主要因素，并通过模糊数学的方法进

行岩石力学参数的折减，使得到的岩体力学参数更接近于实际，从而使数值模拟更准确、更能反映工程的实际情况。

第五章 有限元模拟的基本原理

鉴于岩石结构及岩体自身的复杂性,现有的技术与理论大多只能定性地评价采矿的安全性。对矿床开采中所选择的采矿方法的安全性,不能真正意义上确定矿体开采是否安全矿体开采的危险程度大小,难以指导矿山进行采矿方法选择或采用合理的结构参数以及理想的矿柱布置形式。有限元分析方法正好弥补了矿床开采的这缺陷,为采矿方法的科学分析与计算提供了有效的手段与方法。

文献^[71]中用有限元法预测了开采后地表村庄的下沉曲线与实际下沉曲线进行对比研究,从而得到有限元法运用于采矿中的可靠性。文献^[72]中利用三维有限元数值模拟对矿柱稳定性进行计算,结合工程实践经验确定了矿柱的回采工艺与尺寸,并对两种稳定性评价方法的适用性进行了评述,为最大限度回收矿产资源和提高矿柱回收率提供一定的理论依据,对类似矿山矿柱回收具有一定的借鉴作用。有限元数值模拟采用三维弹塑性有限元程序,针对采矿工程的特点模拟弹性、塑性以及节理等岩体性态和开挖、崩落、充填等采矿工艺过程^[73]。它输出的结果主要是采场的应力、应变和位移,从而有利于分析研究。

5.1 连续介质的离散化

有限元模拟分析的基本原理与思路是: a) 首先将要分析的连续体分割成数目有限的单元,单元间只在结点处相互连结,组成单元集合以代替原来的连续体; b) 在结点上引进等效力以代替实际作用于单元上的力; c) 对于每个单元根据分块近似的思想,选择一个简单的函数来近似地表示位移分量的分布规律,并按弹、塑性理论中的变分原理建立单元结点力和位移之间的关系; d) 把所有单元的这种特性关系集合起来,就得到一组以结点位移为未知量的代数方程组,由此方程组求出物体上有限个离散结点上的位移分量,进而根据物理方程和几何方程来求得单元的应力和变形。

在一个连续介质中,互相连结的点是无限的,具有无限各自由度,使数值解法难以进行。有限单元法把杆系结构的矩阵分析方法推广应用于连续介质,把连续介质离散化^[47],用有限个单元的组合物体代替原来的连续介质,这样一组单元只在有限个结点上相互连结,因而只包含有限个自由度,可用矩阵方法进行分析。

在相邻单元的公共边界上,本来位移和应力都是连续的,现在假定各单元只在公共结点上互相连结起来,计算结果,在相邻单元公共边界上的位移和应力都可能是不连续的,因而会带来误差。如图5-1所示,两相邻单元只在公共

结点上具有相同的位移，在公共边界上可能出现位移误差，如图中阴影部分所示。如果加密计算网格，把单元划分的小一些，位移差也会随之减小。因此，为了保证必要的计算精度，必须采用密集的计算网格，在应力集中区域，如支点或集中力附近，还在局部加密网格。因此，用有限元计算连续介质，所得到的不是精确解，只是近似解。但是，由于高速度大容量电子计算机的应用，可使计算网格很密集，计算精度完全可以满足工程需要。在有限元单元法中，一个二维连续介质用有限个二维单元的组合体去代替；一个三维连续介质用有限个三维单元的组合体去代替。当然，在这些单元中应保持原介质的一切材料特性。

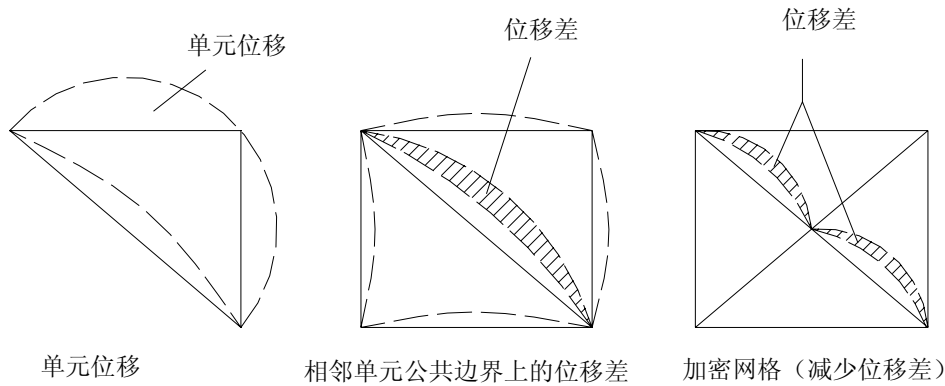


图 5-1

5.2 位移模式的选择

在结构单元离散完成之后，就可以对典型单元进行特性分析。每个结点具有两个位移分量： $\{\delta_i\} = \begin{Bmatrix} u_i \\ v_i \end{Bmatrix}$ ，每个单元的六个结点位移分量可表示为一个

向量： $\{\delta\}^e = \begin{Bmatrix} \delta_i \\ \delta_j \\ \delta_m \end{Bmatrix}$ ，（ i, j, m 为单元的三个结点），只知道结点位移，并不能

直接求出单元内的应变和应力。因此为了用结点位移表示单元应变和应力，必须假定单元内任一点的位移分量为坐标的某种函数，种函数称为位移模式

[48,49]。根据所选定的位移模式，就可以导出用结点位移表示单元内任一点位移的关系。其矩阵形式如下：

$$\{r\} = \begin{Bmatrix} u \\ v \end{Bmatrix} = [N]\{\delta\}^e \quad (5-1)$$

$[N] = \begin{bmatrix} N_i \\ N_j \\ N_m \end{bmatrix}$ 为位移的形态函数，它是坐标的函数，它们反映了单元的位移形

态。

$$\begin{aligned} a_i &= x_j y_m - x_m y_j, & b_i &= y_j - y_m, & c_i &= x_m - x_j \\ \text{如果 } a_j &= x_m y_i - x_i y_m, & b_j &= y_m - y_i, & c_j &= x_i - x_m \\ a_m &= x_i y_j - x_j y_i, & b_m &= y_i - y_j, & c_m &= x_j - x_i \end{aligned}$$

其中 x_i, y_i 为结点的 x, y 坐标。

用 A 表示三角形 ijm 的面积。 $A = \frac{1}{2} \begin{vmatrix} 1 & x_i & y_i \\ 1 & x_j & y_j \\ 1 & x_m & y_m \end{vmatrix}$ ，为了保证面积 A 不致为

负值， i, j, m 的次序必须是顺时针方向的。为了简化位移函数的表达式，

$$\begin{aligned} N_i &= \frac{a_i + b_i x + c_i y}{2A}, \\ \text{记 } N_j &= \frac{a_j + b_j x + c_j y}{2A}, \\ N_m &= \frac{a_m + b_m x + c_m y}{2A} \end{aligned} \quad (5-2)$$

所以位移函数的简单表达式如下：

$$\begin{aligned} u &= N_i u_i + N_j u_j + N_m u_m \\ v &= N_i v_i + N_j v_j + N_m v_m \end{aligned}$$

写成矩阵形式就是： $\{r\} = \begin{Bmatrix} u \\ v \end{Bmatrix} = [N] \{\delta\}^e$ (5-3)

$\{r\}$ —— 单元内任一点的位移阵列

$\{\delta\}^e$ —— 单元结点位移列阵

根据位移函数，在单元的边界上位移是线性变化的，既然两个相邻的单元在其公共结点上具有相同的结点位移，因此在它们的公共边界上，两个单元将具有相同的位移，也就是说，所选择的位移函数保证了两相邻单元之间的位移的连续性。

5.3 单元的力学特性

5.3.1 单元应变

作为平面问题，单元内具有三个应变分量 ε_x 、 ε_y 、 γ_{xy} ，可用矩阵表示^[50,51]如下：

$$\{\varepsilon\} = \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix} = \begin{Bmatrix} \frac{\partial u}{\partial x} \\ \frac{\partial v}{\partial y} \\ \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \end{Bmatrix}$$

(5-4)

将位移函数代入，得到：

$$\{\varepsilon\} = \begin{Bmatrix} \frac{\partial N_i}{\partial x} & 0 & \frac{\partial N_j}{\partial x} & 0 & \frac{\partial N_m}{\partial x} & 0 \\ 0 & \frac{\partial N_i}{\partial y} & 0 & \frac{\partial N_j}{\partial y} & 0 & \frac{\partial N_m}{\partial y} \\ \frac{\partial N_i}{\partial y} & \frac{\partial N_i}{\partial x} & \frac{\partial N_j}{\partial y} & \frac{\partial N_j}{\partial x} & \frac{\partial N_m}{\partial y} & \frac{\partial N_m}{\partial x} \end{Bmatrix} \begin{Bmatrix} u_i \\ v_i \\ u_j \\ v_j \\ u_m \\ v_m \end{Bmatrix}$$

$$= \frac{1}{2A} \begin{bmatrix} b_i & 0 & b_j & 0 & b_m & 0 \\ 0 & c_i & 0 & c_j & 0 & c_m \\ c_i & b_i & c_j & b_j & c_m & b_m \end{bmatrix} \{\delta\}^e \quad (5-5)$$

简写为：

$$\{\varepsilon\} = [B]\{\delta\}^e$$

(5-6)

式中 $\{\varepsilon\}$ —单元内任一点的应变列阵；

$[B]$ —单元应变矩阵，取决于结点坐标。

由于单元面积 A 以及系数 a_i 、 b_i 、 c_i 都是常量，所以矩阵 $[B]$ 的元素都是常量，因此应变 $\{\varepsilon\}$ 的元素也是常量，也就是说，在每一个单元中，应变分量 ε_x 、 ε_y 、 γ_{xy} 都是常量。

5.3.2 单元应力

在求出单元应变后，利用广义虎克定律，可以求出单元应力^[50,51]。

5.3.2.1 平面应力

根据广义虎克定律，对于各向同性体的平面应力问题，应变分量决定于以下各式：

$$\begin{aligned}\varepsilon_x &= \frac{\sigma_x}{E} - \frac{\mu\sigma_y}{E} \\ \varepsilon_y &= \frac{\sigma_y}{E} - \frac{\mu\sigma_x}{E} \\ \gamma_{xy} &= \frac{2(1+\mu)}{E}\tau_{xy} + \gamma_{xy}\end{aligned}\quad (5-7)$$

得到平面应力用矩阵表示： $\{\sigma\} = [D]\{\varepsilon\} = [D][B]\{\delta\}^e$ (5-8)

式中： $[D] = \frac{E}{1-\mu^2} \begin{bmatrix} 1 & \mu & 0 \\ \mu & 1 & 0 \\ 0 & 0 & \mu \end{bmatrix}$,

$[D]$ ——材料的弹性矩阵，它决定于弹性常数 E 和 μ 。

由于位移函数是线性的，在每个单元中，应变分量和应力分量都是常量。在一个变化的应力场中，相邻的单元一般具有不同的应力，因此在两单元的公共边界上，应力将有突变。但是随着单元的逐步取小，这种突变将急剧减小，并不妨碍有限元法的解答收敛于正确解答。

5.3.2.2 平面应变

对于平面应变问题，除了应力分量 σ_x 、 σ_y 、 τ_{xy} 以外，还存在着正应力 σ_z 。单元中的应变分量决定于以下各式^[50,51]：

$$\begin{aligned}\varepsilon_x &= \frac{1}{E}(\sigma_x - \mu\sigma_y - \mu\sigma_z) \\ \varepsilon_y &= \frac{1}{E}(\sigma_y - \mu\sigma_z - \mu\sigma_x) \\ \gamma_{xy} &= \frac{2(1+\mu)}{E}\tau_{xy}\end{aligned}$$

此外还有 $\varepsilon_z = \frac{1}{E}(\sigma_z - \mu\sigma_x - \mu\sigma_y) = 0$

再解出三个应力分量 σ_x 、 σ_y 、 τ_{xy} ，就可以得到矩阵方程

$$\{\sigma\} = [D]\{\varepsilon\} = [D][B]\{\delta\}^e \quad (5-9)$$

此时弹性矩阵： $[D] = \frac{E(1-\mu)}{(1+\mu)(1-2\mu)} \begin{bmatrix} 1 & \mu/(1-\mu) & 0 \\ \mu/(1-\mu) & 1 & 0 \\ 0 & 0 & (1-2\mu)/2(1-\mu) \end{bmatrix}$

将平面应力各公式中的 E 、 μ 分别换以 $E/(1-\mu^2)$ 、 $\mu/(1-\mu)$ ，即可得到平面应变的相应公式。反之，将平面应变各公式中的 E 、 μ 分别换以 $E(1+2\mu)/(1+\mu)^2$ 、 $\mu/(1+\mu)$ ，即可得到平面应力的相应公式。

5.3.2.3 虚位移原理

所谓虚位移^[50,51]可以是任何无限小的位移，它在结构内部必须是连续的，在结构的边界上必须满足运动学边界条件。

外力： $\{F\} = [F_1 \ F_2 \ F_3 \ \dots]^T$ ，在外力作用下，物体的应力为：

$$\{\sigma\} = [\sigma_x \ \sigma_y \ \sigma_z \ \tau_{xy} \ \tau_{yz} \ \tau_{zx}]^T,$$

现在假设物体发生了虚位移，在外力作用处与各个外力相应方向的虚位移为：

$$\{\delta^*\} = [\delta_1^* \ \delta_2^* \ \delta_3^* \ \dots]^T,$$

上述虚位移所产生的虚应变为： $\{\varepsilon^*\} = [\varepsilon_x^* \ \varepsilon_y^* \ \varepsilon_z^* \ \gamma_{xy}^* \ \gamma_{yz}^* \ \gamma_{zx}^*]^T$ ，在产生虚位移

时，外力已作用于物体，而且在虚位移过程中，外力保持不变。因此，外力在虚位移上所做的虚功为： $\delta V = F_1 \delta_1^* + F_2 \delta_2^* + F_3 \delta_3^* + \dots = \{\delta^*\}^T \{F\}$ ，在物体单

位体积内，应力在虚应变上的应变能为：

$$\{\varepsilon^*\}^T \{\sigma\} = \sigma_x \varepsilon_x^* + \sigma_y \varepsilon_y^* + \sigma_z \varepsilon_z^* + \tau_{xy} \gamma_{xy}^* + \tau_{yz} \gamma_{yz}^* + \tau_{zx} \gamma_{zx}^*$$

整个物体的虚应变能为： $\delta U = \iiint \{\varepsilon^*\}^T \{\sigma\} dx dy dz$

虚位移原理表明，如果在虚位移发生之前，物体处于平衡状态，那么在虚位移发生时，外力所做虚功等于物体的虚应变能，即：

$$\{\delta^*\}^T \{F\} = \iiint \{\varepsilon^*\}^T \{\sigma\} dx dy dz \quad (5-10)$$

5.4 计算等效结点力和单元刚度矩阵

弹性体经离散化后，假定力是通过结点从一个单元传到另一个单元，但是作为实际的连续体，力是从单元的公共边界传递到另一单元的。因而，这种作用在单元边界上的表面力以及作用在单元上的体积力、集中力等都要等效移置到结点上，也就是要用等效结点力来替代所有作用在单元上的力。

等效结点力用矩阵^[52,53,54]表示： $\{F\}^e = t A [B]^T \{\sigma\}$ (5-11)

结点力： $\{F\}^e = \{U_i \ V_i \ U_j \ V_j \ U_m \ V_m\}^T$ ，

应力用结点位移表示： $\{\sigma\} = [D] \{\varepsilon\} = [D] [B] \{\delta\}^e$

得到： $\{F\}^e = [B]^T [D] [B] t A \{\delta\}^e = [k]^e \{\delta\}^e$ (5-12)

其中： $[k]^e = [B]^T [D] [B] t A$ ，称为单元刚度矩阵。

$[D]$ ——材料的弹性矩阵，它决定于弹性常数 E 和 μ 。

$[B]$ ——单元应变矩阵，取决于结点坐标。

作用于结构上的荷载有两种，一种是分布荷载，一种是集中荷载。对于集中荷载，在划分网格时应使集中荷载的作用点成为一个结点。而分布荷载，应代以等效的结点荷载，以便于计算。这种荷载的代换必须按静力等效的原则进行，只有这样才能使得由于代换而引起的应力误差是局部的，不影响整体的应力。

5.5 结点平衡方程与整体刚度矩阵

每个结点，在结点力和结点荷载的作用下，必须保持平衡。如下图5-2所示。

取出结点 i ，这个结点周围共有6个单元，从中再取出一个单元 e ，这个单元受到 i 、 j 、 m 三个结点所施加的结点力^[50,51]是：

$$\{F\}^e = [F_i \ F_j \ F_m]^T = \{U_i \ V_i \ U_j \ V_j \ U_m \ V_m\}^T$$

反过来，结点 i 、 j 、 m 受到该单元所施加的力，与上述结点力大小相等而方向相反。结点 i 一般承受从结点周围各单元移置而来的结点荷载：

$$\{P_i\} = \sum_e \{P_i\}^e = \begin{Bmatrix} X_i \\ Y_i \end{Bmatrix}$$

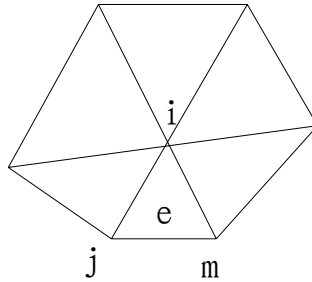


图 5-2

根据结点 i 在水平和竖直方向的平衡条件，得到平衡方程如下：

$$\sum_e U_i = X_i, \quad \sum_e V_i = Y_i \quad (5-13)$$

式中： $\sum_e$ 表示对环绕结点 i 的所有单元求和。

$$\text{平衡方程用矩阵表示为：} \quad \sum_e \{F_i\} = \{P_i\} \quad (5-14)$$

因为 $\{F\}^e = [k]\{\delta\}^e$ ，所以得到用结点位移表示的结点平衡方程：

$$[K]\{\delta\} = \{P\} \quad (5-15)$$

$[K]$ —— 整体刚度矩阵。

整体刚度矩阵 $[K]$ 的元素可以用公式： $K_{rs} = \sum_e k_{ij}$ 来计算。

5.6 求解未知结点位移和计算单元应力

由平衡方程组，解出未知位移，最后，利用前面的方程和已求出的结点位移来计算单元应力^[52]，并加以整理得出所要求的结果。这些方程还应考虑几何边界条件，作适当的修改后，才能够解出所有的未知结点位移。

第六章 公路下磷矿开采非线性有限元数值模拟

在采矿、水工和地下工程中，经常遇到的岩石力学问题是需要确定开挖前后的应力和位移及其在开挖过程中的变化，以便为设计和施工提供可靠的定量依据。已有的理论解只能解决圆形或椭圆形坑洞等具有简单形状的问题，对于几何形状复杂的坑洞如采场等只能用数值分析方法来近似求解，特别是在采矿方法优选方面，更是体现了数值模拟的优越性。

关于岩石工程数值分析中开挖步骤的最早概念是古德曼和布朗1963年在堤坝的逐层填筑的稳定性时提出来得，他们利用增量计算方法，用弹性理论的解析方法模拟了堤坝的填筑过程，建立了为后来的有限元分析所普遍采用的理论模拟方法。1966年布朗和凯因根据这一概念对边坡的开挖问题进行了有限元分析。其后范恩、伍德尔德等人相继研究过天然应力场中开挖步骤问题，但都限于岩石或土的边坡和堤坝问题，且没有考虑水平构造应力场的影响，对天然应力也只考虑重力或均匀应力场^[58]。对于地下工程的开挖步骤问题，工作进行很少，虽然韦提克曾在1972年提出地下隧道施工步骤的影响及模拟开挖步骤的概念，但也没有给出任何有限元的计算方法和算例，本文将在前人工作的基础上，进行模拟开挖步骤，使数值模拟更准确，更形象。

6.1 数值模拟的特点

在矿山工程或地质工程中，由于数值模拟一般仅作定性或准定量评价应用，因此在开阳磷矿矿区稳定性的数值模拟研究过程中，贯彻始终的指导原则是不刻意寻求力学模拟和本构关系的精密，而是致力于对所选用的采矿方法比较等实际工程问题的解决。主要原因在于采矿是一个复杂的力学过程，其中包含若干个不确定因素的影响，强求本构关系的精密是与工程规律有矛盾的。大系统的不相容原理表明，系统处理时要求的精确度越高，则所得结果的模糊程度越大。因此本论文研究具有以下特点：①由于采矿过程的复杂性和不确定性，探讨了计算机模拟采矿工程系统的可靠性，即用计算机模拟采矿工程应当遵循的理论方法——系统反馈与概率论，用其指导计算机的模拟工作；②探讨

了计算机模拟岩体工程稳定性的判据，不但分析了以采矿工程某一阶段的静态判据，且研究了反映采矿工程的动态效应问题；③对开阳磷矿开采过程稳定性问题进行了系统的、大范围多方案的模拟，从回采过程中局部采场到整个回采区域，全面地、系统地分析了开阳磷矿回采的力学稳定性问题；④对影响稳定性的主要因素，如矿柱、充填体的作用规律，多采场、多中段回采等一系列影响采矿过程稳定的诸多问题作了必要的分析；⑤对采矿过程所产生的可能对矿区生活、生产造成重大损失以及影响金阳公路的正常运行的地表变形问题也作了一定的分析，对实际开采起到了指导作用；⑥突出主要影响因素，不要求所建立的力学模型过于复杂，但能反映岩体的基本力学特性即矿山开采的基本过程；⑦在影响矿体开采稳定性的材料性质和工程施工两个因素中，更重视后者，因为材料因素是既定的，可变范围是有限的，而施工因素是复杂多变的，通过有关研究施工因素的资料表明，可以对采矿工艺和方法进行优化选择。从力学角度来看，采矿过程是岩体卸载的过程，其位移与应力的变化及最终分布均具有一定的加载途径，本文用有限元ANSYS模拟开挖等方法使该问题得到合理解决；⑧避开了单纯从材料试验中建立力模拟及刻意追求本构关系的研究方法，而是依据已有的试验结果，从解决工程实际问题的角度出发建立必要的分析模式、模型及研究方案。

随着数值模拟计算水平的提高和模拟软件的不开发，对于岩土工程中的开挖问题，比如矿山开挖，隧道开挖等也逐渐应用上来，但是一般的，采场应力—应变的数值模拟分析方法，都是沿袭先开洞后加载，全断面一次开挖完成的模型，显然这种不考虑分步开挖，其开挖后加载的情况不符合工程实际情况。因为矿山回采或开挖的过程，不是对岩体施加载荷的过程，恰恰相反，岩体被开挖的过程是开挖表面突然卸载的过程，原先的三向应力至少有一向应力变为零，这部分应力向围岩内部转移。这种卸载和增载过程伴随着围岩的变形和位移，因此，以前的外加载力学计算模型不仅不能反映整个回采过程应力—应变的变化历史，且亦无法有效实现分步逐渐回采开挖的模拟。为此我们需分析每一步开挖结束的应力—应变，剪应力等。

首先将数值模拟计算模拟离散化，划分有限元网格，进行未开挖条件及原岩应力场作用下的有限元分析，计算出在原始应力作用下未采动的单元集合应力 $\{\sigma_0\}$ ；在第一步开挖暴露表面上，计算出作用在相应节点处的等效节点应力 $\{Q_1\}$ ，然后将与 $\{Q_1\}$ 大小相等方向相反的力施加在这些节点上，形成所谓的“无应力表面”；最后进行在载荷 $\{Q_1\}$ 作用下有限元分析，得到相应的应力增量 $\{\Delta\sigma_1\}$ ，将它加到 $\{\sigma_0\}$ 中即得到第一步开挖后的应力场 $\{\sigma_1\}$ 。其它各步骤的计算如此类推，便可连续求出各开挖步时的 $\{\sigma_i\}$ 及 $\{\Delta\sigma_i\}$ ，并与 $\{\sigma_0\}$ 相叠加。

这种增量模拟法的一般格式为： $\{\sigma_n\} = \{\sigma_0\} + \sum_{i=1}^n \{\Delta\sigma_i\}$

分步开挖的位移也可用类似的方法求出，这时可不考虑未开挖条件下受初始应力场作用而产生的位移 $\{u_0\}$ ，而仅考虑开挖步引起的相应的位移增量 $\{\Delta u_i\}$ ，如开挖了 n 步，其总位移 $\{u_n\}$ 即为 n 开挖步相应位移增量的总和，即：

$$\{U_n\} = \sum_{i=1}^n \{\Delta U_i\}^{[58]}$$

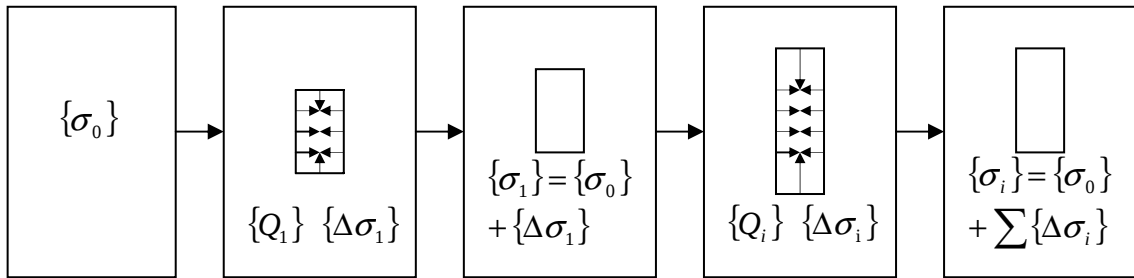


图 6-1 回采开挖的解题方法

6.2 基本假设

数值模拟是一种评价岩体稳定性的定性或准定量的方法，为了使计算结果比较接近实际情况，应该对岩体介质性质及计算模拟等作一些必要的假设。

岩石的力学性质是指它的弹性、塑性、粘性及各向异性等，根据在应力作用下所表现出来的变形特征及本构关系，可将岩石分为线弹性、弹塑性及粘弹性等多种属型。岩石力学属性是确定岩体性质的基础，但岩体具有特定的结构，加上岩体的性质各向异性及结构各向异性的影响而使其复杂化。大量的工程实践表明，岩体结构特征空间上的分布既有一定的规律性，又有一定的随机性。对于开阳磷矿来说，岩体的范围比我们所要研究的矿区或采场小的多，因此从矿山岩体工程的宏观范围考虑，可以将其看作是似均质各向同性介质。根据计算目的，这次数值模拟主要是评价矿山开采的采动效应，至于采动后长期时间效应的影响暂时不作分析。考虑到岩体具有复杂的力学性质，比如弹性、塑性、流变变形、应变硬化或应变软化等，又具有复杂的结构特性，比如岩体结构、岩体介质结构及地质结构等，因此可以将岩体视为非线性弹塑性介质，采用Drucker-Prager^[59,60]屈服准则。判断物体处于弹性状态还是处于塑性状态的判据，称为屈服准则。它是物体中某一点由弹性状态转变到塑性状态时各应力分量的组合所满足的条件。在分析塑性问题时，屈服准则是非常重要的关系式。

计算模型主要用三维模型。由于矿山开采及稳定性本身是一个空间问题，为了能够更准确的分析和评价开采的采动效应，本论文将采用三维空间模拟开阳磷矿的开采过程，对不同的采矿方法一一进行模拟，并分析评价结果。

用沙坝矿的地质条件及岩体结构条件比较复杂, 计算模拟中不可能写真式地充分反映和考虑, 数值模拟计算只能考虑对采场或矿区总体稳定性起控制作用的大型或较大型结构面, 小型的结构面如节理、裂隙等由于它们的尺寸相对于整个矿体来说太小的, 就没有必要考虑了。关于采充循环的顺序问题, 假定在进行下一步回采时, 前一步回采空间的充填已经完成, 且其力学参数已达到设计标号。因计算时考虑了分层开挖或分步开挖(回采)的动态效应, 因此不再考虑岩体力学性质的时间效应对采场及围岩力学性态的影响。此外矿山的开拓巷道及采场的拉底、切割巷道等虽然对采场及矿区岩体的力学状态有一定的影响, 但是它们的影响仅是局部的, 因此在数值模拟中可以忽略。

6.3 计算机辅助分析软件ANSYS

有限元发展到今天, 已成为一门相当复杂的工程实用技术。ANSYS 公司是由美国著名力学专家、美国匹兹堡大学力学系教授John Swanson博士于1970年创建发展起来的, 总部设在美国宾西法尼亚州的匹兹堡, 目前是世界CAE行业最大的公司。近30年来, ANSYS公司一直致力于分析设计软件的开发、维护及售后服务, 不断吸取当今世界最新的计算方法和计算机技术, 领导着有限元的发展趋势, 并为全国工业界所广泛接受, 拥有全球最大的用户群。

ANSYS软件^[55]主要包括三个部分: 前处理模块(Preprocessing), 分析计算模块(Solution)和后处理模块(Postprocessing)。

(1) 前处理模块

前处理模块是整个过程中最基本也是最重要的一部分, 它提供了一个强大的实体建模及网格划分工具, 用户可以方便地构造有限元模型, 它决定了有限元分析的准确性和精确度。包括实体建模和网格划分两部分。

(2) 加载计算模块

分析计算模块包括结构分析(进行线性分析、非线性分析和高度非线性分析)、流体动力学分析、电磁场分析、生场分析、压电分析以及多物理场地耦合分析, 可模拟多种物理介质的相互作用, 具有灵敏度分析及优化分析能力; 当模型建好按要求划分好网格后, 接下来就是给模型加载。有限元分析的主要目的是检查结构或构件对一定载荷条件的响应。因此, 在分析中指定合适的载荷条件是关键的一步。在Ansys程序中, 可以用各种方式对模型加载, 而且可以借助载荷选项, 控制在求解中如何使用载荷。载荷共分为六类: DOF约束, 即用已知量表示某个给定的自由度; 力(集中载荷), 即施加于模型节点的集中载荷; 表面载荷, 即为施加于某个表面上的分布载荷; 体积载荷, 即为体积或场载荷; 惯性载荷, 即由物体惯性引起的载荷, 例如: 重力加速度, 角速

度；耦合场载荷，即为以上载荷的一种特殊情况，从一种分析得到的结果用作另一个分析的荷载。

（3）后处理模块

后处理模块可将计算结果以彩色等值线显示、梯度显示、矢量显示、粒子流迹显示、立体切片显示、透明及半透明显示等图形方式显示出来，也可以将计算结果以图表、曲线形式显示或输出。后处理是指检查分析的结果，建立有限元模型并求解后，将得到一些关键问题的答案，比如某个区域的应力大小、某个区域面、点等的变形大小等，都是通过后处理模块来解决的。检查分析结构可使用两个后处理器：通用后处理器POST1和时间历程处理器POST26；POST1允许检查整个模型在某一载荷和子步的结果。POST26可以检查模型的指定点的特定结果相对于时间、频率或者其他结果项的变化。但是ANSYS的后处理器仅是用于检查分析结果的工具，仍然需要使用工程判断能力来分析解释结果。Ansys分析的基本流程如图^[56]（6-2）所示。

6.4 实体建模和采场结构的简化

ANSYS程序提供了两种实体建模^[57]方法，即自顶向下与自底向上。自顶

向下进行实体建模时，定义一个模型的最高级图元，如球、棱柱、称为级元，

程序则自动定义相关的面、线及关键点。

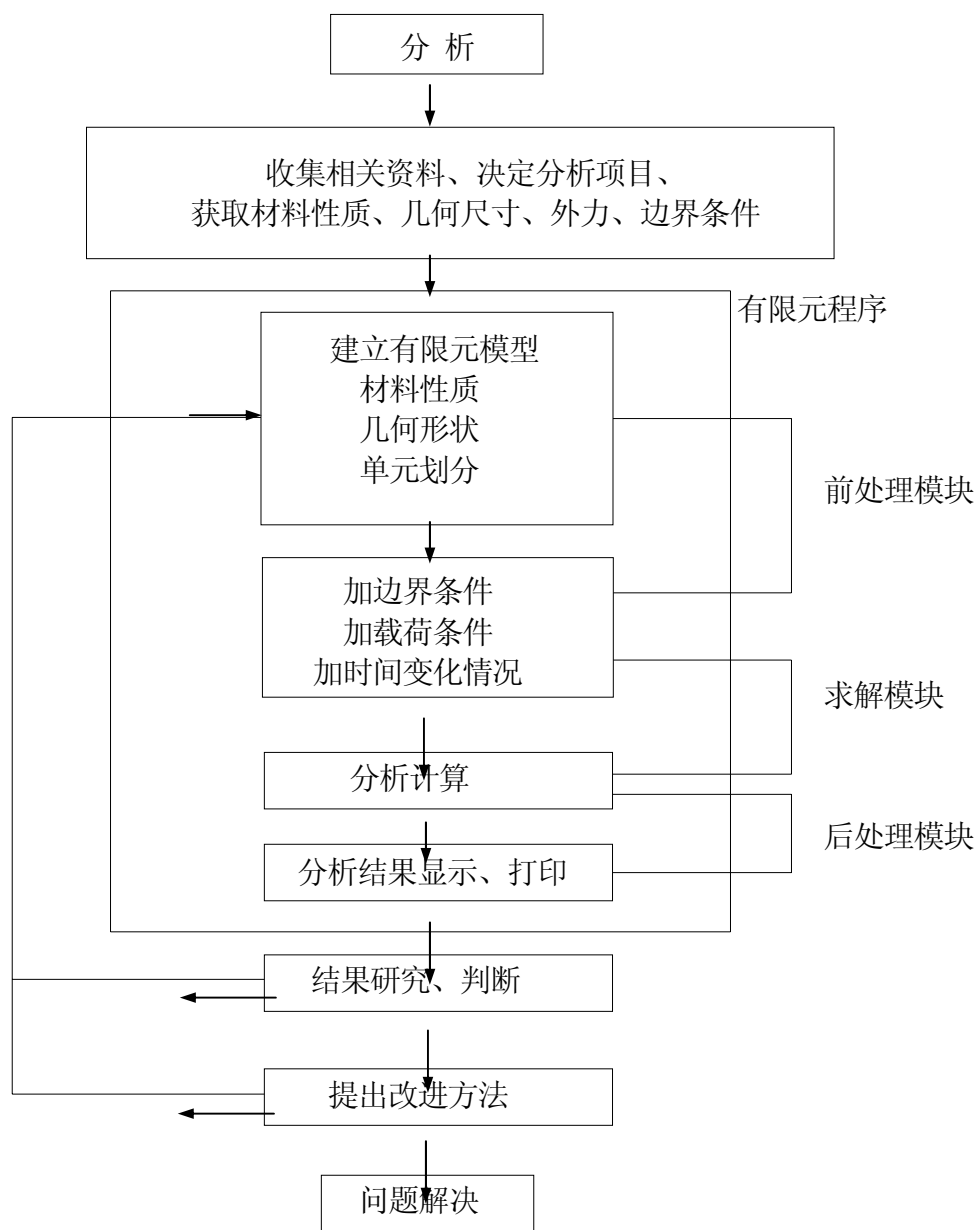


图6-2 Ansys分析计算的基本流程图

然后利用这些高级图元直接构造几何模型，如二维的圆、矩形和三维的块、球、锥体和柱体等。但是无论使用自顶向下还是自底向上的方法建模，用户均能使用布尔运算来组合数据集，从而建立一个实体模型。而且ANSYS提供了完整的布尔运算，比如相加、相减、相交、分割、联结和重叠。在创建复杂实体模型时，对线、面、体、基元的布尔操作能减少相当可观的建模工作量。ANSYS程序还提供了拖拉、延伸、旋转、移动和拷贝实体模型图元的功能。附加的功能还包括圆弧构造、切线构造、通过拖拉与旋转生成面和体、线与面的自动相交运算、自动倒角生成、用于网格划分的硬点的建立、移动、拷贝和删除。自底向上进行实体建模时，从最低级的图元向上构造模型，即：

首先定义关键点，然后依次是相关的线、面、体。数值模拟的可靠性在一定程度上取决于所选取的计算模型，包括根据数值模拟的目的及矿山的实际情况，选择适当的计算尺寸范围；确定计算模型的约束条件及应力边界条件，根据计算机容量、有限元软件的限制及实际采矿方法的设计选择适当的分步开挖步数，并且对计算模型进行离散化处理，以便于计算，对采场结构特别是对于所留的矿柱在模型上要作一定的简化。

由于矿区稳定性的问题是一个比较复杂的矿山岩体力学问题或地质工程问题，采用三维数值模拟是最合适的。以前的有关这方面的文章大多采用二维数值模拟，这样不能达到形象、准确的目的。根据开阳磷矿的矿体和围岩的位置分布情况，在模拟时取它们的平均位置进行围岩和矿体的模拟。

依据用沙坝矿段W₁₅勘探线剖面图2-4，在81.6~82.0处取模型长为400米，宽为180米，整个模型的从底部到山顶的最大竖向高度为350米，山顶的高度为150米。公路在距离模型左边边界为60米的斜坡上，本论文采用的整体模型如图6-3所示。

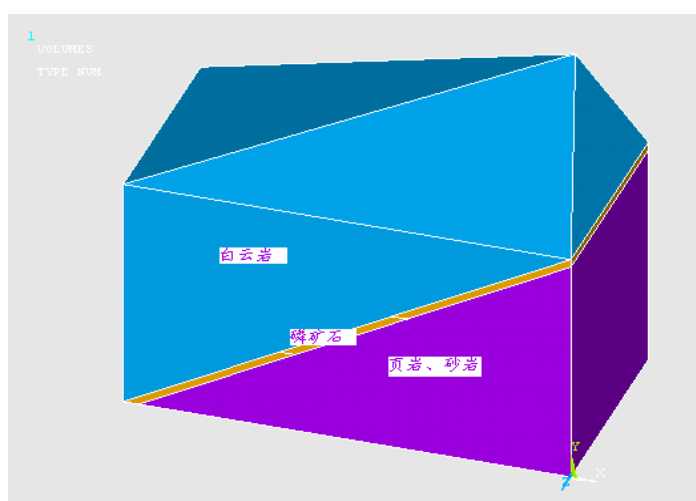


图 6-3 矿山模拟整体图

6.5 网格单元的选择

ANSYS程序提供了使用便捷、高质量的对CAD模型进行网格划分的功能。它包括四种网格划分方法：延伸划分、映像、自由划分和自适应划分。延伸网格划分可将一个二维网格延伸成一个三维网格。映像划分可以将几何模型分解成简单的几部分，然后选择合适的单元属性和网格控制，生成映像网格。

单元类型的确定^[57]。单元类型决定单元的自由度设置（如热单元有一个自由度，而结构单元有6个自由度）、单元形状（六面体、三角形）、维数（二维或三维）、位移形函数（线性或二次函数）。在ANSYS数据库中有超过120种不同的单元类型可供选择。首先，要确定单元的种类。经常采用的单元有壳单元、线单元、二维实体和三维实体。壳单元用来模拟平面或曲面，其厚度大小取决于实际应用。一般来说，壳单元用于主尺寸不小于10倍厚度的结构。对于只受拉、压力的线单元，我们通常将其定义为杆单元。对于既受拉、压力又有弯曲应力的，则将其定义为梁单元。值得注意的是对扭转变形和敏感，对于承受扭矩的实体，要用二维实体单元来模拟。二维实体单元用于模拟实体的截面，必须在总体直角坐标系 $x\sim y$ 平面内建立模型。所有荷载作用在 $x\sim y$ 平面内，其位移也在 $x\sim y$ 平面内。三维实体单元用于那些几何、材料、荷载或分析等要求考虑细节，而无法采用更简单的单元进行建模的结构，也用于从三维CAD系统转化而来的几何模型，而这些几何模型转化成二维模型或壳体会花费大量的时间和精力。单元类型选好了，就要选择类型相应的形函数。形函数是指给出单元内结果形态的数值函数。因为有限元分析的解答只是结点自由度值，需要通过形函数用节点自由度的值来描述单元内任一点的值，因此每一个单元的形函数反映单元真实特性的程度，直接影响求解精度。对单元类型的不同描述，可得到不同的精度。

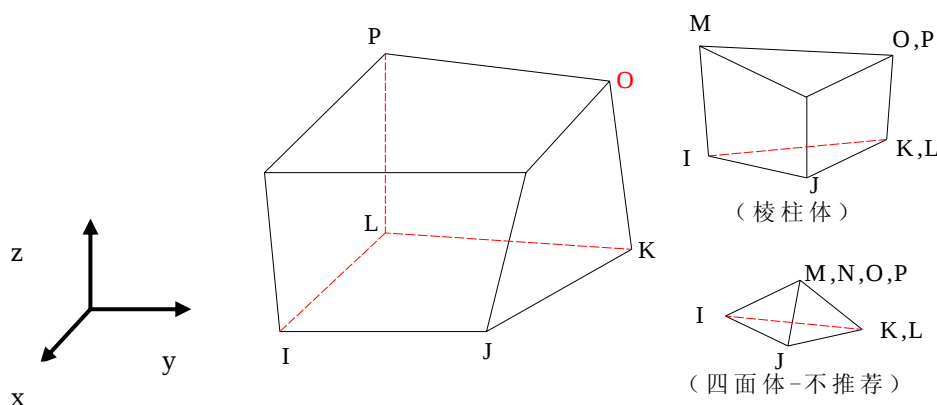


图6-4 solid45 单元

本论文中所用的单元类型为solid45号单元。Solid45单元适用于三维实体结构模型的模拟，这种单元有八个节点，每个节点有三个方向的自由度（UX，UY，UZ），该单元可以有效地模拟塑性、延性、压碎、大应变、大变形等力学结构，最重要的是该单元可以定义非线性的材料性能。其几何模型如图5-2所示。

6.6 材料参数的选取

定义实常数。实常数用于描述那些用单元几何形状不能完全确定的几何参数。壳单元通过四边形和三角形定义了壳的表面，实常数用来定义其厚度；而梁单元的实常数相对复杂。定义实常数包括截面积、截面对zz轴、yy轴的惯性矩、沿z轴、y轴的厚度（最大应力发生在离轴最远点）等，本论文三维实体模型，可以不设置实常数。

单元的材料特性。绝大多数单元类型都需要材料特性，包括弹性模量、泊松比、粘度系数、摩擦系数、摩擦角等常数，尽量使模型与实际工程相同。根据应用的不同材料特性可以是线性和非线性的。与单元类型、实常数一样，Ansys软件对每一组材料特性有一个材料参考号。但值得注意的是，材料库中的特性值是为了方便而提供的，这些数值是材料的典型值，可以进行基本分析及一般应用场合，特殊情况时可以自己输入数据。线性材料特性可以是常数或与温度相关的，各向同性或正交异性的，对各向同性材料只需指定其一个方向的特性，非线性材料特性通常是表格数据，如塑性数据、磁场数据、蠕变数据、膨胀数据、超弹性材料数据等。材料特性主要是由材料本身物理特性决定的。

本论文中包括的三种岩石材料：白云岩、磷矿石、页岩砂岩。根据第四章中岩体力学性质进行的折减，折减系数值如表6-1。本次模拟采用的充填体为废石与磷石膏混合充填，这样能增大充填体的强度，降低充填成本。充填体大致的力学强度参数^[15]采用表6-2的数据。根据表6-1的折减系数进行调整，本次模拟使用的岩石力学参数如表6-3所示。

表6-1 岩体力学参数折减系数表

参数	弹性模量	抗剪强度	内摩擦角	抗压强度	抗拉强度	粘结力
折减系数	$\phi_E = 0.251$	$\phi_\tau = 0.216$	$\phi_\phi = 0.246$	$\phi_t = 0.178$	$\phi_\sigma = 0.151$	$\phi_C = 0.246$

表 6-2 充填体的力学强度参数

类 别	密度 (kg/m³)	弹性模量 (GPa)	泊松比	抗拉强度 (MPa)	抗压强度 (MPa)	抗剪强度 (MPa)	内摩擦角 (°)
充填体	1890	0.4	0.3	0.7	2.42	0.64	12

表6-3 岩体力学参数

类 别	密度 (kg/m³)	弹性模量 (GPa)	泊松比	抗拉强度 (MPa)	内摩擦角 (°)	抗压强度 (MPa)	抗剪强度 (MPa)
-----	---------------	---------------	-----	---------------	-------------	---------------	---------------

顶 板	白云岩	2810	7.45	0.27	1.41	19.4	28.87	8.09
矿 石	磷矿石	3220	7.3	0.25	1.11	25.2	26.32	7.92
底 板	页 岩	2680	2.4	0.39	0.67	25.7	5.47	3.04
	砂 岩	2670	4.44	0.23	0.76	25.5	19.49	6.43

6.7 岩石材料的屈服准则

本文数值模拟将要采用的强度准则为Drucker-Prager强度准则^[61]，即D-P准则。Coulomb准则和Mobr准则有相同之处，可以统称为Mobr-Coulomb

(C-M)准则，它体现了岩土材料的压剪破坏实质，所以获得了广泛的应用，但是这类准则没有反映中间主应力的影响，不能反映岩土破坏的准确情况。

Drucker-Prager强度准则，是在C-M准则和塑性力学中著名的Mises准则的基础上的扩展和推广，即：

$$f = \alpha I_1 + \sqrt{J_2} - K = 0$$

其中， $I_1 = \sigma_{ii} = \sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3 = \sigma_x + \sigma_y + \sigma_z$ ，为应力第一不变量；

$$\begin{aligned} J_2 &= \frac{1}{2} s_i s_j = \frac{1}{6} [(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2] \\ &= \frac{1}{6} [(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2 + 6(\tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2)] \end{aligned}$$

J_2 为应力偏量第二不变量； α ， K 为仅于岩石内摩擦角 ϕ 和粘结力 c 有关的实验常数：

$$\alpha = \frac{2 \sin \phi}{\sqrt{3}(3 - \sin \phi)}$$

$$K = \frac{6 \cos \phi}{\sqrt{3}(3 - \sin \phi)}$$

Drucker-Prager强度准则计入了中间主应力的影响，克服了Mobr-Coulomb准则的主要弱点，已在国内外岩土力学与工程的数值计算分析中获得了广泛的应用。Drucker-Prager强度准则应用于粒状材料，如土、岩石和混凝土等。

6.8 公路下磷矿三种采矿方法介绍

6.8.1 中深孔落矿嗣后胶结充填采矿法(方案一)

盘区尺寸为400m~500m×48m，即盘区长400m~500m，盘区高度为50m。分段高度10m，分段之间与脉外斜坡道相连，一个盘区可布置5个分段。盘区中采场回采顺序为：从盘区的两端向中央后退式回采。采用锚杆支护凿岩

出矿巷，局部比较破碎地段采用锚杆与金属网联合支护。采场长度10m~14m，可根据矿岩稳定性适当调整采矿步距。采场与采场之间留4m间柱。在每个采场的端部掘进切割通风上山，保障采场与上下盘分段平巷间形成贯通风流。采用YGZ-90凿岩机，在凿岩出矿巷中钻凿上向扇形中深孔。中深孔的孔径60~65mm，炮孔排距1.4m，孔底距2.2~2.4m。采用2号岩石炸药与非电毫秒导爆管，以通风切割上山为自由面，沿采场全断面拉开，采场全断面拉开后，用非电毫秒雷管，同排同段，各排分段加导爆索并联网一次起爆，每次爆破3~4排，后退式回采。采用TORO400E电动铲运机或ST-6C柴油铲运机出矿，经脉外出矿平巷，倒入出矿溜井。充填前，在上分段凿岩出矿巷与切割通风上山处扩口，以便于废石充填。采场出矿完毕，在紧临采空区的凿岩出矿巷道中，砌筑充填挡墙。充填挡墙完成后，在上分层充填平巷中，向采空区充入磷石膏或磷石膏与废石混合充填。

磷石膏采用管道输送(充填料浆)充填。充填料浆在地表制备后通过钻孔至中段平巷，经斜坡道进入分段脉外横巷，而后进入凿岩出矿巷，经充填平巷充入采场。废石采用柴油铲运机经斜坡道，由分段脉外横巷进入凿岩出矿巷，经采场充填平巷充入采场。或采用汽车运输、铲运机转运充填。采矿方法如图6-5所示。

6.8.2 斜壁矿柱中深孔落矿嗣后胶结充填采矿法(方案二)

从盘区尺寸为400m~500m×48m，即盘区长400m~500m，高度为50m。该采矿方法分段高度为11m，分段之间与脉外斜坡道相连，一个盘区可布置5个分段。盘区中采场回采顺序为：从盘区的两端向中央后退式回采。采场长度10m~14m，可根据矿岩稳定性进行调整，采场垂直高度8m，分段与分段间留水平斜壁间柱，间柱斜面与水平夹角为60°，垂直高度4m。在每个采场的端部距回采边界2.5~3m处，向矿体上盘掘进一小段充填平巷，其断面规格与凿岩出矿巷相同，而后在充填平巷的端部，靠矿体上盘掘进一条切割通风上山，为保障采场与上下分段间形成贯通风流，切割通风上山与上下分段凿岩出矿巷贯通。采用YGZ-90凿岩机，在凿岩出矿巷中钻凿上向扇形中深孔，中深孔的孔径60~65mm，炮孔排距1.4m，孔底距2.2~2.4m。采用2号岩石炸药与非电毫秒导爆管，以通风切割上山为自由面，沿采场全断面拉开，在采场拉槽的第一次爆破中，通风切割上山距采场边界有2.5~3m厚矿体与拉槽区一起爆破。采场全断面拉开后，用非电毫秒雷管，同排同段，各排分段加导爆索并联网一次起爆，每次爆破3~4排，后退式回采。采用TORO400E电动铲运机或ST-6C柴油铲运机出矿，经脉外出矿平巷，倒入出矿溜井。采场充填前，在上分段充填平巷与切割通风上山处扩口，以便于废石充填。采场出矿完如图毕，

封闭采空区, 采用磷石膏与废石嗣后一次充填。采矿方法如图6-6所示。

6.8.3 房柱式中深孔落矿嗣后胶结充填采矿法(方案三)

盘区尺寸为400m~500m×50m, 即盘区长400m~500m, 高度为50m。该采矿方法分段高度为11.5m, 分段之间与脉外斜坡道相连, 一个盘区可布置4个分段。盘区中采场回采顺序为: 从盘区的两端向中央后退式回采。采场长度12m~16m, 可根据矿岩稳定性进行调整, 采场与采场之间留4m间柱。采场垂直高度6m, 分段与分段间留水平斜壁间柱, 间柱斜面与水平夹角为60°, 垂直高度6m。

每个采场的中央掘进一条凿岩通风上山, 保障采场与上下分段间形成贯通风流。在采场下部紧靠出矿巷的部分上盘矿体, 由于比较薄, 采用浅眼采矿, 形成中深孔抛掷爆破的自由面。采用YGZ-90凿岩机, 在凿岩上山巷道中钻凿垂直矿体的上向扇形中深孔, 中深孔的孔径60~65mm, 炮孔排距1.2m~1.3m, 孔底距2.0~2.2m。采用2号岩石炸药与非电毫秒导爆管, 以浅采部分为爆破自由面, 用非电毫秒雷管, 同排同段, 各排分段加导爆索并联网一次起爆, 每次爆破3~4排, 利用爆力将矿石抛掷至出矿巷道中, 后退式回采。采用TORO400E电动铲运机或ST-6C柴油铲运机出矿, 经脉外出矿平巷, 倒入出矿溜井。采场充填前, 在上分段凿岩出矿巷往上盘掘进一小段充填巷道与采空区相连, 采用磷石膏与废石混合充填。采场出矿完毕, 封闭采空区, 嗣后一次充填。该采矿方案是房柱法与充填法和爆力运搬的结合, 留的间柱与顶底柱支撑上下盘围岩, 采用爆力运搬将矿石抛掷至出矿巷道, 采场出矿后嗣后一次充填。

三种方案比较: 方案一留竖向矿柱, 分段高度为10m, 竖向间柱为4m, 方案二留水平矿柱分段高度为10m, 水平间柱为4m, 方案三留竖向矿柱的同时每隔两个分段留一水平矿柱, 分段高度为11.5m, 竖向间柱为4m, 水平间柱为4m。采矿方法如图6-7所示。

6.9 公路下磷矿三种采矿方法的非线性有限元模拟

6.9.1 留竖向矿柱的有限元模拟(方案一)

计算采矿过程中矿石采出后围岩应力场动态变化情况。计算模型中, 间柱宽4米, 分段高10米, 一个中段划分为五个分段。中段回采顺序为自下而上, 逐分段回采, 总共分五步模拟采矿。模拟分析模型如图6-8~图6-13所示。

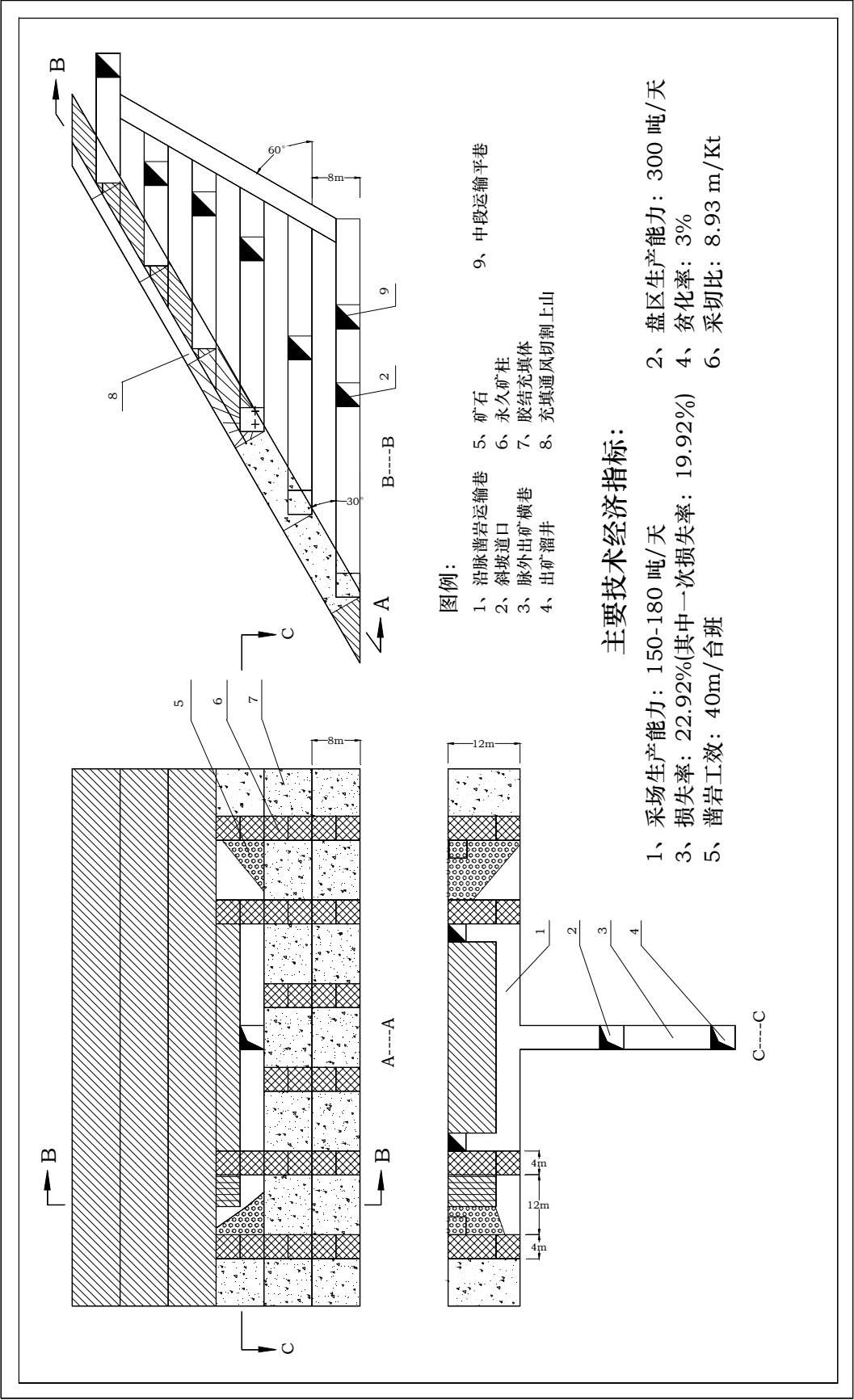


图6-5 中深孔落矿嗣后胶结充填采矿法

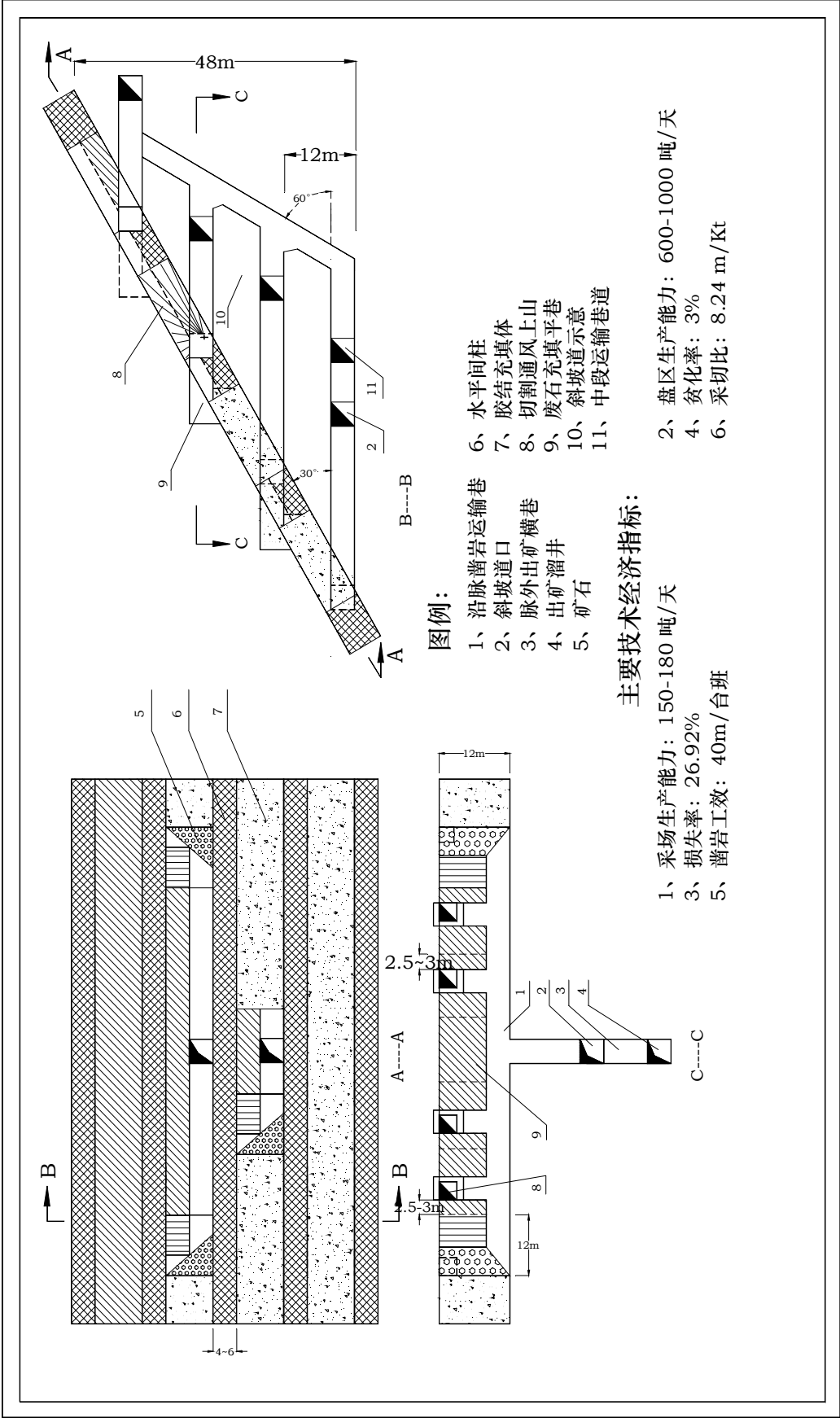


图6-6 斜壁矿柱中深孔落矿嗣后胶结充填采矿法（方案二）

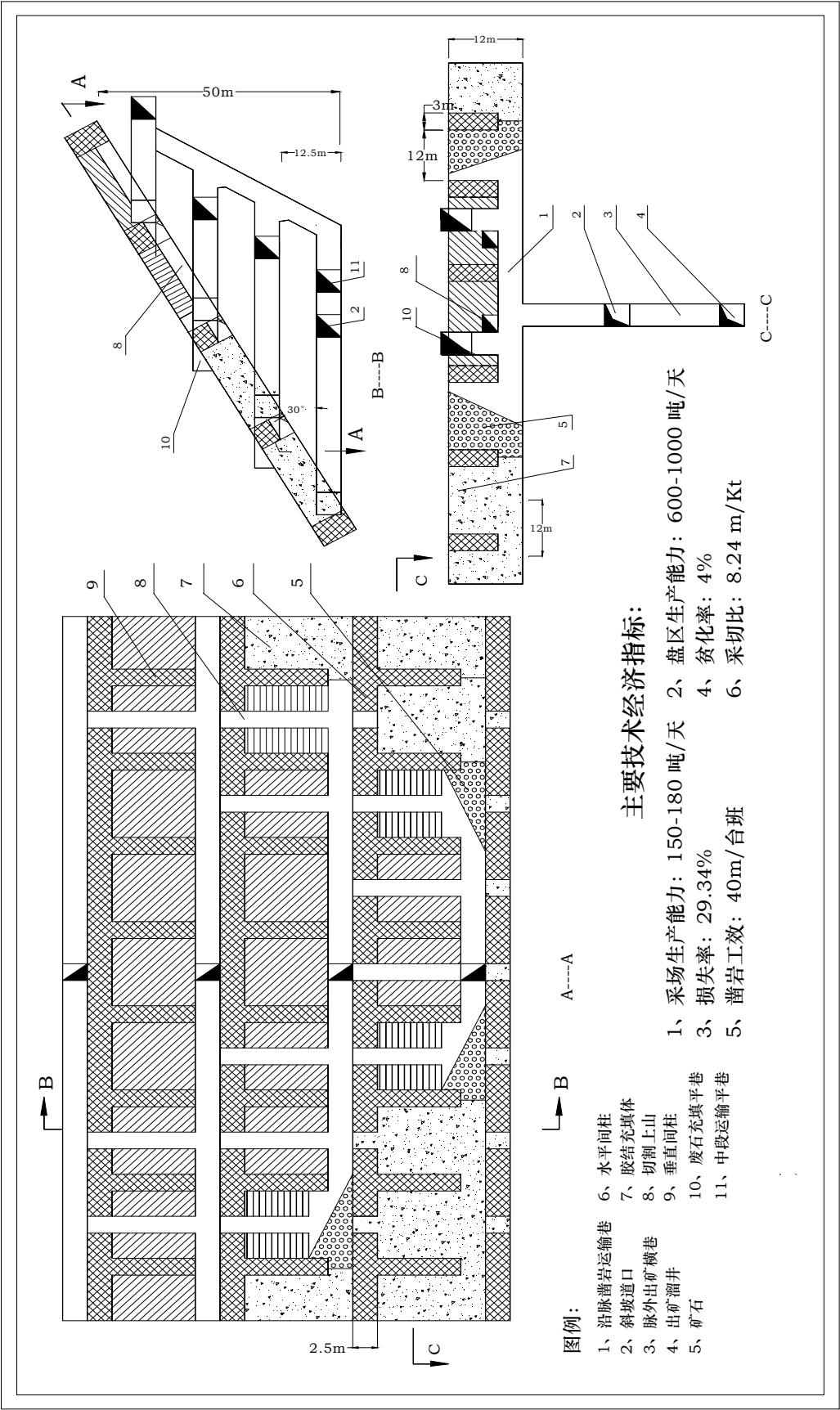


图6-7 房柱式中深孔落矿嗣后胶结充填采矿法(方案三)

三维有限元计算信息量很大，本论文中的各种方法的模拟在网格划分，在开挖区和附件围岩单元布置较密，单元尺度较小，矿体上盘和下盘岩石网格划分较稀，尺度较大，但对计算精度没有任何影响；这样划分网格既减少的计算的时间，又有很高的精度。

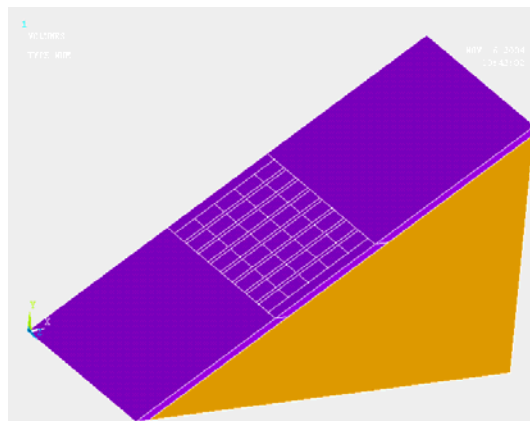


图6-8 矿体分割总体图

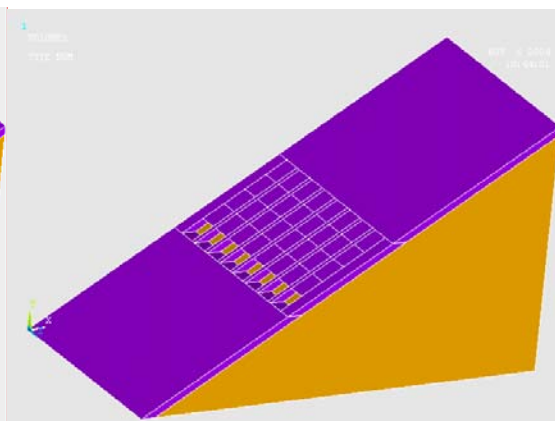


图6-9 采出第一分段

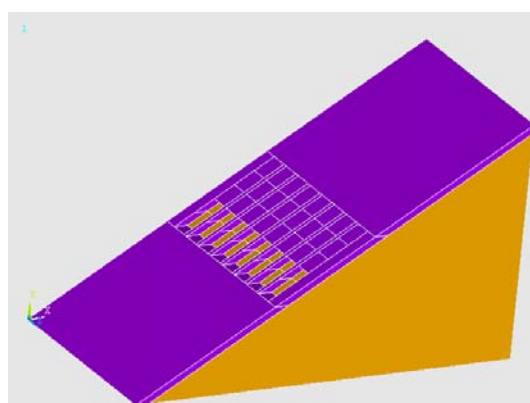


图6-10 采出第二分段

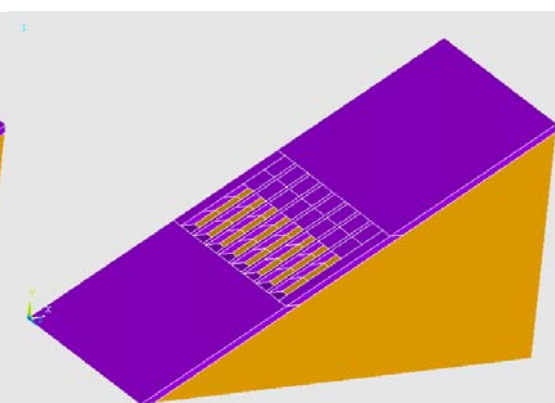


图6-11 采出第三分段

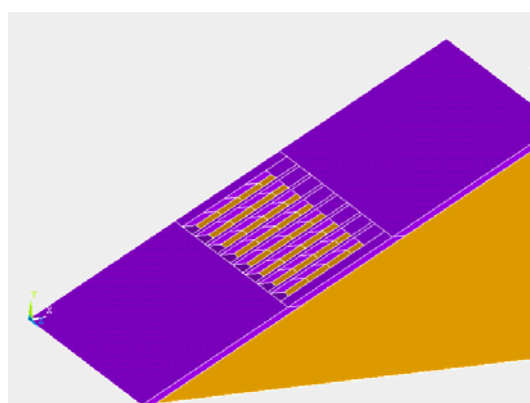


图6-12 采出第四分段

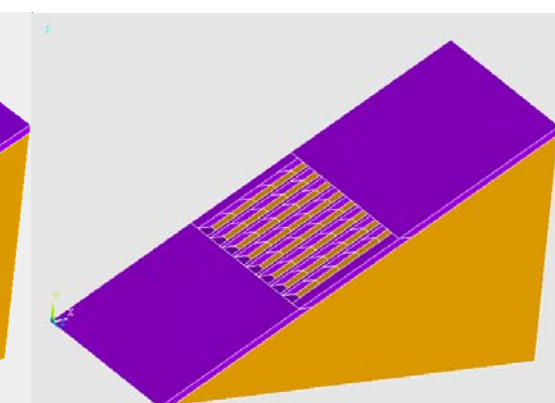


图6-13 采出第五分段

经过计算，下面分别用 σ_1 表示最大主应力， SXY 表示XY面上剪应力的最大值， $T\text{-Strain}$ 表示最大的总应变， $U_{\max}$ 表示山顶最大位移， U_H 表示最大竖向位移量， U_d 表示最大横向位移量， U_l 表示最大纵向位移量。本次模拟最大下

沉位移出现在自由面山顶处。 U_d ， U_l 在开挖后第一中段到开挖第五中段后变化不是很大，这里只列出开挖第五中段后 U_d ， U_l 的值。计算结果如表6-4所示：

表6-4 方案一计算结果表

开采步骤	σ_1 (MPa)	SXY (MPa)	T-Strain	$U_{\max}$ (mm)	U_H (mm)	U_d (mm)	U_l (mm)
第一中段	12.7	1.05	0.006	134.5	62.4	—	—
第二中段	13.1	1.12	0.0011	146.1	65.9	—	—
第三中段	14.4	1.23	0.0018	158.2	76.5	—	—
第四中段	14.8	1.30	0.0021	162.8	81.6	—	—
第五中段	15.6	1.37	0.0024	178.6	80.2	12.2	2.6

下面各图分别为采出第五中段后的位移、应力和应变分布图：

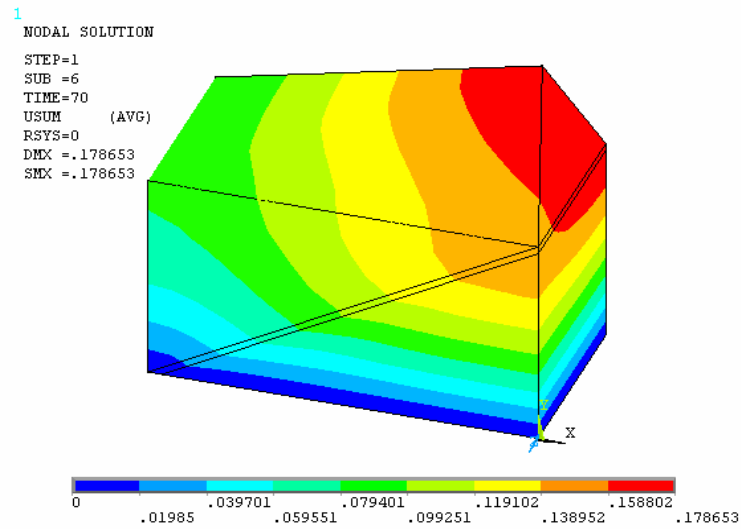


图6-14整个山体下沉位移分布图

为了能够清楚的看清楚开挖的采空区及矿柱的应力应变，下面分割出矿体分别列出全部采完后的参数图如下：

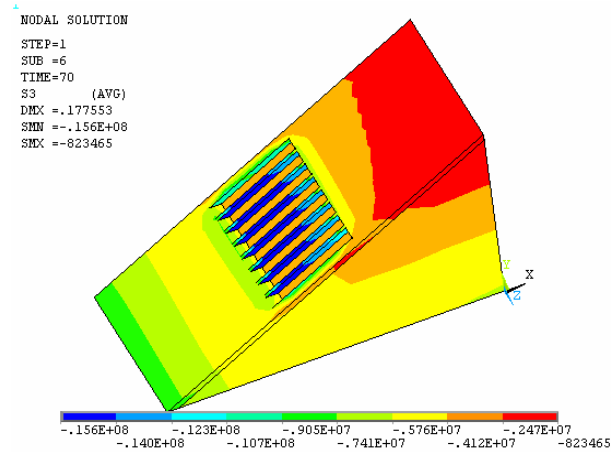


图6-15 最大主应力分布图

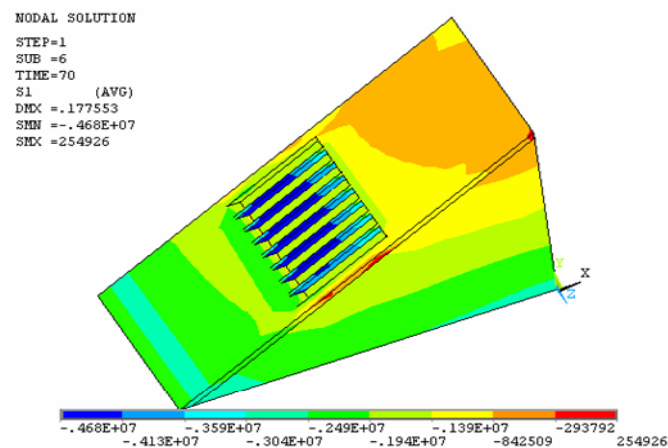


图6-16 最小主应力分布图

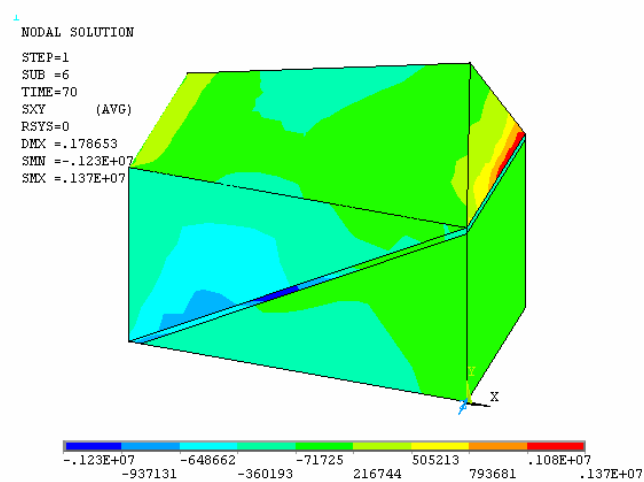


图6-17 剪应力分布图

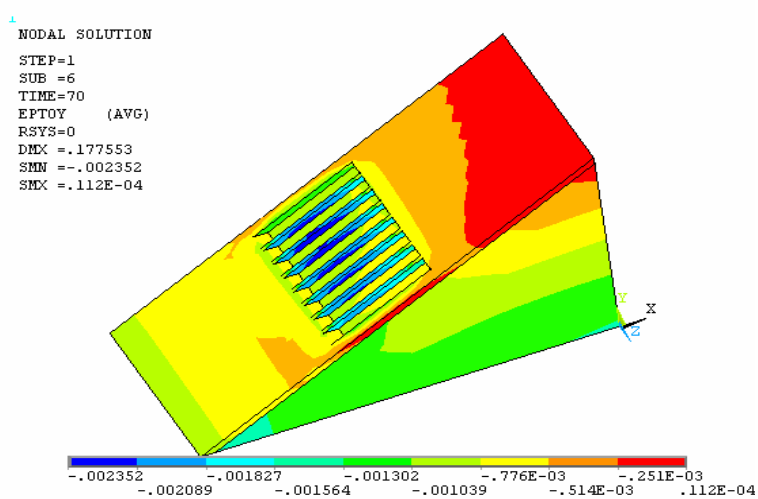


图6-18 总应变分布图

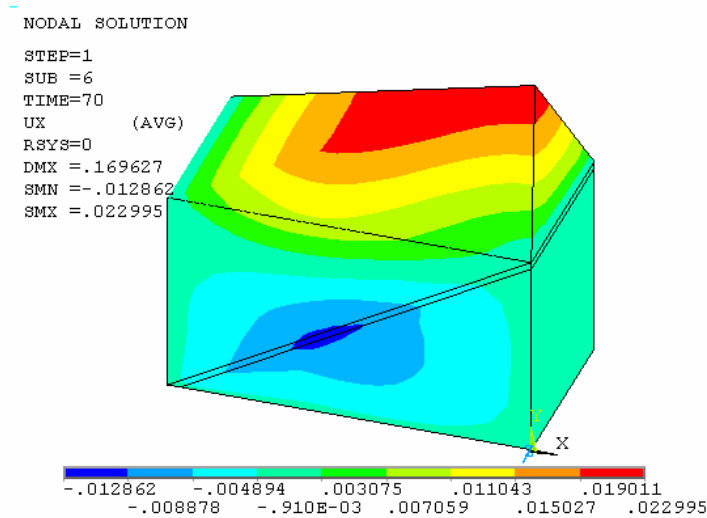


图6-19 横向水平位移

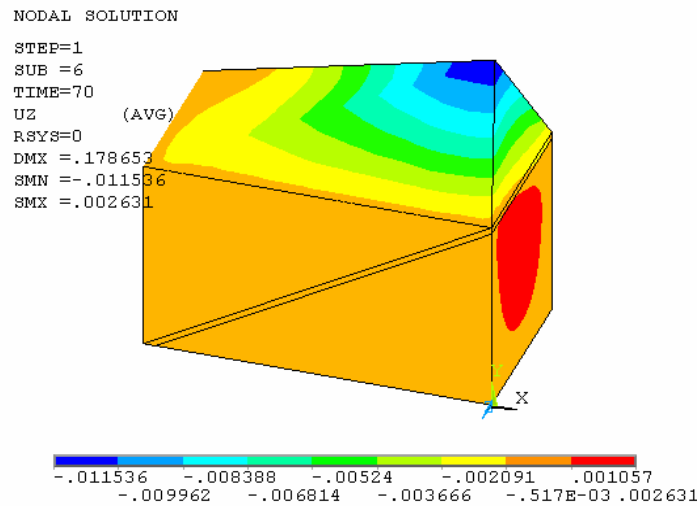


图6-20 纵向水平位移

图6-21为山顶和公路随开挖步骤的下沉位移曲线。

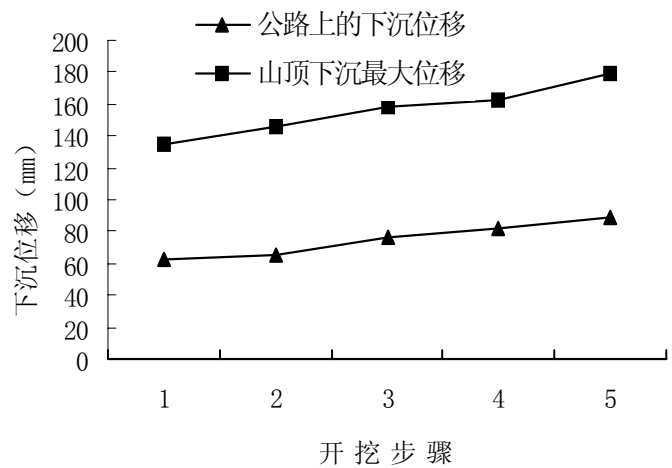


图6-21 山顶和公路随开挖步骤的下沉位移曲线

充填后地表下沉盆地的最大沉陷量下降很多，由不充填时的178.6mm减少到77mm，公路上的下沉量为48.5mm，充填后塑性应变很小，可以忽略不计。充填后计算结果如表6-5。

表6-5 方案一充填后的计算结果

开采步骤	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)	SXY (MPa)	Strain -total	$U_{\max}$ (mm)	$U_{\text{公路}}$ (mm)
充填后	6.34	2.81	0.63	0.563×10^{-3}	77.4	48.5

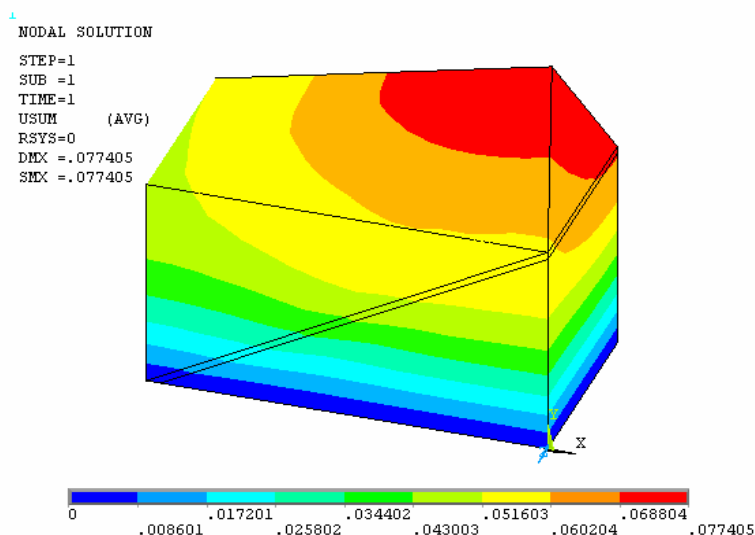


图6-22 充填后整个山体下沉位移分布图

6.9.2 留水平矿柱的有限元模拟（方案二）

计算模型中，水平间柱宽4米，分段高10米，一个中段划分为五个分段。中段回采顺序为自下而上，逐分段回采，总共分五步模拟采矿。各步模拟如下图6-23～图6-28：

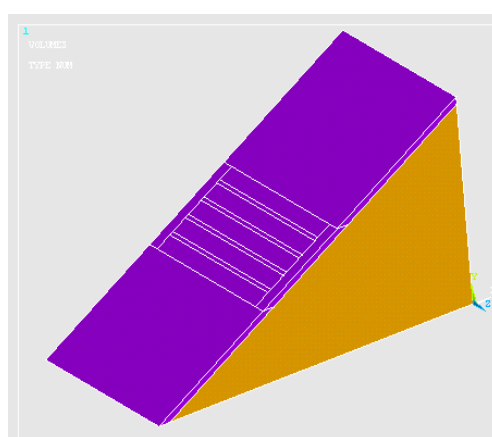


图 6-23 只留水平间柱

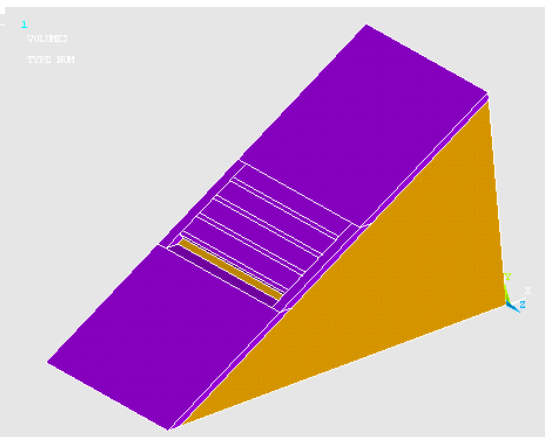


图6-24 采出第一分段

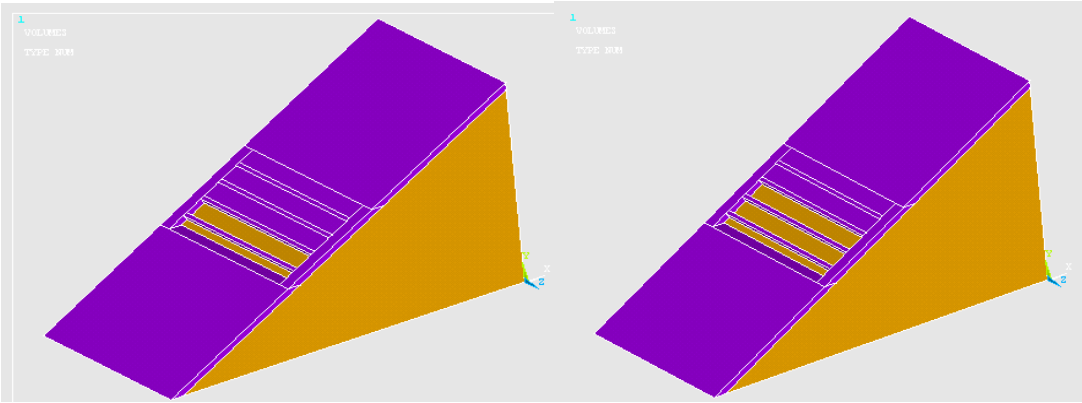


图6-25 采出第二分段

图6-26 采出第三分段

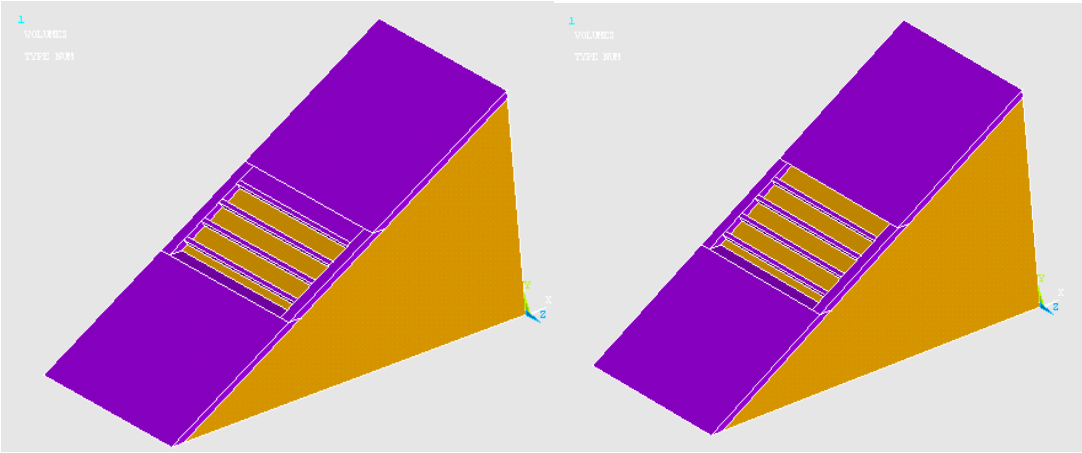


图 6-27 采出第四分段

图6-28 采出第五分段

同样，仅留水平矿柱的五个分段山顶最大下沉位移和在公路上产生的位移以及应力应变等力学参数的计算结果如下表6-6：

表6-6 方案二计算结果表

开采步骤	σ_1 (MPa)	SXY (MPa)	T-Strain	U_{max} (mm)	U_H (mm)	U_d (mm)	U_l (mm)
第一中段	12.8	2.38	0.00145	130.4	59.2	—	—
第二中段	14.3	2.99	0.001863	139.2	62.4	—	—
第三中段	15.1	3.06	0.00214	146.5	67.4	—	—
第四中段	15.6	3.04	0.00240	152.3	72.7	—	—
第五中段	16.0	3.13	0.00262	169.6	95.6	18.4	2.5

下面各图分别为采出第五中段后的位移、应力和应变分布图：

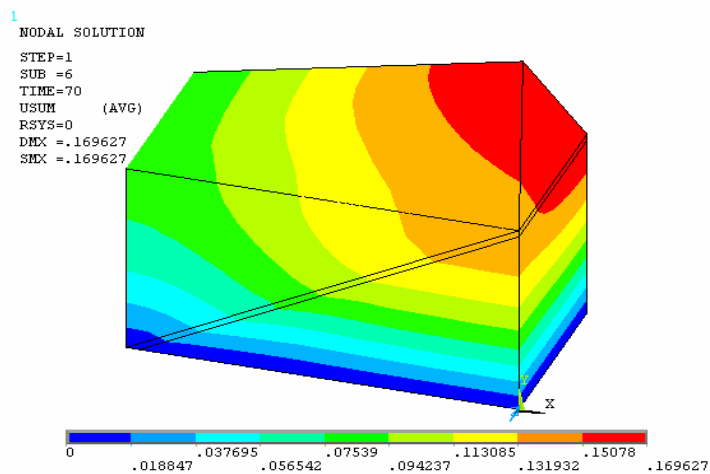


图6-29 整个山体下沉位移分布图

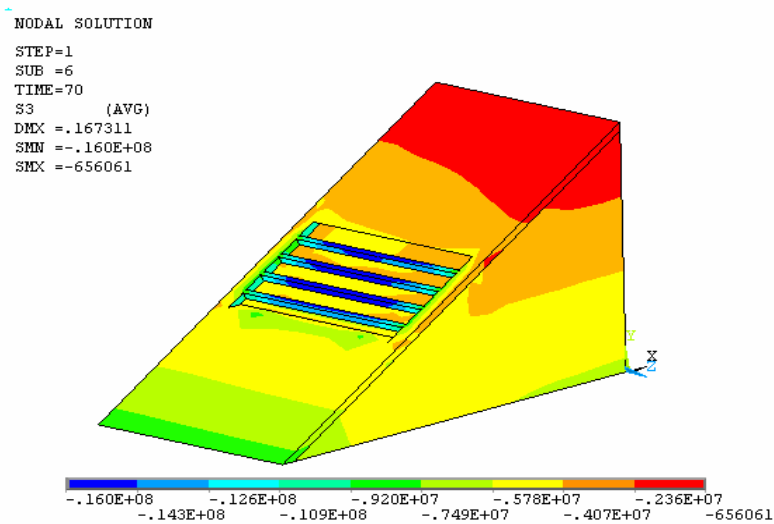


图6-30 最大主应力分布图

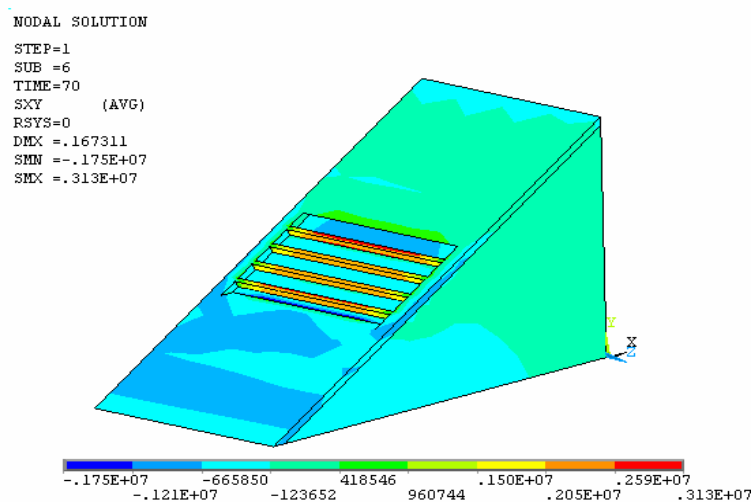


图6-31 XY面的剪应力

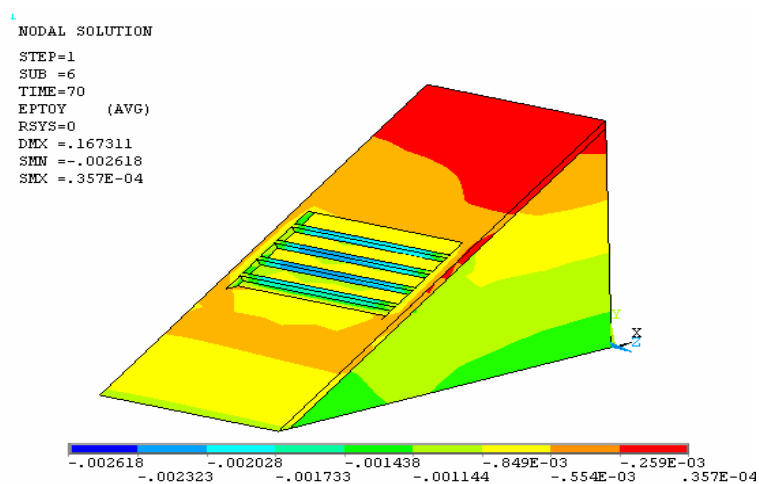


图6-32 总应变分布图

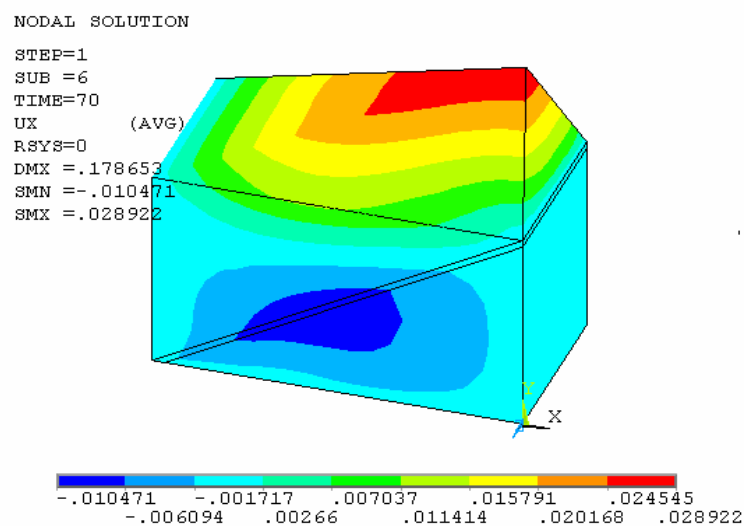


图6-33 横向水平位移

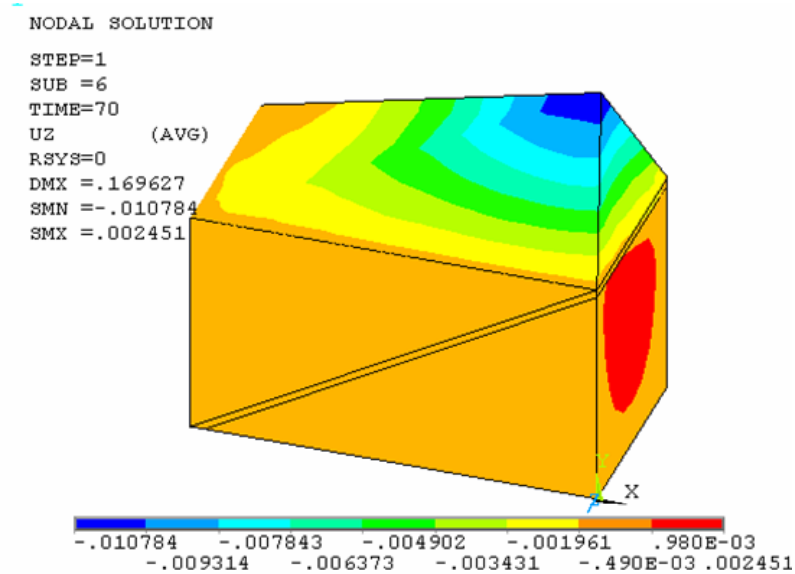


图6-34 纵向水平位移

山顶和公路随开挖步骤的下沉位移曲线图6-35所示。

充填后地表下沉盆地的最大沉陷量下降很多, 由不充填时的169.6mm减少到78.3mm, 公路上的下沉量为54.6mm, 充填后塑性应变很小, 可以忽略不计。充填后计算结果如下表6-7。

表6-7 充填后计算结果表

开采步骤	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)	SXY (MPa)	Strain -total	$U_{\max}$ (mm)	$U_{\text{公路}}$ (mm)
充填后	6.22	2.79	0.53	0.546×10^{-3}	78.3	54.6

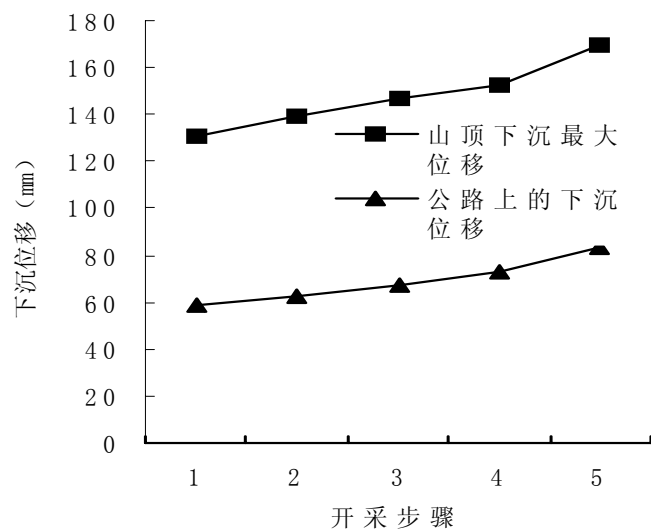


图6-35 山顶和公路随开挖步骤的下沉位移曲线

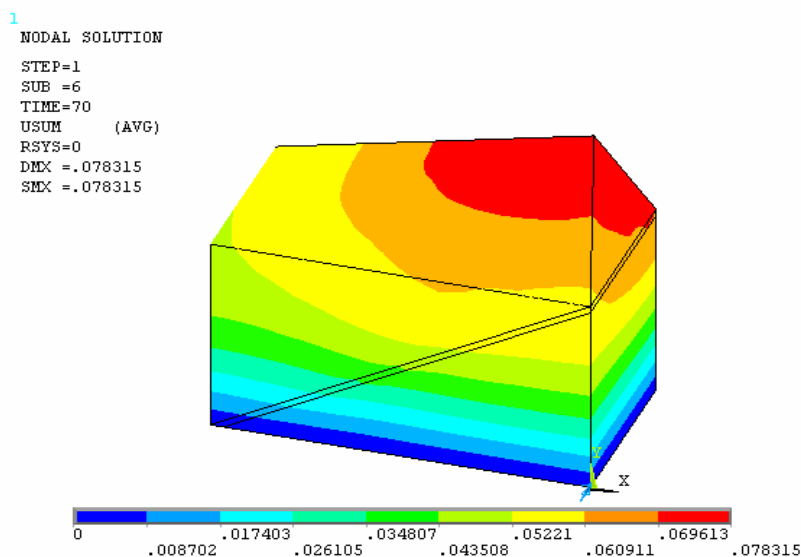


图 6-36 充填后整个山体下沉位移分布图

6.9.3 同时留竖向矿柱和水平矿柱的有限元模拟（方案三）

计算模型中, 水平间柱宽4米, 竖向间柱宽4米, 分段高10米, 一个中段划分为四个分段。中段回采顺序为自下而上, 逐分段回采, 总共分四步模拟采矿。各步模拟如下图6-37~图6-40所示:

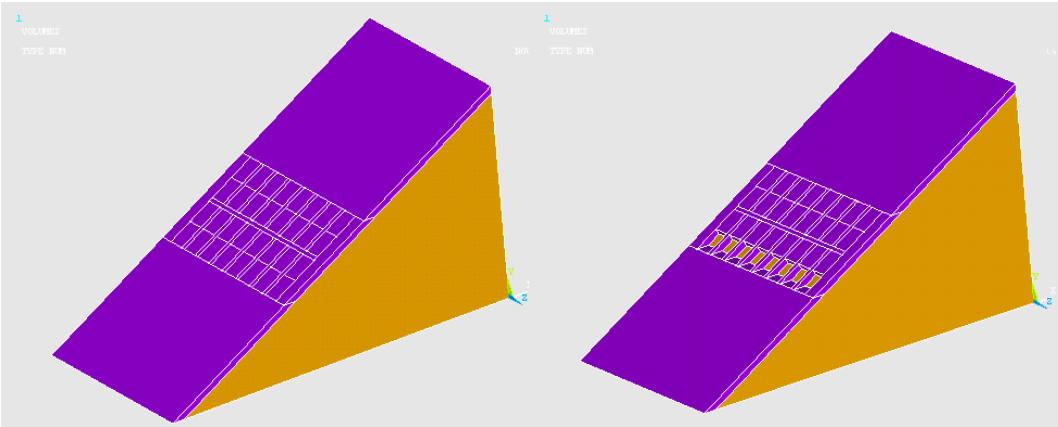


图 6-37 竖向和水平同时留矿柱

图 6-38 采出第一分段

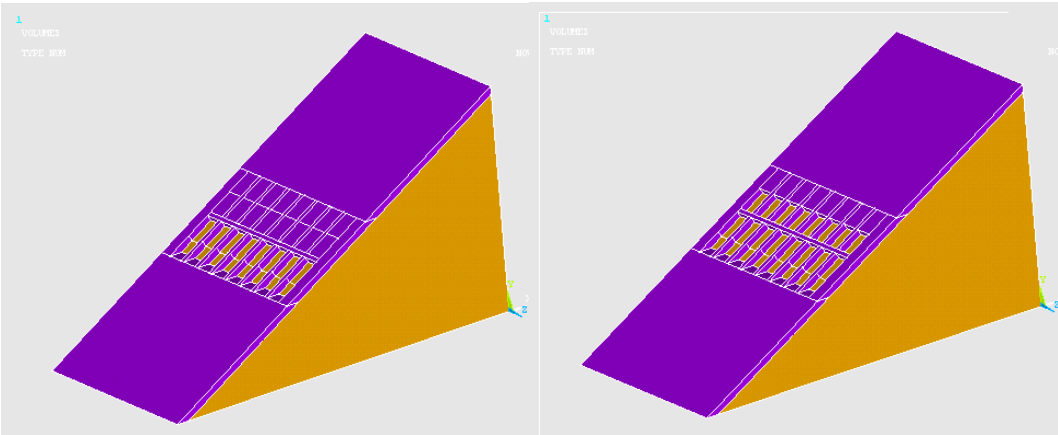


图 6-39 采出第二分段

图6-40 采出第三分段

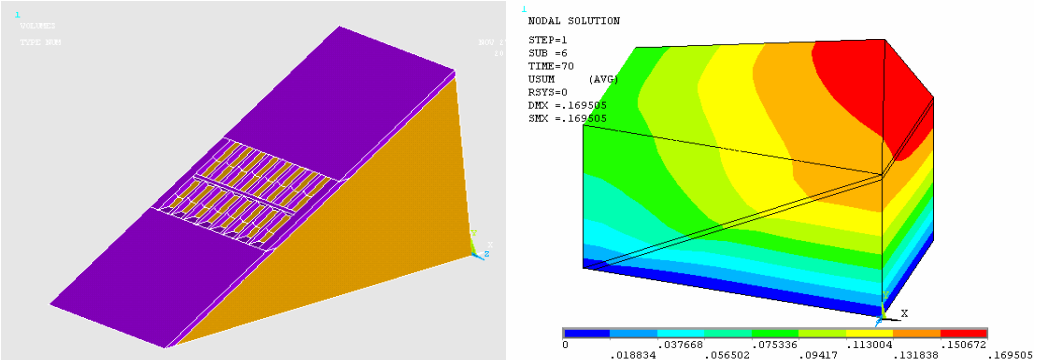


图 6-41 采出第四分段

图6-42 整个山体下沉位移分布图

同时留水平矿柱和竖向矿柱的四个分段山顶最大下沉位移和在公路上产生的位移以及应力应变等力学参数的计算结果如下表6-8：

表6-8 方案三计算结果

开采步骤	σ_1 (MPa)	SXY (MPa)	T-Strain	U_{max} (mm)	U_H (mm)	U_d (mm)	U_l (mm)
第一中段	14.5	1.21	0.00173	137.8	63.2	—	—
第二中段	15.5	1.37	0.00228	145.6	71.4	—	—
第三中段	15.6	1.37	0.00236	159.3	78.6	—	—
第四中段	15.7	1.38	0.00242	169.5	86.5	10.5	7.5

下面各图分别为采出最后一个中段后的位移、应力和应变分布图：

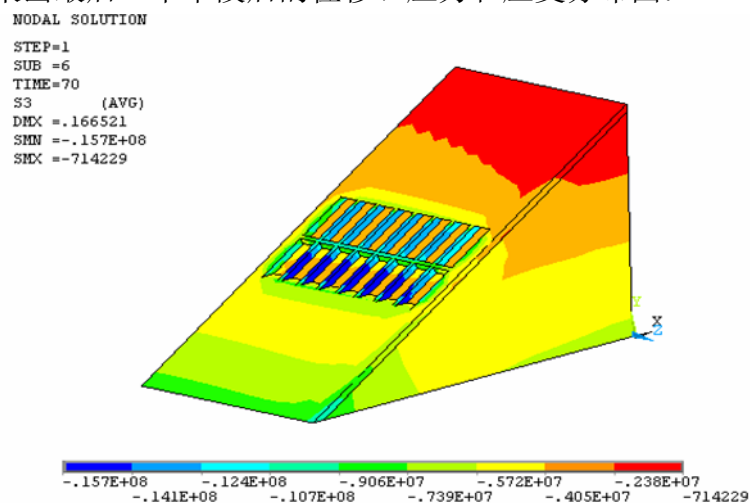


图6-43 最大主应力分布图

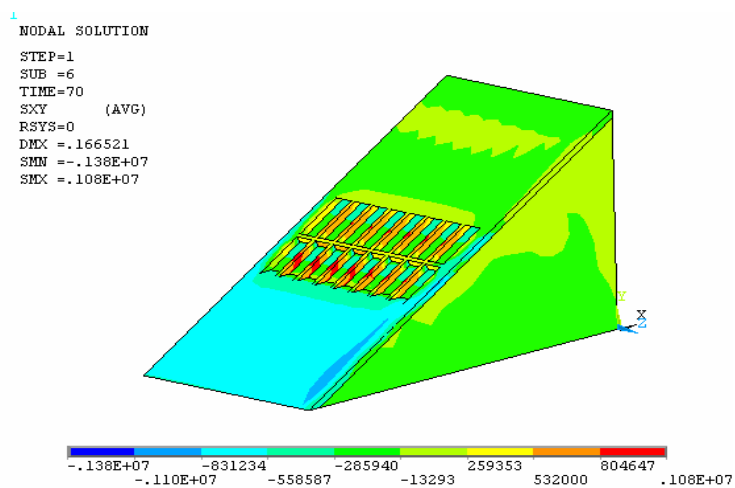


图6-44 XY面剪应力分布图

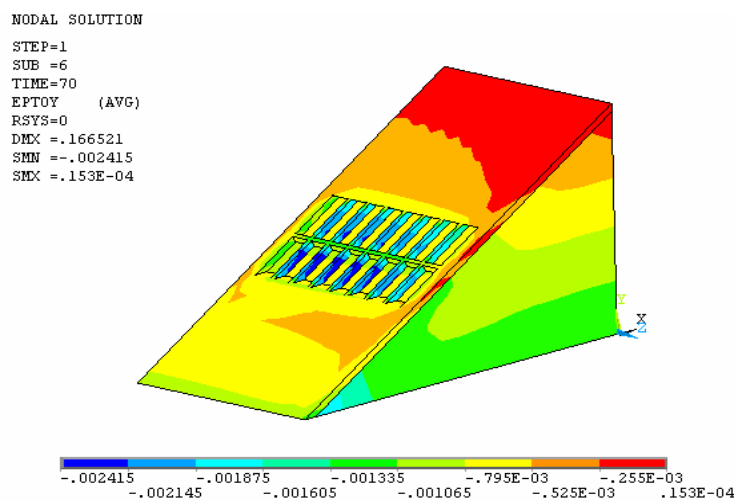


图6-45 总应变分布图

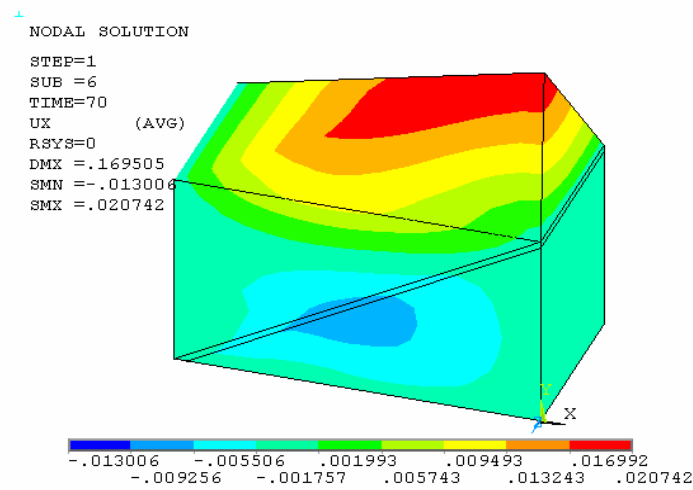


图6-46 横向水平位移

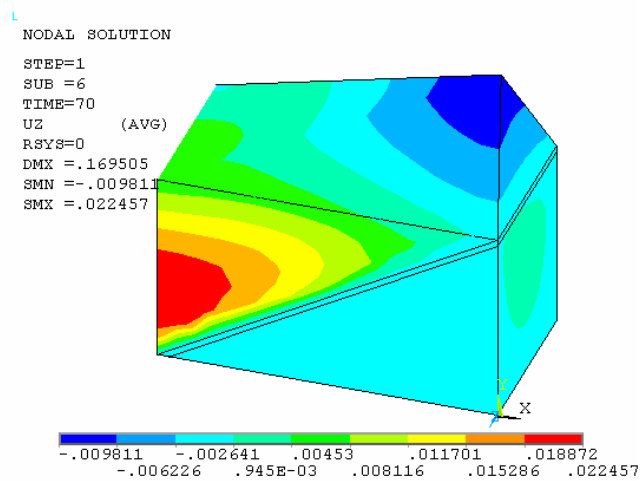


图6-47 纵向水平位移

下面为山顶和公路上下沉位移曲线图6-48:

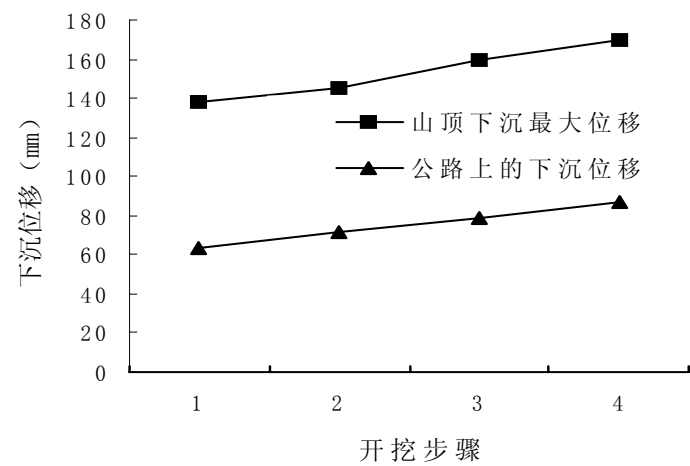


图6-48山顶和公路上下沉位移曲线

充填后地表下沉盆地的最大沉陷量下降很多, 由不充填时的169.5mm减少到78.5mm, 公路上的下沉量为56.4mm, 充填后塑性应变很小, 可以忽略不计。充填后计算结果如下表6-9。

表 6-9 充填后计算结果

开采步骤	σ_1 (MPa)	σ_3 (MPa)	SXY (MPa)	Strain -total	$U_{\max}$ (mm)	$U_{\text{公路}}$ (mm)
充填后	8.09	3.53	0.67	0.722×10^{-3}	78.5	56.4

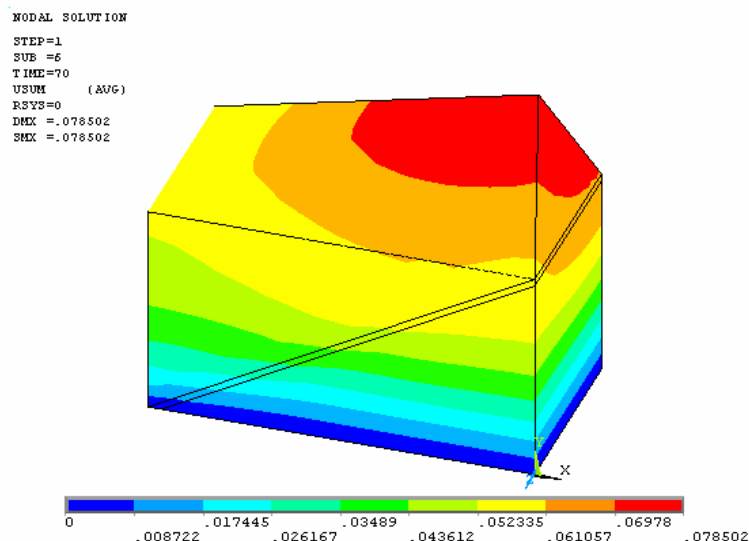


图6-49充填后整个山体的下沉位移分布图

6.10 采场稳定性分析

公路下开采既要确保采场的稳定性, 又要维护公路安全运行, 采场稳定也直接影响了公路的安全, 如果采场不稳而产生大体积范围的上体沉陷, 公路也将受到严重的影响, 所以对采场稳定的分析也是很有必要的。下面从矿柱稳定性和能量释放率两个方面对采场稳定性进行综合评价。

6.10.1 矿柱的稳定性分析

矿柱的稳定性主要分析回采后矿柱上的最大主应力和最大剪应力的分布情况。从图(6-15,6-30,6-43)可以看出, 采空区所留矿柱为最大主应力的集中分布区, 且随着深度的增加而逐渐增大, 特别是采空区靠下盘的锐角部位产生最大主应力, 且随回采的进行, 应力集中程度不断增加, 未充填采场矿柱中的最大主应力可达到15MPa~16Mpa, 充分显示矿柱在采场结构中的支撑作用。顶底板与矿柱角点处压应力集中分布, 是采场中应力变化很明显的地方, 而且这些部位的压应力大小与矿体倾角有一定的关系, 如果该处应力集中达到或超过岩体强度, 岩体将产生破坏, 使顶板加剧下沉, 并产生张裂或拉伸破坏。方案一, 充填前最大主应力为15.6Mpa, 充填后为6.34Mpa; 方案二, 充填前最大主应力为16.0Mpa, 充填后为6.22Mpa; 方案三, 充填前最大主应力为15.7Mpa,

充填后为8.09Mpa。

采场及围岩中的最大剪应力与最大主应力一样，也是随着深度的增大而增大，剪应力一般分布在采场及围岩中，特别是矿柱和充填体为剪应力集中分布区。方案一和方案三的剪应力一般在1.35~1.38Mpa之间，充填后剪应力减小到0.6~0.65之间，相差不大；但是方案二中的剪应力大，在2.38~3.13Mpa之间。对岩体类脆性地质材料，抗拉、抗剪强度远小于其抗压强度，因此导致岩体破坏的应力往往不是压应力，而是拉剪应力，所以方案二的剪应力比另外两个方案大多了，很容易由于回采后对所留矿柱拉剪破坏，从而导致矿柱失稳，使整个采场垮塌，导致山体及公路的变形加大。

6.10.2 能量释放率对采场稳定性的综合评价

本次模拟采用了三种方案，为了便于分析，在评价各种方案及其优化时采用能量释放这一综合指标，它是与应力及位移有关的因变量，其特点是不局限于某一特定点或特定部位的力学状态，而是着眼于所模拟的整体系统，因此特别适合于从总体上对三种方案进行评价及对采场的回采进行优化选择。

在三维有限元模拟中可以用体积能量释放率^[58,62]这一力学状态效应指标，了解其在不同的开挖步时的变化规律。不同的回采顺序、步骤和采矿方法，反映不同的加载路径和不同的加载历史，其应力应变变化过程和最终结果不同，回采系统释放的能量也各不相同，显然，能量释放可以作为不同回采工艺和回采方式稳定性评价的综合指标。在评价各种采矿方法或进行岩体稳定性分析时，对开挖边界和影响区内的能量释放率综合评价是很有意义的。能量释放率的计算方法如下^[63,64,65]：

假设在回采过程中，某一开挖步共有N各周边边界点，释放能量的有限元表达式为：

$$\Delta E = \frac{1}{2} \sum_{i=1}^N (P_{ix} \Delta_{ix} + P_{iy} \Delta_{iy} + P_{iz} \Delta_{iz}) \quad (i=1, 2, 3, \dots, N)$$

式中： P_{ix} 、 P_{iy} 、 P_{iz} —开挖表面节点的等效节点力；

Δ_{ix} 、 Δ_{iy} 、 Δ_{iz} —开挖表面节点上的位移增量；

N—某开挖步开挖表面节点总数

在有限元计算中，按正常顺序计算应力场及位移场后，求出开挖边界节点等效节点力及其相应位移乘积的代数和，即为该开挖步释放的能量 ΔE 。根据需要，可用某一步开挖体积除所释放的能量 ΔE ，即可得到相应体积能量释放率，即： $G_v = \frac{\Delta E}{V}$ 对各开挖步的能量释放率求和，便可得到相应的总能量

释放率。显然，对采矿系统来说，如果其能量释放率越大，采矿系统越不稳定，或者说能量释放率越大，对采场或矿区的稳定性越不利；反之，能量释放率越低，对稳定性越有利。据此便可以对上面模拟的三种采矿方法进行评价及优化选择。根据以上三种模拟结果，从中软件中提取数据并进行数学计算。得到结果如表6-10所示：

表6-10 三种方案的能量释放率

能量释放率(J/M ³)	方案一	方案二	方案三
第一步	17851.28	19032.48	23092.97
第二步	27162.69	30862.57	35144.47
第三步	39752.02	43294.85	51856.97
第四步	51334.34	58738.14	74577.46
第五步	70915.67	77165.42	

三种采矿方案的各个步骤的能量释放率如图6-50所示。

由上图可以看出三种方案能量释放的变化规律大致相同，其共同特点是开采初期能量释放率小，后期增长加快，但是三个方案能量释放率的大小及其变化过程也各不相同。对比三个方案的能量释放率可知，方案一能量释放率比其它两个方案都要小，所以稳定性好，其次是方案三，方案二稳定性较差。

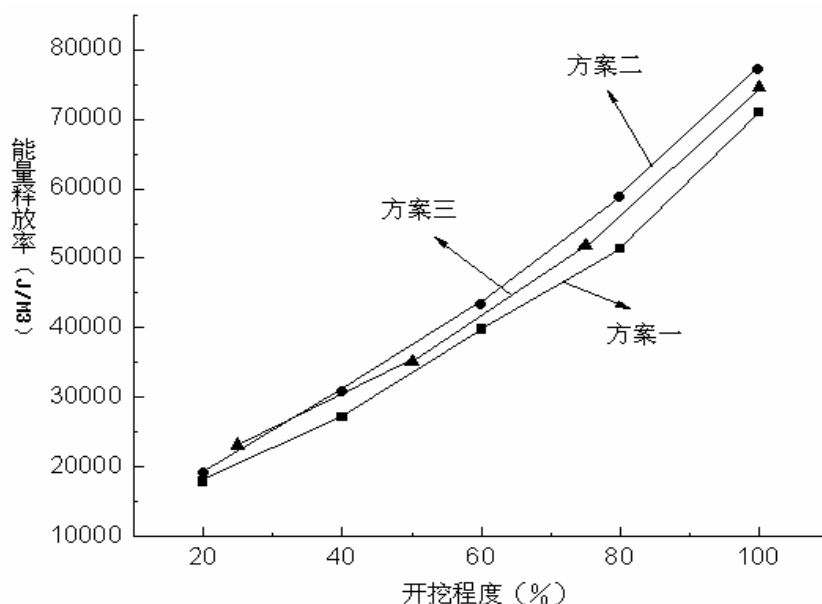


图6-50 三种采矿方案的各个步骤的能量释放率

6.11 三种不同的采矿方法对公路稳定性影响的评价

矿床地下开采对公路的稳定性主要从以下三个方面来考虑：（1）采空区

的失稳冒落，使地表剧烈变形，产生陷坑、台阶等；路基沉陷，造成路基路面局部开裂，使承载能力下降，使用寿命短，或者造成路面低洼积水，即垂直位移；（2）横向水平变形使路面受拉伸开裂或者受压缩隆起，使路面发生波浪式起伏，从而使路面与路肩发生局部离层现象。（3）纵向水平位移的拉伸或压缩使路面发生开裂或挤压，严重损坏路面行驶，在弯道处更容易发生事故；

6.11.1 公路上垂直位移的结果分析

公路下矿体的开采产生的地表垂直位移反映到公路上是使公路下沉，这样将使公路沿线路方向，由于地表倾斜使线路的坡度发生改变，即当倾斜方向与原坡度方向一致时，使线路坡度增加，反之则减小。线路坡度增加后，将引起公路行驶的阻力增加，影响行车速度，费时费力，不经济；地表形成下沉盘地，使路基沉陷或使路基路面局部开裂，造成路面低洼积水，严重影响公路的平整度。

用 $\Delta_{\max}$ 表示最大下沉量，即公路下矿体开采引起地表弯曲变形产生的最大位移量，单位为mm。则相对下沉量为 $\frac{\Delta_{\max}}{L}$ ，即公路下矿体开采引起地表弯曲变形在公路长度方向上产生的相对下沉量。

根据公路设计与车辆路面行驶要求，预计地表的变形的最大下沉量与相对下沉量应该小于该公路保护等级所允许的变形值，则公路可以不要求留设保安矿柱；否则要预留保安矿柱。根据公路的重要性和对最大变形 ε 的敏感性，金阳公路和金高公路的保护等级定为III级，即允许最大变形 $\varepsilon \leq 4\text{mm/m}$ [66~69]。根据上面的模拟结果参数如表6-11所示。

表 6-11 三种方案的下沉量和相对下沉量

全部开采结束	方案一	方案二	方案三
最大下沉量 (mm)	80.2	95.6	86.5
相对下沉量 (mm/m)	0.446	0.531	0.481

充填后公路上相对下沉量更小。

从表6-11可以看出，留保安矿柱的采矿方法对金阳公路影响在安全范围内；相对于以上三种采矿方法，最大下沉量方案一和方案三相差不大，但是方案较大。

6.11.2 公路上横向水平位移的结果分析

垂直于公路方向的地表移动为横向水平变形。在选择公路路线时，尽可能选择起点和终点间距离的最短的路线，以缩短路程。从理论上讲，两点之间的最短距离是一条直线，但是实际上设置路线时，常常遇到一些自然界的障碍，

如高地、河谷、深峡、泥沼等，需要绕道而过；而在规定的起点和重点间，又常常有许多地点是必须通过的，所以线路不可能用一条直线平顺地转变到另一条直线段，在相邻的两直线间需要插入一条圆曲线，甚至还要设置缓和曲线^[70]。横向水平变形使路面宽度方向受拉伸开裂或者受压缩隆起，使路面发生波浪式起伏，从而使路面与路肩发生局部离层现象。在公路的直线段，过大的横向水平位移使线路形成半径很大的曲线；在公路曲线段部分，横向水平位移使曲线的曲率变大或者变小；这样，使得公路的直线段部分和曲线段部分不能很好的连接，从而损坏公路的正常运行。

用 $d = \frac{\Delta D}{D}$ 表示横向水平变形， ΔD 为公路宽度方向上的最大水平位移。

根据公路的重要性的对横向水平最大变形 d 的敏感性，金阳公路和金高公路的保护等级定为Ⅲ级，即允许最大变形 $\varepsilon \leq 3\text{mm/m}$ ^[66~69]。根据上面模拟结果参数如表6-12所示：

表6-12 三种方案的横向水平位移

全部开采结束	方案一	方案二	方案三
最大横向水平位移 (mm)	12.2	18.4	10.5
相对横向水平变形 (mm/m)	1.53	2.3	1.31

从表6-12可以看出，留保安矿柱的采矿方法对金阳公路影响在安全范围内；相对于以上三种采矿方法，方案一和方案三相差不大，但是方案二明显比其它两个方案大，所以方案二不可取。

6.11.3 公路上纵向水平位移的结果分析

沿着线路方向上的水平位移为纵向水平位移。公路上纵向水平位移引起路面开裂或挤压变形，严重影响公路的承载能力和运输能力。

用 $i = \frac{\Delta L}{L}$ 表示纵向水平变形， ΔL 为公路长度方向上的水平位移。根据公路的重要性的对横向水平最大变形 i 的敏感性，金阳公路和金高公路的保护等级定为Ⅲ级，即允许最大变形 $i \leq 2\text{mm/m}$ ^[66~69]。根据上面模拟结果参数如表5-13所示。

表6-13 三种方案的纵向水平位移

全部开采结束	方案一	方案二	方案三
最大纵向水平位移 (mm)	2.4	2.6	7.5
相对纵向水平变形 (mm/m)	0.012	0.014	0.042

一般情况下地下开采对公路上的纵向水平变形较小，影响不是很大。从表（6-13）可以看出，留保安矿柱的采矿方法对金阳公路影响在安全范围内；相

对于以上三种采矿方法，方案一和方案二相差不大，但是方案三明显大。

6.12 本章小结

通过有限元三种方案的模拟，根据计算的结果对比分析和能量释放率的对比，方案三和方案一在应力、应变、位移和能量释放率上没有很大的差别，数值上也差不多，但是方案一的回采矿量大于方案三的回采矿量，相对来说，方案一的矿石损失率小。方案二应力、应变、位移和能量释放率都次于方案一和方案三，所以不考虑采用方案二。而对公路的影响，从相对下沉量和相对横向水平位移两个，方案一和方案三相差不大，但是方案二明显大于方案一和方案三，但是方案三中相对纵向水平位移比方案一明显大，综上所述，方案一对于本次贵州开磷集团来说是比较好的采矿方法，采用此方法进行回采，稳定性好，矿石损失率小，公路下沉位移较小，对公路影响比其他方案明显小，因此，方案一是比较合理的采矿方案。

第七章 全文结论

本文结合贵州开阳磷矿高速公路下开采的实际工程，对设计出的三种不同采矿方案进行有限元数值模拟，分析了采矿所留矿柱的应力应变，利用参数—能量释放率分析了采场的稳定性；本文主要从垂直位移、横向水平位移、纵向水平位移等三个方面分析了各种采矿方案对金阳高速公路不同程度的影响，从而选择一种最优的采矿方案，给实际施工提供了理论指导依据。本文在模拟分析中还获得了一些具有理论意义和实用价值的成果，归纳起来有如下几点：

1、岩石力学参数的试验，首先是岩石的取样，在复杂的地质背景和具有不同岩石类型的情况下，针对论文研究的方向，即对三种不同采矿方案的数值模拟，取具有代表性的上、下盘岩石和磷矿石；根据试验结果得出上下盘岩石分别为白云岩和砂岩、页岩，从而得到各种岩石的力学参数。

2、岩石是从结构面所切割的岩块中取得的，是岩体的一个组成单元，它的强度特性及变形特性取决于矿物成分、颗粒大小和颗粒间结构方式以及微裂隙。岩体则是指具有较大体积的岩石块体。因此我们在进行研究时不能原封不动的应用于岩体工程。力学试验所获得的力学参数应用于岩体工程时要考虑岩石和岩体性质的差别，必须通过处理才能应用于计算或数值模拟计算。由于影响岩体力学性质的基本因素很多，一般包括岩体结构面的力学特性、岩体完整程度、地下水、地应力和岩体风化程度等。本文在前人的基础上，利用模糊数学分析计算出了岩体力学参数抗压强度、抗拉强度、抗剪强度、弹性模量、粘结力、内摩擦角等的折减系数，从而使数值模拟更准确，更能反映工程的实际情况。

3、本论文数值模拟的研究具有以下特点：①由于采矿过程的复杂性和不确定性，探讨了计算机模拟采矿工程系统的可靠性，即用计算机模拟采矿工程应当遵循的理论方法——系统反馈与概率论，用其指导计算机的模拟工作；②探讨了计算机模拟岩体工程稳定性的判据，不但分析了以采矿工程某一阶段的静态判据，且研究了反映采矿工程的动态效应问题；③对开阳磷矿开采过程稳定性问题进行了系统的、大范围多方案的模拟，从回采过程中局部采场到整个回采区域，全面地、系统地分析了开阳磷矿回采的力学稳定性问题；④对影响

稳定性的主要因素，如矿柱、充填体的作用规律，多采场、多中段回采等一系列影响采矿过程稳定的诸多问题作了必要的分析；⑤对采矿过程所产生的可能对矿区生活、生产造成重大损失以及影响金阳公路的正常运行的地表变形问题也作了一定的分析，对实际开采起到了指导作用；⑥突出主要影响因素，不求所建立的力学模型过于复杂，但能反映岩体的基本力学特性即矿山开采的基本过程；⑦在影响矿体开采稳定性的材料性质和工程施工两个因素中，更重视后者，因为材料因素是既定的，可变范围是有限的，而施工因素是复杂多变的，通过有关研究施工因素的资料表明，可以对采矿工艺和方法进行优化选择。从力学角度来看，采矿过程是岩体卸载的过程，其位移与应力的变化及最终分布均具有一定的加载途径，本文用有限元ANSYS模拟开挖等方法使该问题得到合理解决；⑧避开了单纯从材料试验中建立力模拟及刻意追求本构关系的研究方法，而是依据已有的试验结果，从解决工程实际问题的角度出发建立必要的分析模式、模型及研究方案。

4、因为采场的稳定也直接影响了高速公路的在采矿中的安全，本文提出了用能量释放率来分析采场的稳定性，即能量释放率越大采场越不稳定，能量释放率越小，采场越稳定。

5、本文提出了评价公路下采矿对公路安全的三个影响方面，即垂直位移、横向水平位移和纵向水平位移。采空区的失稳冒落，使地表剧烈变形，产生陷坑、台阶等；路基沉陷，造成路基路面局部开裂，使承载能力下降，使用寿命短，或者造成路面低洼积水，即垂直位移；纵向水平位移的拉伸或压缩使路面发生开裂或挤压，严重损坏路面行驶，在弯道处更容易发生事故；横向水平变形使路面受拉伸开裂或者受压缩隆起，使路面发生波浪式起伏，从而使路面与路肩发生局部离层现象。

参考文献

- [1] 蔡宝金. 浅谈“三下”采煤技术[J]. 煤炭技术. 2003, 22(6):45~47.
- [2] 郭广礼, 王悦汉, 马占国等. 煤矿开采沉陷有效控制的新途径[J]. 中国矿业大学学报. 2003, 33(2):150~153.
- [3] 许兴胜, 肖尚红. 依靠科技进步实现复杂地质条件的安全开采[J]. 山东煤炭科技. 2003, (4):8~9.
- [4] 李思玲, 王善飞. 三山岛金矿矿区构造分布与矿体地质特征[J]. 采矿技术. 2003, 3(1):68~70.
- [5] 马云庆. 采充动态平衡的管理. 矿业快报. 2001. (17):7~9.
- [6] Dunham, R. K.; Reddish, D. J.; X., L. Yao. PC-based computer package for mining subsidence prediction. Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics. 1996, 33(4):189~194.
- [7] 傅鹤林. 采场稳定性研究及采场结构尺寸优化. 化工矿物与加工. 2002, (3):14~18.
- [8] 李俊斌. 淮南矿区回采工作面长度的探讨. 煤炭技术. 2003, 22(10):40~42.
- [9] 赵德孝, 姜谔男, 鲁炳强, 唐国友. 金山店铁矿合理开采顺序的力学研究. 矿业研究与开发. 2003, 23(1):12~14.
- [10] 唐国友、鲁炳强、赵德孝、姜谔男. 金山店铁矿采区围岩及回填体稳定性数值模拟及分析. 有色矿山. 2002, 31(6):6~8.
- [11] 翟路锁, 王明立, 高成春. 建筑物下煤层群房柱式的开采影响因素[J]. 煤矿开采. 2003, 8(3):42~43.
- [12] 潘辛有. 浅析建筑物下开采[J]. 同煤科技. 1998, (2):19~23.
- [13] 侯长祥, 冯涛, 熊仁钦等. 矿床“三下一上”开采[M]. 煤炭工业出版社. 2001.
- [14] 李文秀. 山区公路下采矿岩体移动影响问题[J]. 西部探矿工程. 2004, (6):56~58
- [15] 李夕兵, 赵国彦, 周子龙. 用沙坝矿采矿方法设计研究报告[M]. 2004.
- [16] 高磊等. 矿山岩体力学[M]. 冶金工业出版社, 1979.
- [17] 普寅, 吴孟达. 模糊理论及其应用[M]. 长沙: 国防科技大学出版社, 1998
- [18] 李洪兴, 汪群, 段钦治等. 工程模糊数学方法及应用[M]. 天津: 天津科学技术出版社, 1991

- [19] Y. S. 托鲁基安, W. R. 贾德, R. F. 罗伊. 岩石与矿物的物理性质[M]. 北京: 石油工业出版社, 1990
- [20] H. B. 多尔特曼. 岩石与矿物的物理性质[M]. 北京: 科学出版社, 1985
- [21] V. S. 沃特科里, R. D. 拉马, S. S. 萨鲁加著. 岩石力学特性手册[M]. 北京: 水利出版社, 1981
- [22] 陈伊清, 岩石质量指标 R Q D 的应用问题. 水利科技, 2002, (1): 48~49.
- [23] 谌文武, 梁收运, 刘高等. 松动岩体的工程特性研究. 岩石力学与工程学报, 2000, 19(6): 751~759.
- [24] 蔡美峰, 何满朝, 刘东燕. 岩石力学与工程[M]. 北京科学出版社, 2002
- [25] 张政辉, 蔡美峰. 地下水对地应力测量的影响. 金属矿山, 2001, (11): 42~44.
- [26] 孙广忠. 岩体结构力学[M]. 北京科学出版社, 1998.
- [27] 乔春生, 张清, 黄修云. 岩石工程数值分析中选择岩体力学参数的神经网络方法. 岩石力学与工程学报, 1999, 19(1): 64~67.
- [28] Ikeda K A. Classification of rock conditions for tunneling. In: Proc. Ist Int. Congr. Eng. Geology IAEG. Paris: [s.n], 1970
- [29] Aydan O, Akagi T, Kawamoto T, The squeezing potential of rocks around tunnels: theory and prediction. Rock Mech. And Rock Eng, 1993.
- [30] Ito J, Konda T, Aydan O. Performance of the support system of a tunnel in squeezing rocks. In Proc. Korca-Japan Joint Symposium on Rock Engineering. Seoul: [s.n]. 1996.
- [31] Barton N. The influence of joint properties in modeling jointed rock masses. In: Proc. 8th Int. Rock Mech. Congress. Tokyo: [s.n]. 1995
- [32] Bingh B. Indian case studies of squeezing grounds and experiences of application of Barton's Q system. Workshop on Norwegian Method of Tunneling, CSMRS, New Delhi: 1993.
- [33] Kalamaras G S. Bieniawski Z T. A rock mass strength concept for coal seams incorporating the effect of time. In: proc. 8th ISRM Congress. Tokyo: [s.n]. 1995
- [34] Hock E, Brown E T. Empirical strength criterion for rock masses. Journal of Geotechnical Engineering. ASCE. 1980
- [35] Serafin J L, Pereira J P. Consideration of the geomechanics classification of Bieniawski, In : proc. Int. Symp. Eng. Geol. Underground Constr. LNEC, Lisbon: [s,n], 1983.
- [36] Bieniawski Z T. Improving effectiveness of rock mass classifications by

systematic engineering design process. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts,1976,32(7):328~341.

[37]Palmstrom A. Characterizing rock masses by the Rmi for use in practical rock engineering. Part 1: the development of the rock mass index(RMI). Tunneling and Underground Space Technology,1996,11(3):287~303.

[38]Zhang Q. The application of neural network to rock mechanics and rock engineering. Int. J. Rock Mech.& Min. Sci. Geomech. Abstr. 1998, 35 (6) :727~745

[39] 黄修云. 隧道工程岩石力学参数综合处理研究及多媒体实现[D]. 博士论文. 北方交通大学. 1998.

[40] 李胡生, 熊文林. 岩体力学参数的工程模糊处理. 水利学报, 1994, (1) :76~85.

[41] saaty T L. Modeling Unstructed Decision Problems—The Theory of Analytical Hierarchies Proceedings of the First International Conference on Mathematical Modeling, University of Missouri, Rolla, Missouri. Vol.1,1997.

[42] 李智诚, 戴塔根. 长沙市红层工程性质之分析[J]. 岩土工程界. 2001, 5 (3) :47~49.

[43] 李俊才, 袁灿勤等. 岩基载荷试验在设计大直径灌注桩中的应用[J]. 水文地质工程. 1996, (6) :21~23.

[44] 杜长学. 长沙市典型岩基的工程地质特性及其承载潜力[J]. 桂林工学院学报. 1998, 18 (4) :357~362.

[45] Palmstrom A. Characterizing Rock Masses by the Rmi for Use in Practical Rock Engineering Part 1:The development of the Rock Mass Index(Rmi).Tunneling and Underground Space Technology,Vol.11(2).1996.

[46] 苏金明, 阮沈勇. Matlab6.1实用指南[M]. 2002.

[47] 朱伯芳. 有限单元法原理与应用[M]. 水利电力出版社. 1979.

[48] 徐志英. 岩石力学[M] 水利电力出版社. 1993.

[49] 姜礼尚, 庞之垣. 有限元方法及其理论基础[M]. 人民教育出版社, 1979.

[50] 坎南, 董文军, 谢伟松. 有限元分析[M]. 北京科学出版社2002.

[51] 蒋有谅. 有限元法基础[M]. 北京国防工业出版社, 1980.

[52] 孙菊芳. 有限元法及应用[M]. 北京航空航天大学出版社, 1990.

[53] 哥德赫编, 张清等译. 有限元法的岩土力学中的应用[M]. 中国铁道出版社, 1983

[54] 雷迪. J. N, 邹仲康译. 有限元法概论[M]. 湖南科学技术出版社, 1988.

- [55]李皓月, 周田朋, 刘相新等. ANSYS工程计算应用教程[M]. 2003.
- [56]王立涛. 大型有限元分析软件—ANSYS[M]. 2003.
- [57]张萍. Ansys建模过程中单元属性的定义. 现代电子技术. 2003, (16):35~37.
- [58] 姚魁宝, 刘竹华, 李春元. 矿山地下开采稳定性研究[M]. 中国科学技术出版社.1994.
- [59] 苏继宏, 汪正兴 任文敏等. 岩土材料破坏准则研究及其应用. 工程力学, 2003, 23(4):72~77.
- [60] 张广清, 陈勉. 井眼破坏与钻井液密度关系的三维有限元模型. 石油钻探技术, 2004, 32(4):37~38
- [61] 蔡美峰, 何满潮, 刘东燕. 岩石力学与工程[M]. 科学出版社. 2002.
- [62] B.H.G.布雷迪, E.T.布朗. 地下采矿岩石力学[M]. 煤炭工业出版社.1986.
- [63] 唐礼忠, 潘长良, 谢学斌. 深埋硬岩矿床岩爆控制研究[J].岩土力学与工程学报. 2001,22(7):1067~1071.
- [64] Honglai Tan, John A.Nairn. Hierarchical, adaptive, material point method for dynamic energy release rate calculations[J].Computer methods in applied mechanics and engineering.2001, 191(19):2123~2137.
- [65] Tang C.A, Kaiser P.K. Numerical Simulation of Cumulative Damage and Seismic Energy Release During Brittle Rock Failure--Part I: Fundamentals. Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics.1998,35(2):113~121.
- [66]吴一川. 关于《三下规程》使用中的几个安全问题[M]. 煤科总院唐山分院.
- [67]贾其文, 张印德, 周志才. 平顶山矿区铁路下采煤[M]. 矿务局.
- [68]开滦煤炭科学研究所. 铁路下采煤. 煤炭工业出版社. 1978.
- [69]成枢, 张广泉, 黄振修等. 矿区专用桥下采煤. 矿山测量. 1997.
- [70]李宇峙. 公路工程概论[M]. 华中理工大学出版社. 1995.
- [71] 唐又弛, 曹再学, 朱建军. 有限元法在开采沉陷中的应用[J]. 辽宁工程技术大学学报. 2003, 22(2):196~198.
- [72] 张世雄,曾国柱,任高峰.房柱法房间矿柱回采的研究 铜业工程.2003.(4):9~13
- [73]GuDengsheng,Dengjian,LiXibing.Three dimension alnumerual simulation of excavation and back filling in mining engineering. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 1999,9(2):417~421.

致 谢

在本文结束之际，作者由衷地感谢导师李夕兵教授，从课题选题到论文撰写的整个研究过程中自始至终给了学生亲切的关怀和精心的指导。李夕兵教授渊博的学识、过人的才华、敏锐的学术眼光、严谨的治学态度以及令人钦佩的科学精神，是学生终身学习的楷模，学生将永远铭记在心。值此论文完成之际，谨向恩师表示最衷心的感谢和最崇高的敬意。

在这里作者也特别感谢刘爱华教授、邓建教授、赵国彦教授对我论文写作期间的精心指导和论文修改期间的细心批阅，给予了学生许多有益地教诲。

作者在攻读硕士学位期间，先后得到了李启月老师、师兄蒋卫东、赵伏军、罗章、凌同华、左宇军、张义平、胡柳青、马春德、王卫华等以及周子龙、刘广、刘希灵、师弟宫凤强、胡盛斌、岩小明、郭雷、李地元、朱卓慧等的大力帮助，借此机会谨向他们表示诚挚的谢意。感谢寝室同学杨月平、卢宏燕的帮助和支持，三年来共同学习和生活结成深厚的友谊我难以忘怀。

最后要感谢我的家人——我最坚强的后盾，是他们始终如一的教导我好好做人、鼓励我不断进步！也感谢每一位未能在此一一提及的亲人、老师、同学和朋友，向您们致以真诚的谢意！

所有的谢意将化为作者今后人生旅途中的强大动力！也衷心祝愿您们身体健康！事业顺利！家庭幸福！心想事成！

攻读学位期间的主要研究成果

- [1] 宋友红, 李夕兵等, 岩石强度等级模糊评价, 采矿技术, 2004, 12.
- [2] 宋友红, 李夕兵, 宫风强等, 开阳磷矿公路下开采的有限元数值模拟研究 (已送审)