

中南大学

---

博士学位论文

---

复杂采空区稳定性及近区开采安全性研究

---

姓名：彭欣

---

申请学位级别：博士

---

专业：采矿工程

---

指导教师：李夕兵

---

20080901

## 摘 要

大宝山矿采空区体积大、数量多且形状复杂,严重威胁了矿区生产安全。为实现大宝山矿采空区近区安全开采,有必要研究采空区探测技术,对采空区群环境下的关键岩体结构(空区顶板和矿柱)稳定性进行分析,探讨采用何种强度的充填体处理采空区,如何实现采空区近区安全开采,并建立采空区近区开采的岩体稳定性安全预警系统。本文主要研究内容如下:

针对大宝山矿采空区特征,采用激发极化电法和激光探测技术对大宝山矿区采空区群进行地表宏观识别和地下精确成像,共计探测地下采空区体积 180 多万  $\text{m}^3$ ,这些探测结果为采空区稳定性分析和空区充填处理提供了基础数据。

综合采用结构力学、鲁佩涅伊特法、荷载传递线交汇法、厚跨比法、长宽比梁板法、有限元数值模拟法等对采空区顶板安全性和合理厚度进行了分析,确定了采空区顶板的安全厚度。

利用数值方法分析了爆破震动等动载荷扰动下的空区矿柱动力响应特征,为认识空区矿柱的力学规律和破坏防护提供了理论依据。建立了塌陷区废石与围岩耦合作用力学模型,对大宝山矿区塌陷区域稳定性进行了研究。

通过对尾砂胶结充填体强度试验得出了不同配比的胶结充填体损伤破坏规律,首次采用突变理论研究了充填体与岩体的合理匹配,研究表明,大宝山矿采空区充填时,最低充填体强度确定为 0.5MPa 比较合理。

对塌陷区近区安全开采建立了力学分析模型,用可靠性理论研究了合理矿柱尺寸,根据研究结果并结合大宝山矿井下开拓情况,对于大宝山矿 576 采空区以北矿体的安全开采,开采中段高度在 70m 的条件下,矿柱宽度为 12m 比较合理。

采用极限平衡分析法,建立了胶结充填体力学计算模型,对于不同开采技术条件下充填体力学规律进行了深入研究。研究结果显示,大宝山矿采空区用配比 1:10 的充填体能满足近区安全开采技术要求,充填体暴露面积宜控制在  $3500\text{m}^2$  以内。

对大宝山矿岩石试件加载及破坏过程的声发射进行了试验, 采用混沌理论研究了岩体声发射活动规律。研究表明, 岩体破坏之前 AE 出现反常, 声发射能率、大事件率急剧减少, 混沌吸引子 D 值减小, 岩体出现破坏的前兆特征。采用混沌与神经网络相结合的方法建立了大宝山矿采空区近区开采岩体稳定性智能预警系统。

**关键词:** 采空区; 稳定性; 近区开采; 安全预警

## ABSTRACT

Large amount of Mining cavities in Dabaoshan Mine with big volum and complex shapes have posed serious threaten for the production safety and personnel safety. In order to fulfil production safety for near-cavity excavation, some key problems should be studied: the cavity detecting method, the stability of hanging wall and pillar among cavities, back-filling and strength analyse of fill in cavities, how to realize near-cavity excavation, how to establish the corresponding early warning system. The main contents are as follows.

In view of the characteristics of the mining cavities of Dabaoshan Mine, Induced polarization electrical method and laser scan technique were used for large-scale localization at surface and detailed 3D imaging in cavity. More than 1800,000 m<sup>3</sup> minig cavities have been detected, which offer essential data for the stability analyse and back-filling of cavities.

Reasonal thichness of cavity roof has been analyzed with structure mechanics law, Lou's method, load transmission line, ratio between height and span, beam and plate method and numical simulation. The comprehensive method was proposed for safety evaluation and thickness determination for cavity roof.

Numerical method was used to investigate the dynamic response of pillar among cavity, which suffers high static load and dynamic loading from blasting simultaneously. The results provide references to understanding the failure mechanism and choosing prevention approach for pillars among cavities. With wedge model, the stability of collapse body of waste rock was analyzed by carrying out coupling analyse btween collapse body and wall rock.

The damage and failure rules were obtained through laboratory tests of tailings with different blending ratio with cement. The optimal blending ratio was investigated with catastrophe theory. The results

showed that the minimum strength of back fill for cavities filling should be 0.5MPa.

With mechanical model of near-cavity excavation, reliability theory was applied to investigate the reasonable pillar size. The theoretical analyse and in-situ practices showed that, for the excavation of ore body at north of mining cavity 576#, if the middle section is 70m, then the width of pillar should be 12m.

With numerical model of back fill, the mechanical rules of fill under different excavating conditions were studied with Limiting equilibrium analytic method. The results showed that, the back fill with blending ratio of 1:10 can satisfy the technical requirement of near-cavity excavation in Dabaoshan Mine, and the exposure area of back fill should be controlled within 3500m<sup>2</sup>.

Acoustic emission tests were conducted for specimens from mining cavaties. The AE signals were recorded during the process of loading and failure of specimens. The chaos theory was used to analyze the AE characteristics of rock mass in Dabaoshan Mine. The results showed that, before the failure of rockmass, AE tended to be abnormal with AE energy ratio and AE event ratio decreasing rapidly. The decreasing of chaos attractor D is the premonitor of rockmass failure. Finally, the intellective warning system of rockmass stability for near-cavity excavity in Dabaoshan Mine was established combing chaos method and neural network.

**Keywords:** Mining cavity, stability, near-cavity excavation, early warning system

## 原创性声明

本人声明,所提交的学位论文是本人在导师指导下进行的研究工作及取得的研究成果。尽我所知,除了论文中特别加以标注和致谢的地方外,论文中不包含其他人已经发表或撰写过的研究成果,也不包含为获得中南大学或其他单位的学位或证书而使用过的材料。与我共同工作的同志对本研究所作的贡献均已在论文中作了明确的说明。

作者签名: 彭欣 日期: 2008 年 12 月 3 日

## 关于学位论文使用授权说明

本人了解中南大学有关保留、使用学位论文的规定,即:学校有权保留学位论文,允许学位论文被查阅和借阅;学校可以公布学位论文的全部或部分内容,可以采用复印、缩印或其它手段保存学位论文;学校可根据国家或湖南省有关部门规定送交学位论文。

作者签名: 彭欣 导师签名: 李强 日期: 2008 年 12 月 3 日

## 第一章 绪论

### 1.1 引言

据统计,目前我国 92%以上的一次性能源、80%以上的工业原料来自矿产资源。矿产资源的开发利用已成为我国社会发展的重要保障<sup>[1,2]</sup>。然而作为一个地大物博的国度,要对资源开采进行严格控制和管理绝非易事,上个世纪 30 年代到 70 年代,我国矿产资源开采经历过严重失控的阶段,民采、群采猖獗,这此非法采矿者没有应有的采矿设计图纸,见矿就挖、采富弃贫,采后也不对空区进行处理,导致我国众多矿点空区丛生。同时,上个世纪的国有矿山企业,由于采矿技术与装备的局限,大量使用空场法、崩落法、留矿法等采矿方法,虽然开采过程经过正规设计,采后空区资料齐全,但因为充填成本较高,许多矿山也未能及时对所有空区进行充填,有 40%以上的空区仍遗留在各个矿山。这些采空区随着暴露时间的增加,稳定性越来越差,不断诱发岩石崩塌、滑坡、泥石流、地面塌陷等地质灾害,造成矿山停产,不但影响矿山经济效益,而且时常危及矿区人员生命安危<sup>[3-7]</sup>。如湖北远安盐池河磷矿,采矿形成的 6.4 万 m<sup>3</sup>采空区,使上覆山体逐渐发生变形、开裂,1980 年 6 月 3 日因暴雨诱发崩塌,100 万 m<sup>3</sup>山体仅 16 秒钟就摧毁了殷盐矿务局机关的全部建筑和坑口设施,造成 284 人死亡,直接经济损失 2500 万元;2002 年 5 月 22 日,兰坪县金顶镇南场铅锌矿发生地裂及地面塌陷,导致 10 人被困井下,5 人获救,5 人失踪。2001 年 5 月,广西合浦恒大石膏矿顶板垮落造成 29 人死亡;2001 年 7 月,广西南丹空区突水,81 人遇难;2005 年 11 月,河北邢台石膏矿空区坍塌,36 人死亡,33 人受伤;2004 年 10 月,四川雅安宇通石材公司矿山坍塌事故,13 人死亡,9 人受伤;2004 年 6 月,湖北鹏凌矿业一铜矿发生特大透水事故,11 人遇难;2006 年 8 月 19 日,湖南石门县蒙泉镇天子岗村天德石膏矿老采空区突然发生大面积整体垮塌,6 人遇难,4 人下落不明。据不完全统计,近 5 年来,我国共发生大规模采空区灾害 180 处以上,累计塌陷面积超过 70 万公顷,造成的损失已经超过 500 亿元<sup>[8-10]</sup>。

本论文工作的实施地点广东省大宝山矿,地下矿床采用分段空场法开采,多年来由于民采与矿山开采形成了数百万 m<sup>3</sup>的采空区,采空区数量达 200 多个,体积较小的为几百 m<sup>3</sup>,体积较大的则达 10 多万 m<sup>3</sup>,且采空区的形态大多呈不

规则状态,个别空区面积达  $4000\text{m}^2$ ,高度达  $100\text{m}$  以上<sup>[11]</sup>。近年来,空区中的矿柱片帮、顶板冒落现象严重,特别是民采遗弃的采空区周边矿柱出现明显的开裂破坏特征,局部地段采空区冒落大块重达数十吨,还出现了多次大规模的地质灾害。

2004年6月12日上午8点15分左右,在副井458m、470m、485m三个中段232线~272线范围发生采空区冒落引起的塌陷事故(VIII号采空区),几个中段先后贯穿,发生大塌方事故。下午15点15分左右,570m~500m盲斜井大约在540m标高处井筒坍塌。并由此引起小范围的地震,在当日12点左右、6月13日22点左右、6月14日10点50分左右,在同一区域由于余震陆续发生小规模冒落。6月17日10点30分左右,570m~500m盲斜井再次塌方,将6KV主电缆压断,造成副井深部不能排水。此次大塌方的中段主要有458m、470m、485m、500m、542m,塌方垂直高度高达84m。在470m中段,冒落长度在东西方向平均90m,南北方向平均120m;在485m中段,冒落长度在东西方向平均80m,南北方向平均120m;在500m中段,冒落长度在东西方向平均48m,南北方向平均90m。在25勘探线剖面上,冒落高度最高达67m,在27勘探线剖面上,冒落高度最高达60m。整个冒落体近似一个圆锥体,冒落量达到85万 $\text{m}^3$ 。

2004年7月8日,3#主井单元562m、570m、591m三个中段由于出现顶板掉碴现象。7月9日3点左右,562m、570m、591m、610m几个中段先后冒落,发生大塌方事故(VII号采空区)。此后,在主井大塌方区域内及周边区域,由于余震以及应力的重新分布,陆续发生小规模垮塌。此次大塌方井下直接影响560m、570m、591m、610m四个中段,北采区745m中段冒落,757m中段出现裂缝,冒落的块石将542m整个中段的空区充满。冒落从560m中段至745m中段,垂直高度达183m。570m中段垮方范围为25~29线,东西方向冒落长度平均65m,南北方向冒落长度平均118m(570m中段冒落面积与5#盲斜井560m中段大致相等);591m中段冒落范围为27~31线(冒落在水平方向分南北两个冒落区,呈不连续状),东西方向冒落长度平均80m,南北方向冒落长度平均125m;在610m中段,冒落范围在29~33线,东西方向冒落长度平均45m,南北方向冒落长度平均80m;在北采745m中段,塌陷面积2.3万 $\text{m}^2$ ,塌陷影响面积为4.3达 $\text{m}^2$ 。整个冒落体近似一个漏斗,冒落量估算达140万 $\text{m}^3$ ,总滑动影响体积约440万 $\text{m}^3$ 。

2004年11月27日上午8点零3分,后期坑井下发生大塌方,从2#主井615m

中段直接塌穿铁矿分公司北采地表 769m 中段, 位置在 39 线~43 线(V 号采空区)。北采 769m 中段随之塌陷下沉, 地表沉陷开裂范围在 35 线~45 线。28 日上午 9 点左右, 3<sup>#</sup>主井 610m 中段底板被上部塌方压垮, 塌方往下延伸, 继续压垮 3<sup>#</sup>主井 591m 中段、570m 中段、560M 中段、540M 中段, 北采地表继续下沉。此次大塌方影响的范围广, 危害大, 受影响的井巷有 6 条: 3<sup>#</sup>主井、2<sup>#</sup>主井、新风井、后期坑 673 中段、700 中段、730 中段。塌方冲击波造成 700 中段 2 人、2<sup>#</sup>主井 1 人受伤, 并导致 2<sup>#</sup>主井 650m 中段 39 线地压监测系统严重破坏。此次大塌方还影响了 640 主平峒的安全。28 日经现场察看, 发现 640 主平峒在 39 线位置有 2 处约 20m 开裂。至 11 月 29 日止, 640 主平峒的开裂已经在 37 线~39 线间延长至 70m。

大宝山矿由于存在大量空区, 安全事故不断发生, 生产几近瘫痪, 为此本文针对大宝山矿采空区特征, 采用激发极化电法和激光探测技术对大宝山矿区采空区群进行了地表宏观识别和地下精确成像, 为采空区稳定性分析和空区充填处理提供了基础数据; 综合采用结构力学、鲁佩涅伊特法、荷载传递线交汇法、厚跨比法、长宽比梁板法、有限元数值模拟法等方法确定了采空区顶板的安全厚度, 分析了爆破震动等动载荷扰动下的空区矿柱动力响应特征; 首次采用突变理论研究了充填体与采空区岩体的合理匹配, 得出了大宝山矿采空区最低充填体强度; 对塌陷和充填区域近区安全开采建立了力学分析模型, 用可靠性理论研究了合理矿柱尺寸, 得出了充填区域近区安全开采的合理配比和暴露控制面积; 采用混沌理论研究了岩体声发射活动规律, 用混沌与神经网络相结合的方法建立了大宝山矿采空区近区开采岩体稳定性的智能预警系统。该研究为大宝山矿下一步安全开采提供了技术保障。

## 1.2 国内外研究现状

### 1.2.1 采空区探测

人们对采空区的探测技术主要起源于各类以地质找矿为目的的地球物理探测方法。地球物理探测根据其技术特点的不同可分为很多种, 其中主要有地震勘探、电法勘探、探地雷达、核磁共振、重力、磁法以及地球物理计算机层析成像(CT)、遥感技术等。探地雷达作为地下结构体的识别工具有着良好的应用效果, 但探测深度有限<sup>[12-18]</sup>。地震法比探地雷达探测的深度大, 对那些潜伏较深, 或是不适合探地雷达工作的灾害隐患, 常常采用地震法进行探测, 如探明井下深部断层位置、隔水层厚度, 岩体结构成像, 深处煤层采空区探测, 岩溶

洞勘查等<sup>[19-23]</sup>。电阻率法用于探测地下岩体工程灾害隐患,由来已久,早在七、八十年代,人们就开始用二维自动地电阻率技术探测地下通道、矿山废弃巷道或老窑。目前,已发展到高密度电阻率法,提高了测试精度与效率,应用范围也不断扩大<sup>[24-29]</sup>。低频电磁法和瞬变电磁法在煤田矿井涌水灾害隐患探测中,也发挥了独到的作用<sup>[30-32]</sup>。基于含水体具有较明显的激发极化现象,激发极化法探索地下水等激发性强的异常体时获得了成功<sup>[33,34]</sup>。另外,许多其它的地球物理方法也有成功应用的报道<sup>[35-38]</sup>。诚然,由于地质体本身的复杂性,要达到地下异常体的准确把握,人们常常把多种探测技术结合起来应用,得到了较好的探测结果<sup>[39-42]</sup>。

近年来,频发的采空区安全事故使得人们对采空区的关注和研究大大加强,各类物探技术和尖端技术都应用到采空区的探测中来。徐白山等应用地震波法对山碛山采空区进行探测<sup>[43-46]</sup>;刘敦文等<sup>[17,47]</sup>利用探地雷达法进行了采空区探测;薛金芳等采用高密度电法进行了采空区的探测<sup>[48,49]</sup>;王俊茹等采用瞬变电磁法进行了空区探测<sup>[50-52]</sup>;曾若云等用直流电法进行了采空区探测<sup>[53]</sup>;郭崇光等则用综合电法进行了采空区探测<sup>[54]</sup>。出于对采空区形态的准确把握,近年来一些学者采用激光探测法进行采空区的扫描探测,取得了较好的效果<sup>[55,56]</sup>。

### 1.2.2 采空区稳定性分析与治理研究

因为采空区而引起的地表失稳与治理问题长期以来引起了建筑、路桥、矿山、电力等众多部门的重视,得到了较多的研究。国内外对在建筑物下、铁路、公路、河流下采矿引起的岩层移动、地表沉陷已经作了大量研究工作。上世纪70年代, Jones 等最先研究了采矿空区塌陷对公路的影响<sup>[57]</sup>;80年代, Jones、Sergeant、Wang 等探索了采矿及下伏空洞对建筑物地基的危害<sup>[58-61]</sup>。然而,这些研究多出于空区外其它构筑物的安全考虑,对采空区本身关注较少,即便涉及到空区自身稳定,也多研究空区中矿柱的稳定,而对大规模采空区群中的空区层间顶板稳定性分析不足<sup>[62-66]</sup>。

在采空区治理上,国内外矿山处理方法大致形成了“崩”“封”“撑”“充”几种方式,其中“封”常是“崩”“撑”“充”的前期措施<sup>[67-79]</sup>。

#### (1) 崩落围岩处理空区

崩落围岩处理空区的特点是用崩落围岩充填空区并形成缓冲保护垫层,以防止空区内大量岩石突然冒落所造成的危害。崩落围岩处理空区的适用条件是:

- ① 地表允许崩落,地表崩落后对矿区及农业生产无害;

② 采空区上方预计崩落的范围内,其矿柱已回采完毕,井巷设施等已不再使用并已撤除;

③ 围岩稳定性较差;

④ 适用于大体积连续空区的处理;

⑤ 适用于低品位、价值不高的矿体空区的处理。

采用崩落围岩处理空区,能及时消除空场,防止应力过分集中和大规模的地压活动,并且可以简化处理工艺,提高劳动生产率。该法已为国内矿山广泛采用。

## (2) 用充填料充填处理空区

用充填料充填处理空区是从坑内外通过车辆运输或管道输送方式将废石或湿式充填材料送入采空区,把采空区充填密实以消除空区的一种方法。用充填料充填空区的作用,在于充填体支撑空区,控制地压活动;减少矿体上部地表下沉量;防止矿岩内因火灾。

用充填法处理采空区,一方面要求对采空区或采空区群的位置、大小以及与相邻采空区的所有通道了解清楚,以便对采空区进行封闭,加设隔离墙,进行充填脱水或防止充填料流失;另一方面,采空区中必须能有钻孔、巷道或天井相通,以便充填料能直接进入采空区,达到密实充填采空区的目的。

充填法处理空区,一般用于围岩稳固性较差,上部矿体或矿体上部的地表需要保护,矿岩会发生内因火灾以及稀有、贵金属、高品位的矿体开采。

充填处理空区可分干式充填和湿式充填两种:

### ① 干式充填处理空区

在我国有色矿山中,干式充填处理空区大多用于矿体规模不大的中小矿山及老矿山。这种方法劳动强度大,作业条件差,充填效率低,但其方法简单易行而且投资少。采用这种方法的有澳大利亚芒特艾萨铜铅锌矿、漂塘钨矿、大厂矿务局长坡锡矿等。

干式充填可利用矿山井巷、空区以及矿山现有设备完善充填系统。充填料有井下废石、选厂废石以及地面废石堆。重介质选出的废石(20~25mm的颗粒)做充填料是比较好的。干式充填简单易行,但干式充填处理空区必须有完善的充填系统,并且要注意充填接顶。有些矿山会因充填欠账,空顶时间过长,充填还未结束,充填系统的井巷就已破坏,严重影响空区处理的质量。

### ② 湿式充填处理采空区

湿式充填处理空区,目前应用较广泛。根据充填料的不同,又可分为混凝

土胶结充填、尾砂胶结充填、水砂充填等。湿式充填流动性好，充填速度快，效率高。但需一整套充填输送系统和设施，胶结充填成本高，投资大。在上部矿体和矿体上部地表需保护以及品位高或矿岩自燃的有色矿山使用较多。如前苏联乌姆博泽罗矿、西林铅锌矿等。

### (3) 留永久矿柱或构筑人工石柱处理采空区

留永久矿柱或构筑人工石柱处理采空区，一般用于缓倾斜薄至中厚以下的矿体，用房柱法、全面法回采，顶板相对稳定，地表允许冒落的矿山。国内有些有色矿山用这种方法处理采空区已取得一定成效，如贵州省的一些汞矿、广西泗顶铅锌矿、大厂矿务局长坡锡矿等用这种方法处理采空区。

用矿体支撑空区，在矿柱量不多的情况下，不仅在回采过程中能做到安全生产，而且在回采结束后空区仍不垮落，达到支撑空区的目的。其关键是矿岩条件好，矿柱选留恰当，连续的空区面积不太大。但也有一些用矿柱支撑空区的矿山，随着时间的推移和空区暴露面积的增大会出现大的地压活动危及矿山安全。因此，决定用矿柱支撑处理采空区时，必须认真研究岩体力学、地质构造情况，以便得到合理的矿柱尺寸并预测地压情况。

### (4) 联合法处理采空区

联合法处理空区是指在一个采空区内同时采用两种或两种以上方法进行处理来共同达到消除采空区隐患这一目的。由于采空区赋存条件各异，生产状况不一，有些采空区内采用一种空区处理方法又满足不了生产的需要，从而产生了联合法处理空区。目前，联合法处理采空区的方法有矿柱支撑与充填法联合、封闭隔离与崩落围岩联合等。我国有色矿山使用联合法处理空区已有多年，应用的矿山有盘古山钨矿、牟定铜矿等。

## 1.2.3 采空区近区安全开采与力学机理研究

### 1.2.3.1 采空区近区安全开采研究

郭君等人分析了河北省迁西县白毛峪铁矿地下采空区对潘家口水库大坝稳定性的影响因素，建立了适于采矿工程模拟的 FLAC 数值模型，计算出采空区近区开采对大坝附近的应力变化规律<sup>[80]</sup>。李俊平对采空区近区安全开采的矿柱合理布置研究中，用改进的真三维 ANSYS 仿真程序，研究了矿柱岩体的弹、塑性变化和拉破坏，引进矿柱强度理论分析了现场顶板冒落的岩体厚度特征<sup>[81]</sup>。胡建华等人利用时变边界力学理论讨论了连续采矿顶板诱导失稳崩落过程，给出了连续回采诱导顶板失稳崩落中时变边界的几何描述，用 RFPA 软件通过单

元性质弱化的方法来处理单元的破坏问题, 计算结果表明在一定的连续回采采空区的空间条件下, 运用局部人工干扰诱导顶板围岩致裂, 可以有效形成顶板诱导失稳崩落<sup>[82]</sup>。李兴尚从采充均衡角度论证了金属矿选择传统的采空区全部充填开采模式的合理性和煤矿淘汰该充填开采模式的必然性, 条带冒落区注浆充填开采方法是冒落区充填与条带开采技术的组合创新, 是一种解决建筑物下压煤的开采技术<sup>[83]</sup>。王明立对刀柱式老采空区上行长壁法开采的可行性进行了研究<sup>[84]</sup>, 为保证老采空区近区安全开采, 对层间岩体在采动压力作用下的稳定性进行了分析, 确定了长壁工作面开采的技术参数, 研究表明, 长壁工作面宽度、护巷煤柱宽度对层间岩体稳定性影响明显, 在刀柱式老采空区进行上行长壁开采, 应减小工作面开采宽度, 增大工作面护巷煤柱尺寸。任凤玉在研究采空区围岩冒落规律的基础上, 提出了“多空区矿体监控强采技术”、“活动空区边缘回收冒落残矿技术”、“巷道过散体层技术”与“斜面蹬碴落矿新型采矿方法”, 有效地回采了团城铁矿被空区破坏的矿体与残留矿体<sup>[85]</sup>。王荣林对宜昌磷矿采空区 176 个矿柱进行调查统计<sup>[86]</sup>, 在矿体上部覆盖层厚度为 20~172m 条件下, 将矿柱破坏程度分为 0~VI 级, 达 III 级时矿柱开始受到破坏。在 176 个矿柱中, 受到破坏的矿柱占 87%。根据矿柱几何参数—宽高比  $W/P$ , 当  $W/P < 4$ , 矿柱大多受到破坏,  $W/P \geq 4$  很少受到破坏。采用“用石柱换矿柱法”回收矿柱, 新换“石柱”, 要求其尺寸规格大于原矿柱尺寸, 其“宽厚比”即  $W/P$  值要  $\geq 4$ 。邢万芳等对东桐峪金矿采空区近区开采的措施是<sup>[87]</sup>: 矿房矿柱回采与采空区处理作为一整体, 使用人工底柱代替矿石顶底柱与采矿顺路天井, 一些较厚大或品位较高矿山, 将矿柱划在厚大或较富部位, 先用干式充填法回采, 然后再回采矿房。莱芜矿业有限公司业庄铁矿是大水矿山, 地表是良田不允许塌落, 该矿山采空区近区开采措施是, 用高水材料充填采空区, 不留矿柱, 连续开采<sup>[88]</sup>。

### 1.2.3.1 采空区近区安全开采力学机理研究

于学馥通过对采矿地应力变化规律的研究得到<sup>[89]</sup>: 采矿过程中, 开采空区围岩的稳定性影响取决于开挖过程是否引进新介质, 开挖的采空区充填后, 有利于近区开采围岩稳定性。采空区充填的作用是在开挖过程中通过充填物占领采空区, 并在接触支撑过程中, 吸收和转移地应力, 在较短的时间和较小的范围之内, 减缓开挖影响, 迅速形成新的矿山结构再平衡体系。充填体在促成采空区新的平衡体系形成过程中的三种力学作用是<sup>[89]</sup>: 接触支撑作用、应力吸收与应力转移作用和应力隔离作用。

Hu K X<sup>[90]</sup>用断裂力学研究了岩体与充填体之间的力学作用, 采用数值模拟

方法分析了采空区充填效果。研究表明,采空区充填是地压控制的有效方式,采空区充填为其近区安全开采创造了条件,采空区充填效果与充填材料力学特性及岩体弱面性质有关。

Johnson R A 探讨了采空区充填技术在南非超深金矿开采中的应用<sup>[91]</sup>,通过数值模拟和现场力学试验,分析了采空区区域充填对近区安全开采的地压控制效果;Ryder J A 对深井矿床采空区充填的研究得出<sup>[92]</sup>:在 2000m 深处用优质充填料充填采空区 20%,采空区围岩能量释放率(ERR)从 38MJ/m<sup>2</sup> 降低至 23MJ/m<sup>2</sup>,降低 ERR 的幅度达 40%;若在 3300m 深度充填 80%的采空区,采空区岩体能量释放率 ERR 仅 40MJ/m<sup>2</sup>。Ryder J A 对深井矿柱中超剪应力(ESS)研究表明<sup>[93]</sup>,采空区充填过程中,使矿柱被充填体包裹,显著降低了矿柱内超剪切应力,可以有效控制近区开采的岩爆灾害。国内外矿山实践表明<sup>[94-99]</sup>,采空区充填是深井矿床开采最有效的一种方法,是控制岩爆灾害的有效措施。

### 1.3 本文主要研究内容

现代探测技术为复杂采空区群的准确探测提供了可能,空区处理及空区充填理论为大宝山矿采空区近区安全开采提供了理论基础。大宝山矿采空区特征是空区体积大、数量多且形状复杂,为实现大宝山矿采空区近区安全开采,有必要进行如下内容的研究:

(1) 针对大宝山矿采空区特征,选用合适的采空区探测方法,对大宝山矿区采空区群进行地表宏观识别和地下精确成像,为采空区稳定性分析和空区充填处理提供基础数据。

(2) 对空区群环境下的关键岩体结构(空区顶板和矿柱)的稳定性进行分析,并对塌陷区废石的次生影响和稳定性进行研究。

(3) 采空区充填是大宝山矿空区处理的有效手段,有必要针对大宝山矿采空区特征和矿山条件,进行不同配比胶结充填体力学试验,研究充填体破坏规律并探讨充填体与岩体合理匹配,提出采空区充填的合理充填体强度。

(4) 塌陷区近区矿体开采时必须预留保安矿柱,有必要建立相应的力学模型,研究塌陷区近区开采合理矿柱尺寸。此外,大宝山高品位矿体的采空区实施胶结充填,对于该区域近区安全开采的充填体暴露面积和合理采场尺寸必须进行深入研究。

(5) 对大宝山矿采空区近区开采进行声发射监测,建立岩体声发射安全预警系统,为大宝山矿采空区近区安全开采提供技术保障。

## 第二章 大范围采空区群探测与成像

### 2.1 地下采空区群的形成过程与特点

#### 2.1.1 采空区(群)的形成过程

采空区是地下有用资源(矿体)被开采出来后留下的空洞。在矿山机械化程度还很低的上个世纪初期, 矿山开采主要靠人力挖掘, 采矿者在采出有用矿石后对留下的空区不作处理。但因人力采掘强度低, 采空区的体积相对较小, 此时它们对围岩的稳定几乎不产生影响。至上个世纪中期, 随着采矿机械化程度越来越高, 矿山开采逐渐工艺化, 出现了空场法、留矿法崩落法等, 采场生产能力从每天几十吨增加到每天几百吨甚至超千吨, 这些高效开采技术在大量采出矿石资源的同时, 却留下大量安全隐患。这些方法通常把矿体划分为矿房与矿柱(如图 2-1 所示), 在开采方向上不断向前开挖, 一定距离后留下一些矿柱支撑顶板, 有时采用人工支柱, 甚至不留支柱。随着采矿强度的不断增大, 采空区越来越大, 从数百立方米到数千立方米不等。在大范围矿石被采出后, 原有矿区就如蜂窝一样变得千疮百孔, 采空区相互贯通, 形成采空区群(如图 2-2 所示)。此时的矿区已经被各类空洞所主导, 稳定性极差, 安全事故不断发生。

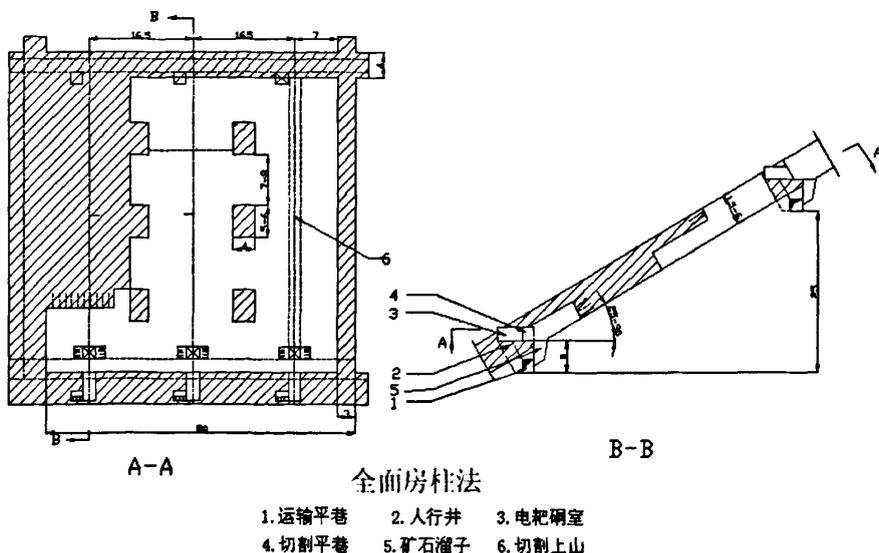


图 2-1 典型的矿房矿柱法形成过程

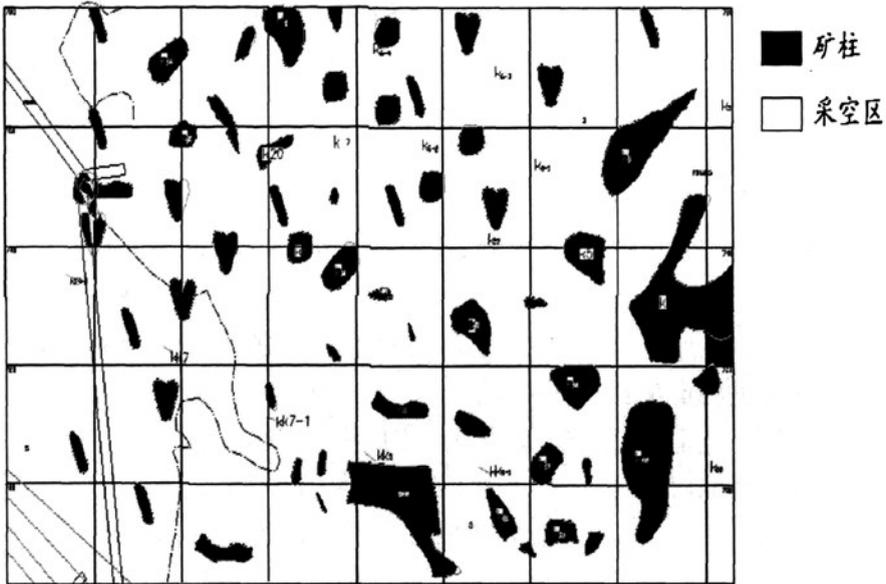


图 2-2 资源开采完后留下的采空区群

### 2.1.2 采空区的分类

采空区的类型因矿体形态、规模、采矿方法、处理时间的不同而异。不同类型的空区，其处理方法、危害情况等也有所区别。金属矿山采空区的类型大致有如下几种：

#### (1) 按不同的采矿方法分类

##### ① 空场法回采形成的空区

这类型空区的特点是空区体积大，空区周围岩体有一定的稳固性，能暴露一定的时间，空区的形态、大小相对来说易于观测，贵州汞矿、寿王坟铜矿就是这类型的空区。这类型的空区要掌握好空区暴露面积、体积、暴露时间与空区崩落时间、深度的关系，以便安排好空区处理时间和措施，防止空区突然大规模冒落所造成的危害。

##### ② 留矿法回采形成的空区

这类型空区的特点是空区体积不太大，空区周围岩体也有一定的稳定性，能暴露一定的时间，空区的形态、大小也易于观测。如盘古山钨矿、大吉山钨矿就是这类型的空区。这类型空区同样要掌握好空区暴露面积、体积、暴露时间与空区崩落时间、深度的关系。但浅孔留矿法形成的空区中，每个矿体的空

区体积不大,而且有一定的稳定性,矿山容易忽视空区处理。然而,随着回采深度增加,空区逐渐扩大,再不进行空区处理就可能发生大规模的地压活动。

### ③ 崩落法回采形成的空区

崩落法回采形成的空区是阶段崩落或分段崩落法在盲矿体回采中,因围岩稳固,围岩滞后崩落而形成的。这类空区的形态、大小以及空区体积变化大小难以观测。往往需要钻凿一定的工程和装备一些仪器才能了解其形态和大小。如铜陵狮子山铜矿采用布置钻孔的方法,应用测深仪来测定空区形态、大小。这类型空区要了解其冒落规律和冒落的规模,垫层厚度要能经受突然大冒落的冲击。

### ④ 充填法回采形成的空区

应用充填法开采的矿山,在回采过程中已即时用废石或尾砂、水砂等充填了采空区。但有些矿山还会因充填料接顶不好,仍残留了一部分采空区。一些用于式充填法的矿山残留的空区量相对大些,但总的来说,这类型的空区量是有限的。

#### (2) 按采空区处理时间分类

##### ① 回采过程中即时处理的采空区

这类型的采空区是在回采过程中就进行处理了的空区。空区处理又是回采作业的一个工序,充填法回采和崩落法回采的采空区就属此类。

##### ② 嗣后处理的采空区

这类型的采空区是在矿房出完矿回采结束后再进行处理的采空区。空场法和留矿法回采后形成的采空区都属嗣后处理的采空区,这类型采空区暴露时间相对较长,当空区未处理时,有一定的隐患。

#### (3) 按采空区的规模大小分类

##### ① 连续空区

连续空区又分全连续和部分连续两种。全连续空区是将房间矿柱和中段矿柱回采后形成的。全连续空区是矿房与矿房之间的空区相通,中段与中段之间的空区相通,空区连成片,空区体积大。有些矿体相交,甚至矿体之间的空区都相通。部分连续空区是将房间矿柱回采后矿房与矿房相通,而中段间的空区不通。连续空区体积大,而且形态变化大,空区的稳定性相对差些。

##### ② 不连续空区

不连续空区又分为全不连续和部分不连续空区两种。全不连续空区是房间

矿柱和中段矿柱全不回采, 矿房之间或盘区间空区有矿柱隔开, 中段之间有中段矿柱隔开。不连续空区有矿柱支撑, 空区稳定性相对较好, 但要注意矿柱的维持时间, 否则矿柱倒塌, 空区垮落, 不仅会损失资源, 而且还会危及矿山生产。

#### (4) 按采空区的形态分类

##### ① 房式空区

空区形态呈房状。一些缓倾斜矿体用空场法回采后形成的空区, 其四壁为壁柱(连续的条带矿柱)和中段矿柱, 空区的上下为顶、底板, 使空区呈房状。急倾斜矿体用空场法回采后形成的空区, 其四壁为间柱和上、下盘, 空区的上下为顶底柱。房式空区有矿柱相隔, 形态较规整, 空区稳定性相对较好。用分段空场法回采后, 嗣后一次尾砂或混泥土胶结充填成矿柱, 这时的空区也呈房式。

##### ② 矿体原形状空区

脉状、囊状、透镜状等矿体回采后形成的空区, 若将其中的矿柱基本回采完毕, 空区的形状与矿体形状大致相同, 为矿体原形状空区, 空区的周围基本都是围岩, 这种类型的空区暴露面相对较大, 形态变化也大。

#### (5) 按采空区是否通地表分类

##### ① 明采空区

采空区与地表相通者为明采空区。出露地表的矿体, 回采后形成的空区无疑是与地表相通的。但还有一些盲矿体, 矿体回采后形成的空区, 由于空区冒落而与地表相通者, 也属明采空区。

##### ② 盲采空区

盲矿体开采后, 形成不通地表的空区为盲空区。大的连续盲空区要注意大规模突然冒落时空气冲击波的破坏。空区上部往往开有通地表的井巷, 即所谓“天窗”, 以释放能量。

### 2.1.3 采空区(群)的特点

作为采空区边界的地下岩石是一种脆性地质材料, 它的稳定性有一定的时效性和突变性。在地下水、爆破振动、远场地震等的作用下, 岩石都会慢慢崩解、粉碎, 这就使得采空区形状不断改变。当相邻采空区体积扩大到相互贯通, 就产生一个大的采空区。因此, 由众多采空区构成的采空区群是一个复杂的系统, 具有以下特点:

### (1) 形态千变万化

采空区所处的天然环境决定了它的形态不可能整齐,岩体充满断层、节理、裂隙,在开采设计之初,必须根据矿石所处位置的工程条件确定矿块大小,这些矿块通常大小不一,采后形成的空区形态自然不一样。

同时,随着矿石的不断开采,采空区数量不断增加,空区群系统也不断扩大,它向三维空间的扩张依赖于矿石资源的天然分布状况。因此,没有完全一样的采空区群,每个空区灾害矿山都有其独有的特点。

### (2) 空间错综复杂

采空区群犹如蜂窝,但空间结构却没有蜂窝那么规则。矿山开采即使依据最严谨的采矿大师的设计进行施工,最终形成的空区分布也不会和设计所预想的一样。其原因主要在于,一方面,凿岩、爆破等施工常常不可精确控制,岩体到处存在弱面,使得施工所得工程边界和设计边界有很大差别;另一方面,采矿活动的主要目的是采出矿石,由于地下资源的未知性,在地下施工过程中,常常遇到矿体尖灭等现象,此时原有的开采设计不得不中断并更改。这些都造成采空区群在空间上异常复杂。

### (3) 动态演化

地下采空区在形成之后,由于没有充填体的及时有效支撑,在经历矿区凿岩、爆破以及地应力、构造应力等的作用,表面岩石不断剥落,与周围空区发生作用。这样,采空区群的空间状态、稳定性都处于动态变化之中,调查和掌握空区群的状况就显得十分困难。

## 2.2 采空区群的电法地表探测与宏观识别

在众多地球物理探测方法中,电法探测得到了较为完善的发展和运用,已发展已经发展为电阻率法、激发极化法、瞬变电磁法、大地电磁测深等多种方法<sup>[12-18, 100-102]</sup>(如表 2-1 所示)。

国内从 50 年代开始电法方面的工作,经过半个世纪的发展,取得了很大的进展,尤其是九十年代以来,在激发极化法,大地电磁测深法(MT)等理论及应用研究方面,取得令人瞩目的成就<sup>[103-106]</sup>。这些方法在固体矿产、能源、深部构造等探测领域发挥了重要的作用,本文利用激发极化法对大宝山矿区的采空区群进行探测。

表 2-1 电法勘探方法

场的来源	基本方法	应用范围
天然场	自然电场法	探测地下水流向及地下水同地表水的补给关系；普查找矿。
	大地电磁法	探查区域地质构造。
人工场	电阻率剖面法	地质填图；追寻断层破碎带和古河道；探测各种高低阻地质体的分布及接触面；探查岩溶发育带及覆盖层下的基岩起伏；查地热田。
	电阻率测探法	划分倾角很小的岩层界限；探查基岩起伏、埋深、风化岩厚度；确定含水层厚度、埋深；探查地质构造；查地热田。
	激发极化法	普查找矿；识别地层；确定含水层埋深；探查含水层、溶洞、断层、古河道。
	充电法	追寻地下暗河、含水裂隙带；测地下水流速、流向；研究滑坡；了解低阻地质体分布范围和形态；探查良导矿体。
	电磁法	地质填图；找水；划分岩层界线；探测地质构造；探测暗河、溶洞、地下管道。

### 2.2.1 工作原理与程序

对于金属矿矿区岩石，当采用常规直流电法进行测试时，从理论上讲，较完整的岩石具有良好的电性，节理裂隙发育的破碎岩石导电性较差，而充斥空气的采空区，因为空气被认为是绝缘体，所以采空区的电性最差。当采用电法仪器进行地场电性测量时，地场内完整岩石、碎裂岩层与采空区之间存在明显的电性差异，正是由于地场中存在的这种电性差异，因而可以通过地表电性测试，获得井下某一剖面的地场电性差异，进而获得井下采空区的位置、形状、大小等参数。

本次勘探直流电法资料整理，包括验收当日实测曲线，初步数据处理(包括编制相应有关参数剖面、平面图)，并与已知资料和正演成果对照，修改个别较

明显的畸变观测值, 选择合理解释参数, 进入最终处理。通过反复对比及结合以往矿区地面电法的勘探经验, 以纵向电导率  $S$  和平均电阻率参数  $\rho_m$  为主要解释参数。其中以平均电阻率参数  $\rho_m$  值绘制剖面、平面图, 配合纵向电导率  $S$  参数确定各目的层界面深度。

电法资料的解释, 主要利用的参数为通用的横向电阻率、纵向电阻率、平均电阻率、纵向电导及各向异性诸参数。不同之处, 在于本方法综合了反映灵敏的轴向偶极测深、比值法及脱离点法, 该方法长期用于实践, 取得了较为理想的效果。

直流电测深勘探结果为体积效应的综合反映, 即使是采用了多种方式的处理, 可以突出异常, 但由于它属于逐点分解, 仍然脱离不了体积效应的综合影响。本次勘探以平均电阻率参数  $\rho_m$  编制剖面图, 确定层位产状, 推断采空区位置及其规模大小, 辅以解释各主要目的层界面; 以纵向电导  $S$  直线交点法定量解释本区各主要目的层深度。平面图的绘制, 由具体的目的层相应深度对应测点处的平均电阻率参数值绘制而成。具体操作是, 先求解各目的层深度, 然后通过插值方法, 求得各切点处相应的参数值, 最后利用同一个目的层的插值结果绘制各切面平面图。

### 2.2.2 工作装置与工程布置

探测采用法国生产的 SYSCAL-2E 型数字直流激电仪, 该仪器采用多级滤波及信号增强技术, 抗干扰能力强, 测量精度高。最大供电电压为 700V, 最大供电电流为 3A, 供电脉冲宽度为 1~60 秒, 占空比为 1: 1。

为了避开地面障碍物的影响, 达到严密控制的效果, 采用垂向三极电测深法进行野外施工。根据具体的探测目的层深度, 最大供电电极距  $AO$  选择如下: 各线最大供电电极  $AO$  为 180m, 无穷远极  $CO$  垂直于  $AO$  为 540m。测量电极距  $MO$  为  $AO/10$  活动电极系列。电极距采用 8 点式系列, 即一个对数格内均匀分布 8 个极距。

为达到足够的控制程度, 本区以线距 20m, 点距 20m 的网度布置勘探线, 过台阶时, 线距据实地情况略作调整, 全区控制面积约 0.09 平方公里, 勘探线布置如图 2-3 所示。

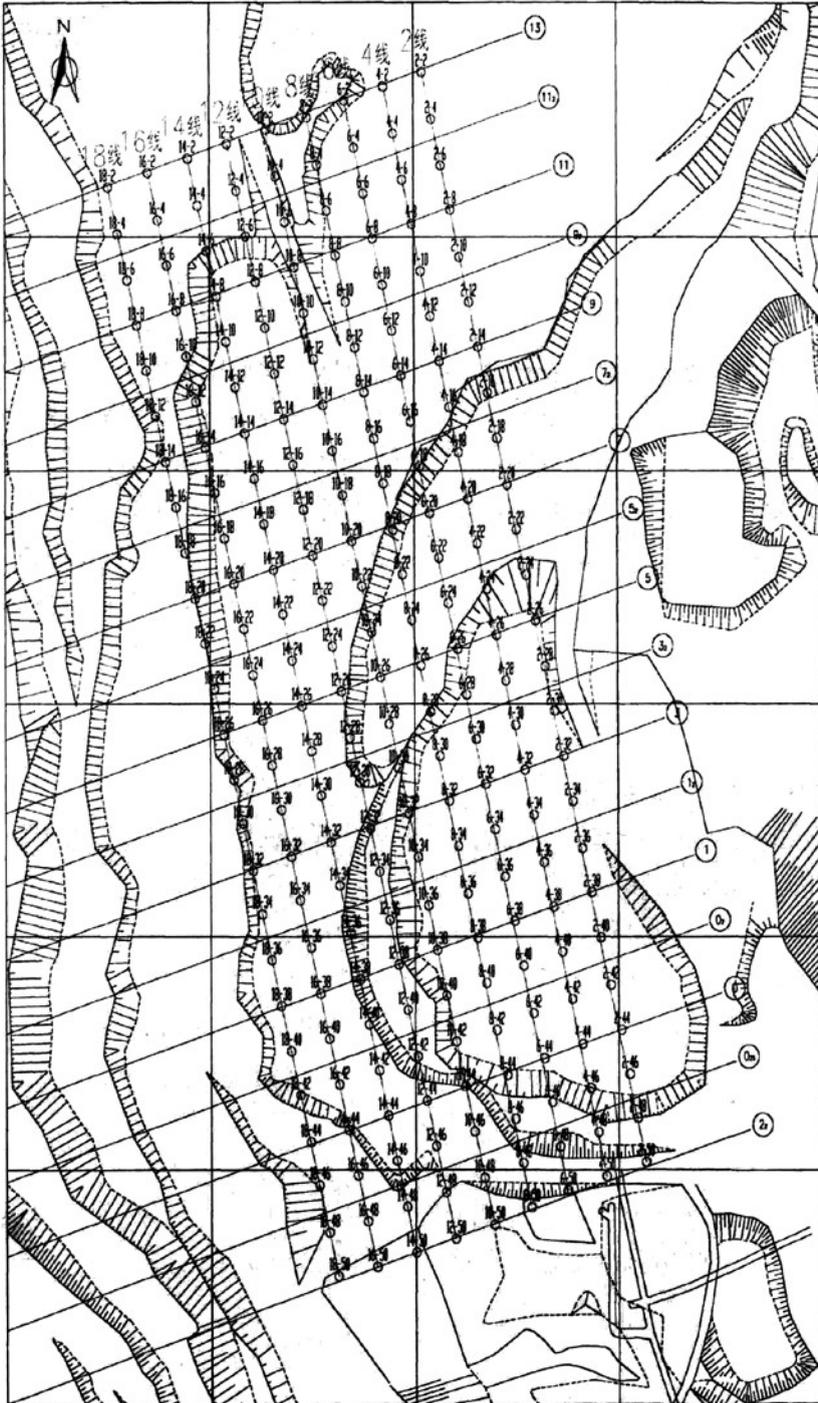


图 2-3 大宝山矿采空区群探测工程布置图

## 2.2.3 典型探测结果与空区识别

图 2-4 为电法探测电阻率剖面图(图 2-3 中 2 线)。该剖面视电阻率值比较大,且高阻分布范围大,说明此线存在的采空区比较多。

由探测结果推断采空区位置如图 2-5, 推断尺寸见表 2-2。

表 2-2 由电阻率分布推断的地下采空区情况

序号	水平坐标	标 高	分布大小
1	11m~28m	+685m~+698m	206m <sup>2</sup>
2	35m~73m	+697m~+705m	285m <sup>2</sup>
3	100m~140m	+686m~+705m	418m <sup>2</sup>
4	174m~186m	+689m~+696m	75m <sup>2</sup>
5	30m~49m	+667m~+682m	221m <sup>2</sup>
6	74m~89m	+676m~+681m	71m <sup>2</sup>
7	213m~225m	+676m~+681m	48m <sup>2</sup>
8	272m~288m	+672m~+681m	115m <sup>2</sup>
9	352m~366m	+678m~+684m	76m <sup>2</sup>
10	436m~440m	+676m~+681m	14m <sup>2</sup>
11	171m~188m	+656m~+670m	195m <sup>2</sup>
12	233m~262m	+652m~+662m	236m <sup>2</sup>
13	308m~328m	+656m~+667m	163m <sup>2</sup>
14	411m~427m	+656m~+668m	171m <sup>2</sup>
15	374m~382m	+654m~+658m	24m <sup>2</sup>
16	49m~74m	+538m~+656m	359m <sup>2</sup>
17	93m~141m	+616m~+645m	936m <sup>2</sup>
18	0m~50m	+594m~+630m	919m <sup>2</sup>
19	153m~182m	+630m~+643m	298m <sup>2</sup>
20	329m~350m	+637m~+653m	274m <sup>2</sup>
21	432m~440m	+628m~+644m	85m <sup>2</sup>
22	154m~166m	+614m~+623m	82m <sup>2</sup>
23	247m~275m	+574m~+603m	621m <sup>2</sup>
24	276m~287m	+617m~+625m	63m <sup>2</sup>
25	299m~328m	+606m~+624m	414m <sup>2</sup>
26	344m~400m	+574m~+605m	1295m <sup>2</sup>
27	416m~429m	+586m~+596m	124m <sup>2</sup>

大宝山矿露天矿采空区勘察直流电法2线视电阻率剖面图

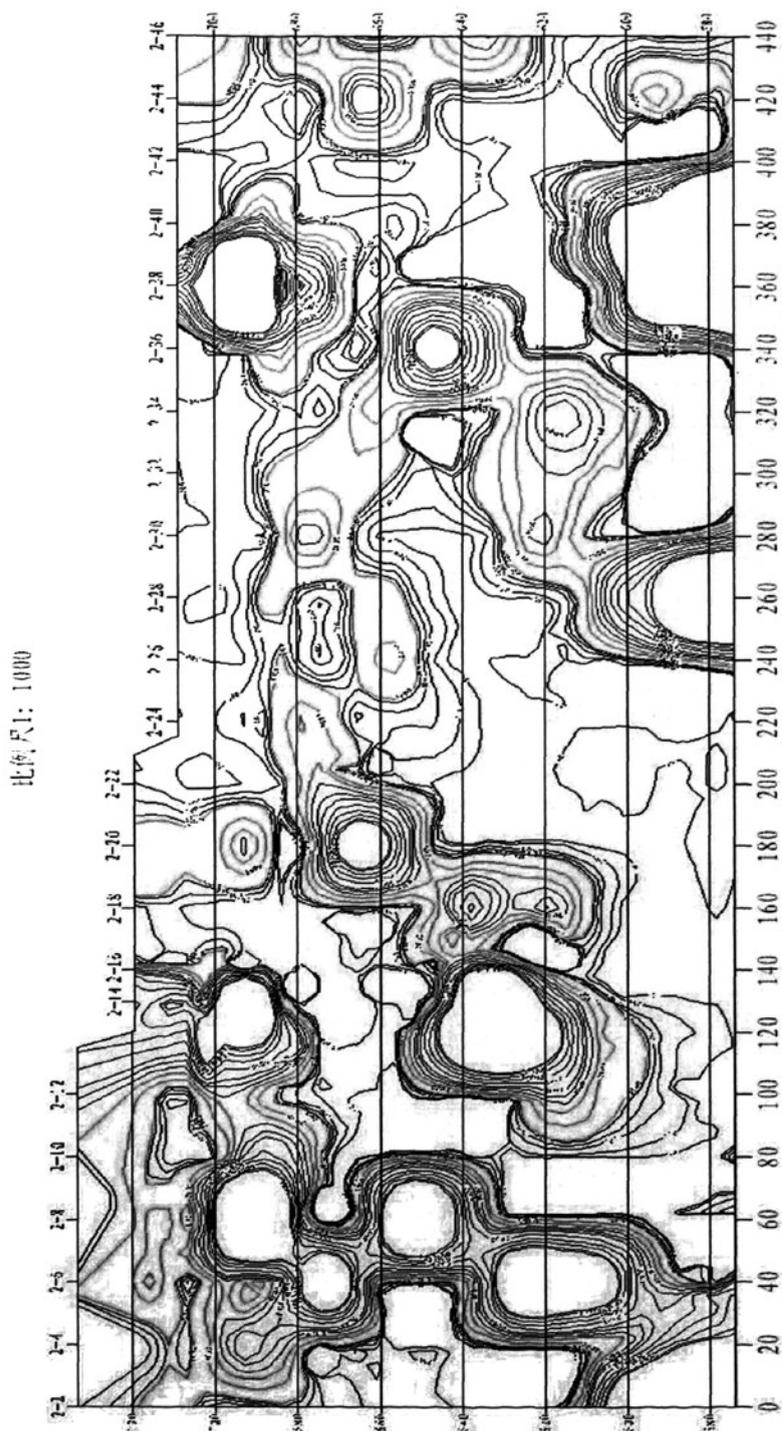


图 2-4 电法探测电阻率剖面图(2线)

# 大宝山矿露天矿采空区勘察直流电法2线推断地质剖面图

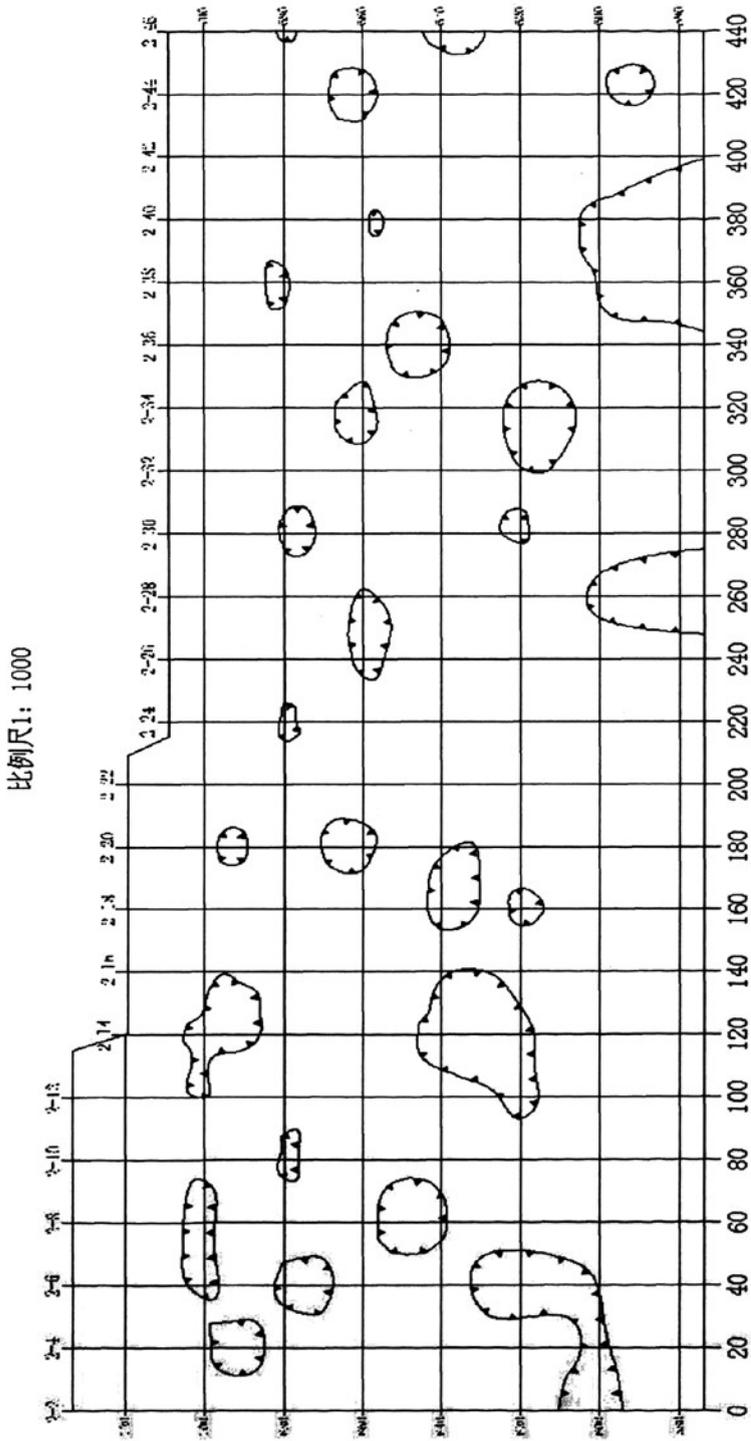


图 2-5 探测采空区分布图

## 2.3 重要采空区激光扫描与三维成像

### 2.3.1 激光探测技术

激光探测作为近年来发展起来的一种新技术,具有探测精度高、成像直观等优点,在各类空区的精确探测上显示了独有的优势<sup>[107-111]</sup>。目前,国内应用的激光探测仪多为进口,国际上主要的激光测量系统生产商有英国 MDL 公司、加拿大 OPTECH 公司、澳大利亚的 I-SITE 公司、美国 CYRA 公司、奥地利 RIEGL 公司、德国 CALLIDUS 公司等。其中国内进口并应用较多的为加拿大 OPTECH 公司的 CMS 系统和英国 MDL 公司的 C-ALS 系统<sup>[112,113]</sup>。大宝山矿采用 C-ALS 系统(图 2-6)进行空区三维成像。



图 2-6 C-ALS 激光空区探测系统

激光探测是基于激光测距技术的一种探测方法。激光测距,即利用光在待测距离上往返传播的时间换算出距离  $L$ , 其方程为:

$$L = \frac{1}{2}ct$$

式中:  $c$  为激光在大气中的传播速度;  $t$  为激光在待测距离上的往返传播时间。

激光探测系统的工作过程如图 2-7 所示:

- ① 激光器经发射光学系统发射激光束,将目标的全部或关键特征部位照亮,使其满足接收系统探测要求;
- ② 经编程延时,打开像增强型电荷耦合器件摄像机电子快门探测激光回波,实现对目标的瞬间成像;
- ③ 信号与图像处理电路完成目标检测、特征提取和图像信息处理,输出目

标位置、速度信息给设备平台的伺服系统，进行实时跟踪测量。

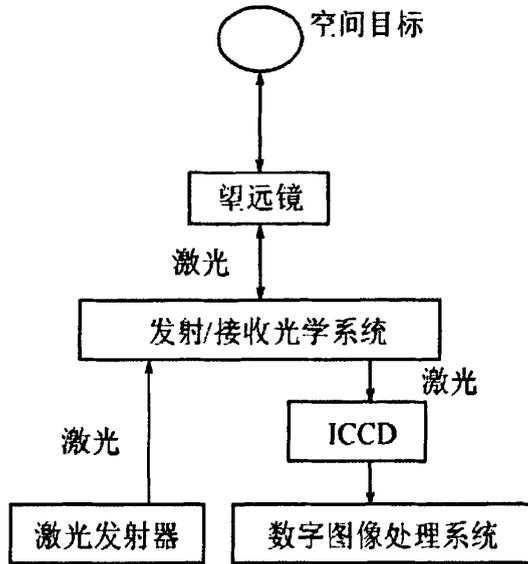


图 2-7 激光探测系统的工作过程

### 2.3.2 空区信息的扫描收集

激光探测过程中，激光扫描系统的核心部件扫描头做 360° 旋转并收集距离和角度数据，每完成一次 360° 的扫描，扫描头将自动按照操作人员事先设定的角度抬高其仰角进行新一轮的扫描，收集更大旋转圈上点的数据(如图 2-8 所示)。同时，激光头可以上下移动，最终捕获整个空区范围的数据信息。激光扫描系统拥有一套内置的数据处理系统，含有内部坐标系统，如图 2-9 所示， $X$  轴在横向扫描面内， $Y$  轴在横向扫描面内与  $X$  轴垂直， $Z$  轴与横向扫描面垂直。同时，系统内置精密时钟控制编码器同步测量每个激光脉冲横向扫描角度观测值  $\alpha$  和纵向扫描角度观测值  $\theta$ 。

对于扫描系统采集的每一个观测值  $S$ ，激光扫描系统自动进行数据转换，迅速得到三维激光脚点坐标：

$$\begin{cases} X = S \cos \theta \cos \alpha \\ Y = S \cos \theta \sin \alpha \\ Z = S \sin \theta \end{cases}$$

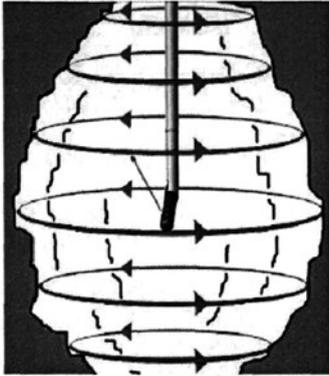


图 2-8 激光探测系统的信息扫描过程

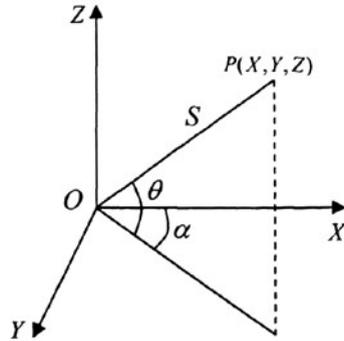


图 2-9 激光三维扫描坐标图

最终，探测系统将扫描收集到的数据点集存入数据处理系统，图 2-10 为一次探测的数据点集。

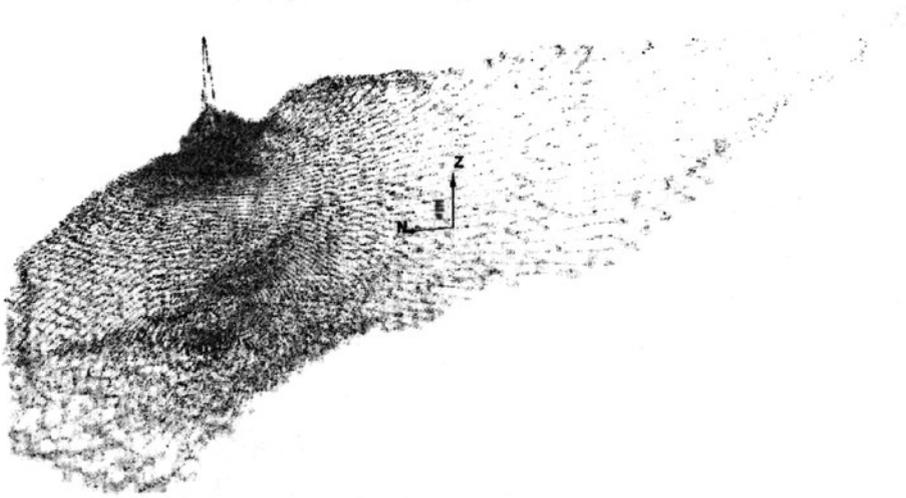


图 2-10 激光探测系统对一采空区进行扫描得到的数据点集

### 2.3.3 空区三维形态的立体成像

探测系统扫描得到的数据点集，是一堆杂乱无序的坐标点组合，在空区形态复杂时很难直观地看出空区的三维形态，因此在空区探测后要对扫描结果进行空区成像处理。

对如图 2-10 所示的数据点集，探测系统的后处理软件首先对数据点进行邻近点搜索，同时进行空间识别，保证搜索到的邻近点之间的连线不会穿过空区

体。在完成搜索后，软件将每三个数据点形成的区域形成局部表面，如图 2-11 所示。

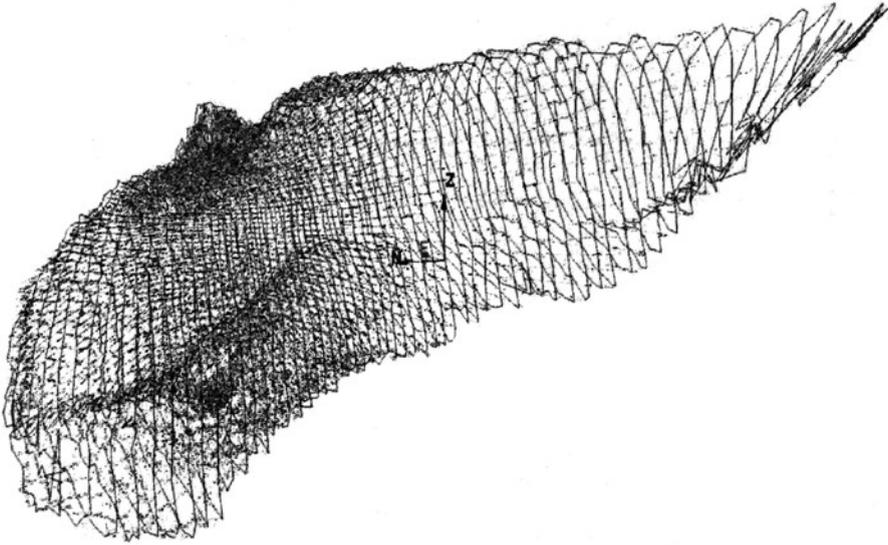


图 2-11 空区扫描数据点集的局部表面生成

在完成局部表面生成而又不发生几何冲突之后，软件依据几何算法依次完成更高层次表面的成形，如图 2-12 和图 2-13，最终形成直观的立体图像，如图 2-14。

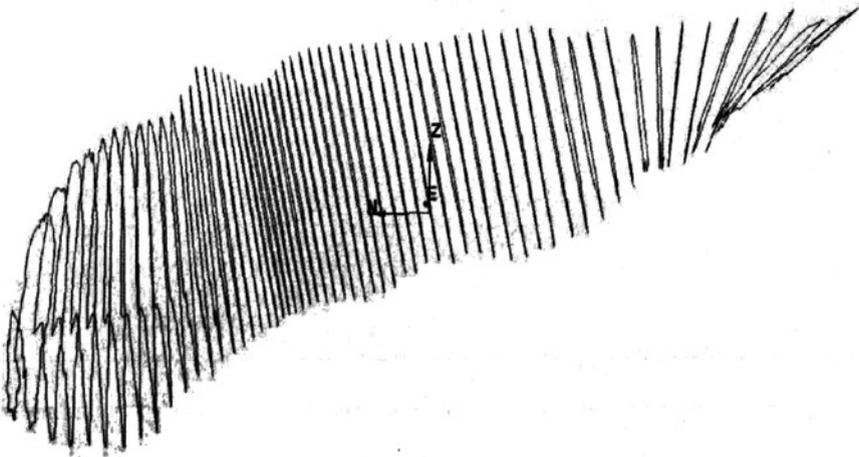


图 2-12 空区扫描数据点集的二次表面生成

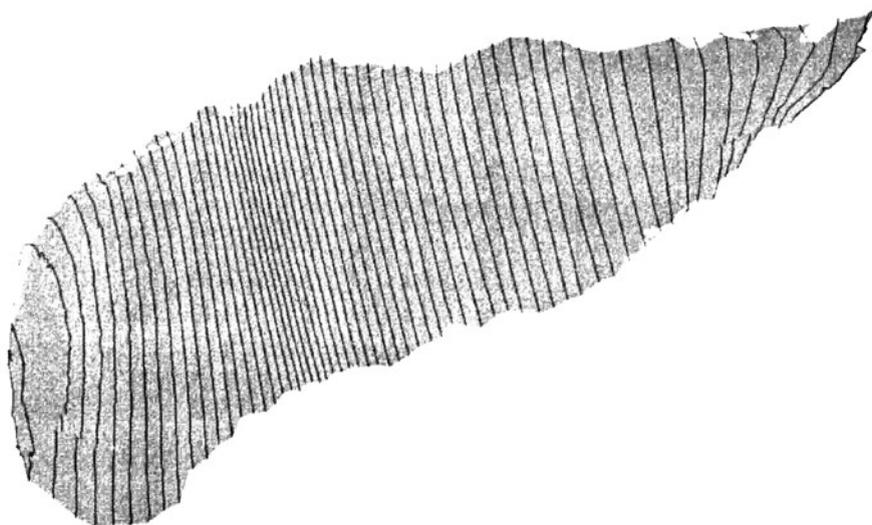


图 2-13 空区扫描数据表面生成的光滑处理

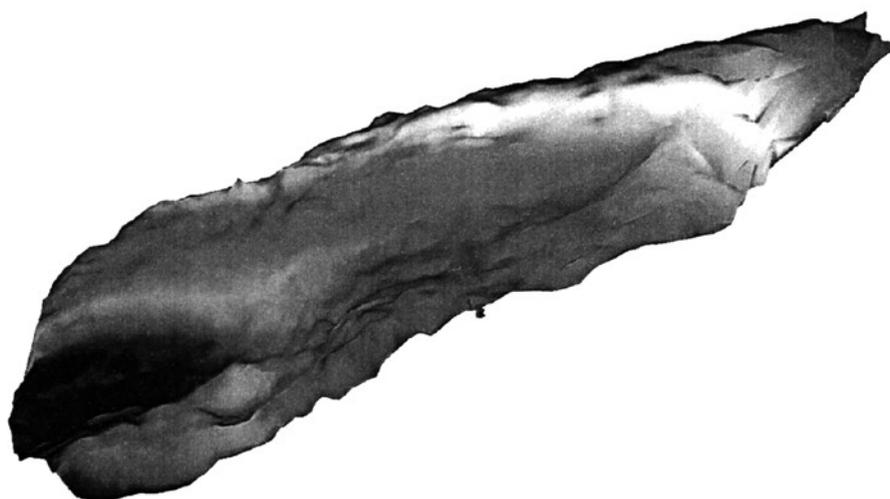


图 2-14 最终空区三维立体图

## 2.4 大宝山矿区采空区群统计

经过地下采空区(群)的直流电法宏观探测和激光精细扫描,历时 2 年时间,发现大宝山矿区地下采空区十分普遍,纵横交错,总体积多达 181.05 万  $\text{m}^3$ ,如表 2-3 所示。

表 2-3 井下主要采空区情况一览表

空区 编号	原体积 (万m <sup>3</sup> )	充填或崩落体积 (万m <sup>3</sup> )	现存体积 (万m <sup>3</sup> )
I	5	1.5	3.5
II	23.033	3.6	19.43
III	12.8	2.4	10.4
IV	14	3	11
V	50.3	50.3	0
VI	12.8	10.5	2.3
VII	36	36	0
VIII	26	26	0
IX	0.95	0.5	0.45
合计	181.05	133.8	43.25

I号空区群位于北部矿区 57<sup>2</sup>~59<sup>2</sup>之间, 坐标: X: 18550~18650; Y: 71050~71150; Z: 591~673; 采空区长 30~60m; 宽: 10~30m; 高: 40m; 空区平面投影面积最大 2800m<sup>2</sup>; 总体积约 5 万 m<sup>3</sup>。空区群由 591~617、617~650、650~673 三层空区组成, 层间距 5~8m, 空区走向 340°、倾向 70°、倾角 30°~45°

II号采空区群位于北部矿区 47~51 线 X: 18300~18500、Y: 471250~471400、Z: 500~669.5 之间, 长 50~130m、宽 15~70m, 各中段采空区面积 300~4600m<sup>2</sup> 不等; 体积最大近 18 万 m<sup>3</sup>。II采空区群以 530~610 大空区为轴心, 由表 2-4 所示 11 个小采空区组成, 其中 II-4 号、II-5 号和 II-6 号采空区规模较大。

III号采空区位于中部矿区 43<sup>2</sup>~47<sup>2</sup>之间, X: 18050~18250; Y: 71050~71150; Z: 640~720; 空区长 30~90m; 宽: 15~30m; 高: 80m; 平面投影最大面积 4000m<sup>2</sup>; 空区体积约 12.8 万 m<sup>3</sup>。空区分 640~650、650~673、673~710 三层, 层间局部连通, 间距 5~10m。

IV号采空区群位于中部矿区和北部矿区交界的 45<sup>2</sup>~49 线, X: 18250~18320; Y: 71150~71260; Z: 480~610; 空区长 40~70m; 宽: 20~60m; 高 130m; 空区平面投影最大面积 6300m<sup>2</sup>; 空区体积约 14 万 m<sup>3</sup>。采空区群呈上大下小的倒锤形, 南东倾角为 90°, 北西倾角 45°以 480~540 空区为主体,

上部间断分布有 540~560, 570~610 两层多个空区。

V号采空区位于中部矿区 39~45 之间, X: 18000~18200; Y: 71050~71300; Z: 540~750 (地表); 空区长 30~120m; 宽: 20~30m; 高: 210m; 空区呈锤形, 平面投影最大面积 13000m<sup>2</sup>; 空区体积约 50.3 万 m<sup>3</sup>, 此空区于 2004 年 11 月 27 日自然崩落至地表, 塌方区总体积约为 286 万 m<sup>3</sup>。

VI采空区位于中部矿区 33<sup>2</sup>~37 线之间, X: 17850~17950Y: 71200~71300; Z: 591~720; 采空区长 25m~95m; 宽: 15m~25m; 高: 130m; 空区平面投影面积 5800m<sup>2</sup>; 总体积约 12.8 万 m<sup>3</sup>。

表 2-4 II号采空区群的分布形态和几何参数表

空区编号	中段	位置	几何参数					与相邻空区的距离间距 (m)					
			长 m	宽 m	高 m	面积 (m <sup>2</sup> )	体积 (m <sup>3</sup> )	东	南	西	北	顶柱	底柱
II-1	650	47	30	16	15	450	3500	×	30	85	×	0	14
II-2	630		70	15	15	1229	5532	×	27	10	×	14	10
II-3	630-617	47-49	40	30	10	910	6066	25	15	8	×	×	40
	617	47-49	原有采空区在开采过程中由松渣填满										
II-4	530-610	47-49 <sup>2</sup>	130	70	80	1950	175900	×	×	90	12	10	5
II-5	548	49 <sup>2</sup> -53	64	20	15	768	6144	10	15	×	10	×	6
II-6	530-548	49 <sup>2</sup> -51 <sup>2</sup>	65	30	165	1755	1714/8	×	14	10	×	×	×
II-7	470-510	51 <sup>2</sup>	30	20	20	480	6400	×	80	×	30	7	×
II-8	515	47 <sup>2</sup> -49	40	20	10	450	3000	×	×	×	10	6	5
II-9	500	47 <sup>2</sup>	26	16	105	320	2240	6	30	7	5	×	×
II-10	500	47	16	12	12	192	1600	×	×	×	20	5	9
II-11	500	47	30	15	10	420	2800	×	20	×	30	10	×
合计			230330m <sup>3</sup>										

注: 表中所列几何参数长、宽、高均为最大值, 局部为近似观测值

VII号采空区位于中部矿区 31<sup>2</sup>~27 线之间, X: 17650~17870; Y: 71200~71400; Z: 570~750; 空区长 30m~160m; 宽: 20m~60m; 高: 180m; 空区平面投影最大面积 8200m<sup>2</sup>; 空区体积约为 36 万 m<sup>3</sup>。空区为柱形, 分成 570~

591、591~620、630~640 三层，局部地方相互连通。此空区于 2004 年 7 月 9 日自然崩落至地表，塌方区总体积约为 140 万  $\text{m}^3$ 。

VIII 号采空区位于中部矿区 23~29 线之间，X: 17550~17700； Y: 71300~71400； Z: 430~570 ；空区长 25~85m；宽：15~40m；高：140m；空区平面投影最大面积 7100 $\text{m}^2$ ；空区体积约 26 万  $\text{m}^3$ ，空区呈柱状，主要分为 430~480、480~500、519~542、542~570 几层，中间局部联通，顶底柱 5~10m，不连续。

IX 号采空区位于矿区中部 19 线附近，X: 17420~17450； Y: 71430~71450； Z 500~570 ；空区长 10m~25m；宽：8m~15m；高：70m；空区平面投影最大面积 450 $\text{m}^2$ ；空区体积约 0.95 万  $\text{m}^3$ ；空区由 500~519、540~570 两层构成，下大上小呈倒锤形。

## 2.5 本章小结

采用激发极化电法和激光探测技术对大宝山矿区采空区群进行了地表宏观识别和地下精确成像，共探测到地下采空区体积 180 多万  $\text{m}^3$ ，基本掌握了采空区群形态及其分布规律，探测结果对后续的采空区稳定性分析和空区充填处理提供了基础数据。

### 第三章 空区群环境下关键岩体稳定性分析

在采空区(群)环境下,空区中的顶板和间柱结构犹如高楼大厦的框架,其力学稳定性直接决定着整个采空区(群)的整体稳定性。为此本文综合采用结构力学、鲁佩涅伊特法、荷载传递线交汇法、厚跨比法、长宽比梁板法、有限元数值模拟法等对采空区顶板安全性和合理厚度进行了分析,确定了采空区顶板的安全厚度;利用数值方法分析了爆破震动等动载扰动下的空区矿柱动力响应特征,为认识空区矿柱的力学规律和破坏防护提供了理论依据;并建立了废石与围岩耦合作用力学模型,对大宝山矿塌陷区域稳定性进行了研究。

#### 3.1 采空区顶板稳定性分析

采空区顶板作为采空区相对薄弱的部分,在空区跨度、高度、承载状况发生变化时,都可能发生坍塌,导致上下相邻空区相互贯通,改变原有空区结构,诱发地应力改变,形成局部应力集中和岩体破坏,进而导致更大范围的空区贯通和失稳。因此,分析不同尺寸采空区的顶板安全厚度对评价已有采空区(群)的稳定性有着重要的意义。

对于采空区顶板安全厚度的确定,众多矿山采用经验类比法,当然也有不少研究者通过基于数学与力学理论建立了相应的方法,对科学确定空区顶板厚度和评价空区顶板稳定提供了依据<sup>[114-121]</sup>。具有代表性的有<sup>[122-124]</sup>:荷载传递线交汇法、厚跨比法、破裂拱理论法、鲁别涅伊特理论估算法、波哥留波夫理论计算法等。同时,近年来兴起的数值模拟方法也为空区稳定分析提供了一种有力工具<sup>[125-127]</sup>。

在进行空区稳定性分析过程中,会用到各类岩石力学参数,本文对空区群中矿岩进行室内岩石力学实验,根据试验结果,为简化分析,取矿区岩体力学参数如表 3-1,用该参数作为理论分析和数值模拟的输入参数。

表 3-1 矿区岩石力学参数

密度 (g/cm <sup>3</sup> )	抗压强度 (MPa)	弹性模量 (GPa)	泊松比	抗拉强度 (MPa)	抗剪强度 (MPa)	内摩擦角 (°)
2.94	44.3	17.6	0.22	4.09	32.5	42.12

### 3.1.1 结构力学法

对于采空区顶板，假定它是结构力学中两端固定的板梁，计算时将其简化为平面弹性力学问题，取单位宽度进行计算，岩性板梁的计算简图和弯矩如图 3-1 和 3-2 所示：

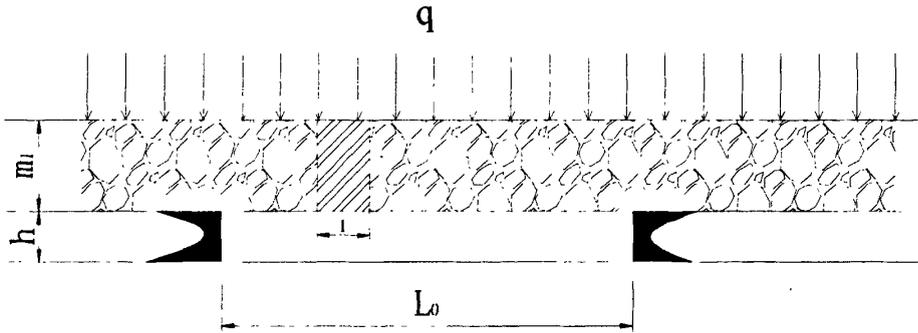


图 3-1 岩性板梁的支承条件(固支状态)

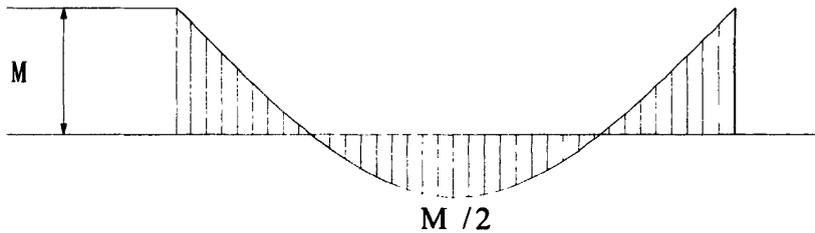


图 3-2 岩梁的弯矩大小示意图

图 3-2 中：
$$M = \frac{1}{12}qL_0^2$$

式中：\$q\$ 为岩梁自重及外界均布荷载；\$L\_0\$ 为空区跨度。

将顶柱受力认为是两端固定的厚梁，依此力学模型，可得到顶板厚梁内的弯矩与应力大小：

$$M = \frac{(9.8h + q)l_n^2}{12} \tag{3-1}$$

$$\omega = \frac{bh^2}{6} \tag{3-2}$$

式中： $M$  为弯矩， $N\cdot m$ ； $\omega$  为阻力矩； $b$  为梁宽， $m$ 。

计算可知，在采空区顶板中央位置出现最大弯矩。

顶板允许的应力  $\sigma_{许}$  等于：

$$\sigma_{许} = \frac{M}{\omega} = \frac{(9.8\gamma h + q)l_n^2}{2bh^2} \quad (3-3)$$

式中： $\sigma_{许}$ —允许拉应力， $MPa$ 。

$$\sigma_{许} \leq \frac{\sigma_{极}}{nK_C} \quad (3-4)$$

式中： $n$  为安全系数，可取 2~3； $\sigma_{极}$  为极限抗拉强度， $MPa$ ； $K_C$  为结构削弱系数。

$K_C$  值取决于岩石的坚固性、岩石裂隙特点、夹层弱面等因素。当用大爆破崩矿时，顶柱中会产生附加应力，这些应力将削弱岩体强度和增加裂隙。因此，结构削弱系数  $K_C$  不应小于 7~10。

利用该法，对大宝山矿区采空区顶板厚度进行计算得表 3-2 所示结果。

表 3-2 结构力学方法计算的安全隔离层厚度

序 号	净跨 $l_n(m)$	最小安全厚度 $H_n(m)$	
		$K=1.3$	$K=2$
1	10	3.4	4.3
2	12	4.3	5.4
3	15	5.8	7.4
4	18	7.5	9.6
5	20	8.7	11.2
6	22	10.0	13.0
7	24	11.4	14.9
8	26	12.9	16.9
9	28	14.5	19.0
10	30	16.2	21.3
11	35	20.8	27.7
12	40	26.0	35.0
13	45	31.9	43.1
14	50	38.4	52.2

### 3.1.2 鲁佩涅依特理论计算法

前苏联科学技术博士鲁佩涅依特和利别尔马恩在普氏破裂拱理论上，根据力的独立作用原理，考虑露天开采采空区上部岩体自重和露天设备重量作用应力对岩石的影响，并且在理论分析计算中假定：

- 1) 空区长度大大超过其宽度；
- 2) 空区的数量无限多，不计边界跨度影响。

在此前提下，将复杂的三维厚板计算问题简化为理想的弹性平面问题，然后建立力学模型，得到采空区顶板岩层的受力结构如图 3-3 所示。然后对此进行分析与研究，确定顶板的安全厚度。

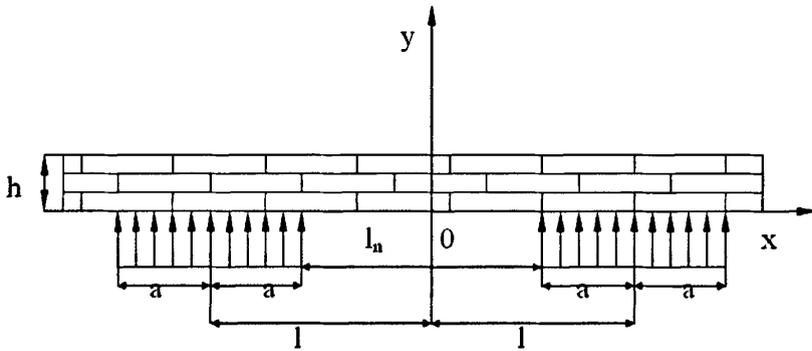


图 3-3 自重作用下顶板安全厚度计算图

根据自重作用下岩石顶板的力学模型，得到其应力分布为：

$$\begin{cases} \sigma_x = \sigma_x^0 + \sigma_{x1} \\ \sigma_y = \sigma_y^0 + \sigma_{y1} \\ \tau_{xy} = \tau_{xy}^0 + \tau_{xy1} \end{cases} \quad (3-5)$$

$$\sigma_x^0 = \sigma_y^0 - 9.8\gamma(h - y) \quad (3-6)$$

此处， $\tau_{xy}^0 = 0$

式中： $\gamma$ —顶板矿岩容重， $g/cm^3$ ；

$h$ —顶板的厚度， $m$ 。

$$\sigma_{x1} = \sum_{n=1}^{\infty} A_n \cos a_n x [(K_n - a_n y L_n) s h a_n y + (1 - 2L_n + a_n y K_n) c h a_n y]$$

$$\sigma_{y1} = \sum_{n=1}^{\infty} A_n \cos a_n x [(K_n + a_n y L_n) sha_n y - (1 + a_n y K_n) cha_n y] \quad (3-7)$$

$$\tau_{xy1} = \sum_{n=1}^{\infty} A_n \sin a_n x [(1 + a_n y K_n - L_n) sha_n y - a_n y L_n] cha_n y$$

式中： $l$ —采空区中心线与间柱中心线的距离，m；

$a$ —矿柱宽度之半，m。

其中： $a_n = \frac{n\pi}{l}$

$$A_n = (-1)^n \times 2 \times 9.8\gamma h \frac{\sin a_n a}{a_n a}$$

$$K_n = \frac{sha_n h cha_n h + a_n h}{sh^2 a_n h - (a_n h)^2}$$

顶板跨度为： $l_n = 2(l - a)$

空区上部附加载荷(图 3-4)引起的应力，按下列方法处理。

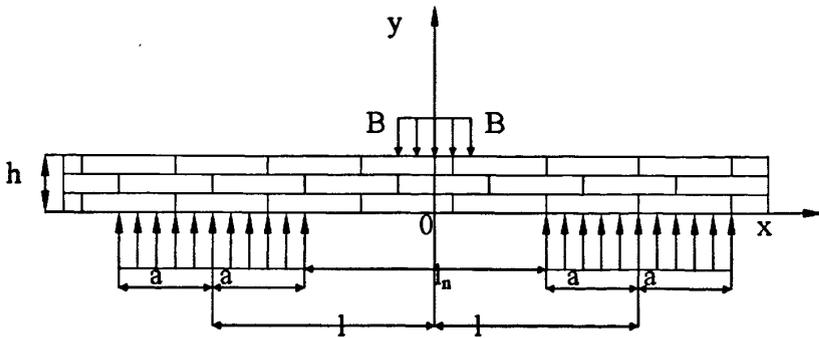


图 3-4 废石等附加载荷作用下顶板安全厚度计算图

空区群足够大时，作用在顶板上的载荷周期等于  $2L$ ，这种状况允许把载荷分解为如下的傅利叶级数。

$$\text{当 } y=h \text{ 时, } B_0 + \sum_{n=1}^{\infty} B_n \cos a_n x$$

当  $y=0$  时,  $B_0' + \sum_{n=1}^{\infty} B_n' \cos a_n x$

系数  $B$  可以按下式计算:

$$B_0 = \frac{1}{2l} \int_{-b}^b q dx = \frac{qb}{l} \quad (3-8)$$

$$B_n = \frac{1}{l} \int_{-b}^b q \cos a_n x dx = \frac{2q \sin a_n b}{a_n l} \quad (3-9)$$

$$B_0' = \frac{1}{2l} \left( \int_{-l}^{(l-a)} q \frac{b}{a} dx + \int_{-a}^l q \frac{b}{a} dx \right) = ab/l \quad (3-10)$$

$$B_n' = \frac{1}{l} \left( \int_{-l}^{(l-a)} \frac{qb}{a} \cos a_n x dx + \int_{-a}^l \frac{qb}{a} \cos a_n x dx \right) = (-1)^n \frac{2ab}{l} \times \frac{\sin a_n a}{a_n a} \quad (3-11)$$

顶板中由载荷  $B_0$ 、 $B_0'$  产生的应力  $\sigma_x'$ 、 $\sigma_y'$ 、 $\tau_{xy}'$  满足下列条件:

$$\varepsilon_x = \frac{1}{E} [\sigma_x' - \mu(\sigma_y' + \sigma_z')] = 0 \quad (3-12)$$

$$\varepsilon_z = \frac{1}{E} [\sigma_z' - \mu(\sigma_x' + \sigma_y')] = 0 \quad (3-13)$$

式中:  $\varepsilon_x, \varepsilon_z$ —分别为 X 轴和 Z 轴上的应变;

$\mu$ —泊松比;

$E$ —顶板岩石的弹性模量。

由公式得:

$$\sigma_x' = -\frac{\mu}{1-\mu} \times \frac{qb}{l} \quad (3-14)$$

此种情况下, 有:  $\tau_{xy}' = 0$ 。

由公式第二项表示的载荷所引起的顶板应力  $\sigma_x''$ 、 $\sigma_y''$ 、 $\tau_{xy}''$ , 可由下列无穷级数求得:

$$F = \sum_{n=1}^{\infty} \cos a_n x (D_{1,n} \operatorname{sh} a_n y + D_{2,n} \operatorname{ch} a_n y + D_{3,n} y \operatorname{sh} a_n y + D_{4,n} y \operatorname{ch} a_n y) \quad (3-15)$$

$$\begin{aligned} \text{此时, } \sigma_x'' = \frac{\partial^2 F}{\partial y^2} = \sum_{n=1}^{\infty} a_n \cos a_n x [a_n (D_{1,n} \operatorname{sh} a_n y + D_{2,n} \operatorname{ch} a_n y \\ + D_{3,n} y \operatorname{sh} a_n y + D_{4,n} y \operatorname{ch} a_n y + 2(D_{3,n} \operatorname{ch} a_n y + D_{4,n} \operatorname{sh} a_n y))] \end{aligned}$$

$$\sigma_y'' = \frac{\partial^2 F}{\partial x^2} = -\sum_{n=1}^{\infty} a_n \cos a_n x [a_n (D_{1,n} \operatorname{sh} a_n y + D_{2,n} \operatorname{ch} a_n y$$

$$+ D_{3,n} ysha_n y + D_{4,n} ycha_n y ] \quad (3-16)$$

$$\tau_{xy}'' = -\frac{\partial^2 F}{\partial x \partial y} = \sum_{n=1}^{\infty} a_n \sin a_n x [a_n (D_{1,n} cha_n y + D_{2,n} sha_n y + D_{3,n} ycha_n y + D_{4,n} ysha_n y + D_{3,n} sha_n y + D_{4,n} cha_n y) ] \quad (3-17)$$

系数根据顶板上下面的边界条件确定。对于两个面中的每一面都可以写出两个条件，这样共有 4 个已知条件，4 个条件就可以确定 4 个未知数  $D_{1,n}$ 、 $D_{2,n}$ 、 $D_{3,n}$ 、 $D_{4,n}$ 。

边界条件可以写成下面的形式：

当  $y=h$  时：

$$\sigma_y'' = -\sum_{n=1}^{\infty} B_n \cos a_n x \quad -l \leq x \leq l, \quad \tau_{xy}'' = 0 \quad (3-18)$$

当  $y=0$  时：

$$\sigma_y'' = -\sum_{n=1}^{\infty} B_n \cos a_n x \quad -l \leq x \leq l, \quad \tau_{xy}'' = 0 \quad (3-19)$$

由边界条件可求出未知系数为：

$$D_{1,n} = \frac{B_n M_n - B_n' K_n}{a_n^2}$$

$$D_{2,n} = \frac{B_n'}{a_n^2}$$

$$D_{3,n} = \frac{B_n N_n - B_n' L_n}{a_n} \quad (3-20)$$

$$D_{4,n} = -a_n D_{1,n}$$

式中：  $M_n = \frac{a_n h cha_n h + sha_n h}{sh^2 a_n h - (a_n h)^2}$

$$N_n = \frac{a_n h sha_n h}{sh^2 a_n h - (a_n h)^2}$$

把公式代入上面的公式后最终得出：

$$\sigma_x'' = \sum_{n=1}^{\infty} \cos a_n x \{ [-(B_n M_n - B_n' K_n) + a_n y (B_n N_n - B_n' L_n)] sha_n y + [B_n' + 2(B_n N_n - B_n' L_n) - a_n y (B_n M_n - B_n' K_n)] cha_n y \} \quad (3-21)$$

$$\sigma_y'' = -\sum_{n=1}^{\infty} \cos a_n x \{ [(B_n M_n + B_n' K_n) + a_n y (B_n N_n - B_n' L_n)] sha_n y + [B_n' - a_n y (B_n M_n - B_n' K_n)] cha_n y \} \quad (3-22)$$

$$\tau_{xy}'' = \sum_{n=1}^{\infty} \sin a_n x \{ [B_n' - a_n y (B_n M_n - B_n' K_n) + (B_n N_n - B_n' L_n)] sha_n y + a_n y (B_n N_n - B_n' L_n) cha_n y \} \quad (3-23)$$

顶板的全应力由下面的公式求得：

$$\begin{aligned} \sigma_x'' &= \sigma_x^0 + \sigma_{x,y1} + \sigma_x' + \sigma_x'' \\ \sigma_y'' &= \sigma_y^0 + \sigma_{y,y1} + \sigma_y' + \sigma_y'' \\ \tau_{xy}'' &= \tau_{xy,y1} + \tau_{xy}'' \end{aligned} \quad (3-24)$$

根据上面方程组，可求得任意空区条件顶板的应力分布，图 3-5 给出了跨度为 37m、厚度为 10m 空区顶板两个典型位置的水平应力图。

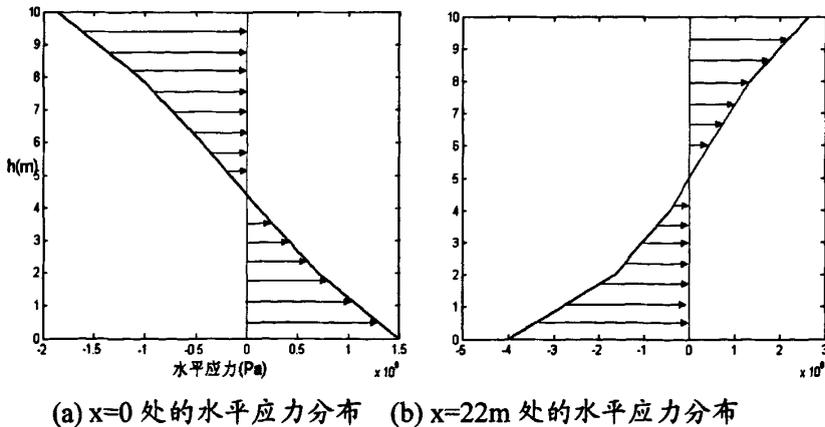


图 3-5 跨度为 37m、厚度为 10m 空区不同位置水平应力分布图

在获得特定空区条件下顶板应力后，根据岩石力学强度参数，便可判断这

一空区的安全系数。同时,如果用于开采设计,给定安全系数的条件下,可得到不同阶段空区的安全顶板厚度。将计算结果列入表格,便可形成空区安全设计和稳定性评判表,表 3-3 为鲁佩涅伊特理论顶板安全厚度计算。

表 3-3 鲁佩涅伊特理论顶板安全厚度计算表

空场跨度 (m)	顶板最大拉应 力(MPa)	顶板最大压应 力(MPa)	顶板安全厚度 (m)	安全 系数
15	1.2	1.4	5.0	1.3
26	1.2	3.1	12.0	1.3
37	1.2	4.8	19.0	1.3
48	1.2	7.7	27.0	1.3
59	1.2	10.5	35.0	1.3

### 3.1.3 荷载传递交汇线法

此法假定载荷由顶板中心按竖直线成  $30\sim 35^\circ$  扩散角向下传递,当传递线位于顶与洞壁的交点以外时,即认为溶洞壁直接支承顶板上的外载荷与岩石自重,顶板是安全的。

原理如图 3-6 所示。

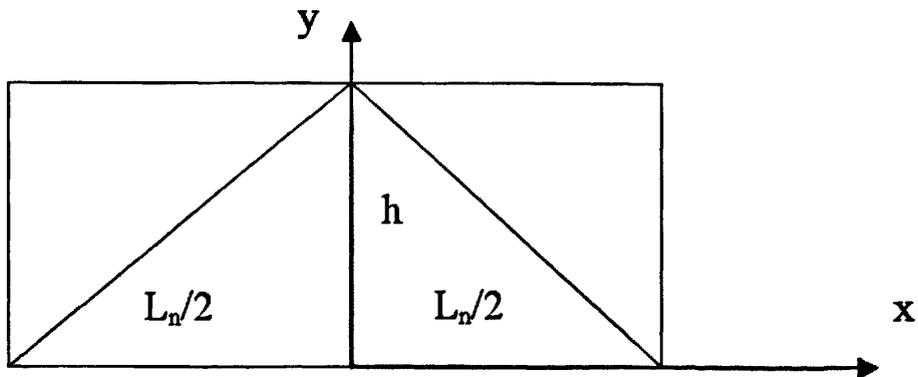


图 3-6 荷载传递交汇线法计算示意图

设  $\beta$  为荷载传递线与顶板中心线间夹角。

顶板安全厚度计算公式为:

$$h = \frac{L_n}{2 \tan \beta} \quad (3-25)$$

式中:  $L_n$ —采空区跨度, m;

$h$ —顶板计算厚度, m。

使用该方法, 得到不同采空区跨度与其顶板的安全隔离层厚度的关系, 其计算结果如表 3-4 所示。

表 3-4 用荷载传递交汇线法计算安全隔离层厚度

采空区跨度 (m)	安全隔离层厚度(m0)			备注
	$\beta=30^\circ$	$\beta=32^\circ$	$\beta=35^\circ$	
5	4.3	4.0	3.6	设 $\beta=35^\circ$ 时, 安全系数为 1; 设 $\beta=32^\circ$ 时, 安全系数为 1.1; 当 $\beta=30^\circ$ 时, 安全系数为 1.2。
7.5	6.5	6.0	5.4	
10	8.7	8.0	7.1	
15	13.0	12.0	10.7	
20	17.3	16.0	14.3	
25	21.7	20.0	17.9	
30	26.0	24.0	21.4	
35	30.3	28.0	25.0	
40	34.6	32.0	28.6	
45	39.0	36.0	32.1	
50	43.3	40.0	35.7	
55	47.6	44.0	39.3	
60	52.0	48.0	42.8	

#### 3.1.4 厚跨比法

该法内容为: 顶板的厚度  $H$  与其跨越采空区的宽度  $W$  之比  $H/W \geq 0.5$  时, 则认为顶板是安全的, 即:

$$\frac{H}{KW} \geq 0.5 \quad (3-26)$$

式中:  $H$ —安全隔离层厚度, m;

W—采空区跨度, m;

K—安全系数。

根据这一关系引入安全系数 K, 可得到不同安全条件下的采空区跨度与安全隔离层厚度的定量结果, 见表 3-5。

表 3-5 厚跨比法计算安全隔离层厚度与采空区跨度

采空区跨度 (m)	安全隔离层厚度 (m)				备注
	K=1	K=1.3	K=1.5	K=2.0	
5.0	2.5	3.25	3.75	5	
7.5	3.75	4.88	5.63	7.5	
10.0	5.0	6.5	7.50	10.0	
15.0	7.5	9.75	11.25	15.0	
20.0	10.0	13.0	15.00	20.0	
25.0	12.5	16.25	18.75	25.0	
30.0	15.0	19.5	22.50	30.0	
35.0	17.5	22.75	26.25	35.0	
40.0	20.0	26.0	30.00	40.0	
45.0	22.5	29.25	33.75	45.0	
50.0	25.0	32.5	37.50	50.0	
55.0	27.5	35.75	41.25	55.0	
60.0	30.0	39.0	45.00	60.0	

### 3.1.5 普氏拱法

普氏拱理论又称破裂拱理论, 它根据普氏地压理论, 认为在巷道或采空区形成后, 其顶板将形成抛物线形的拱带, 空区上部岩体重量由拱承担。对于坚硬岩石, 顶部承受垂直压力, 侧帮不受压, 形成自然拱; 对于较松软岩层, 顶部及侧帮有受压现象, 形成压力拱; 对于松散性地层, 采空区侧壁崩落后的滑动面与水平交角等于松散岩石的内摩擦角, 形成破裂拱。

各种情况下的拱高用下式计算:

自然平衡拱高:

$$H_z = \frac{b}{f} \quad (3-27)$$

压力拱拱高:

$$H_y = \frac{b+h \cdot \tan(45-\varphi/2)}{f} \quad (3-28)$$

破裂拱拱高:

$$H_p = \frac{b+h \cdot \tan(90-\varphi)}{f} \quad (3-29)$$

式中:  $b$ —空场宽度之半,  $m$ ;

$h$ —空场最大高度,  $m$ ;

$\varphi$ —岩石内摩擦角, 度;

$f$ —岩石强度系数。

对于完整性较好的岩体, 可以采用如下的经验公式:

$$f = \frac{R_c}{10} \quad (3-30)$$

式中:  $R_c$ —岩石的单轴极限抗压强度,  $MPa$ 。

大宝山矿采空区岩体岩石坚硬, 无侧壁受压, 根据普氏压力拱理论计算得到不同采空区顶板安全隔离层厚度结果见表 3-6。

表 3-6 普氏压力拱法计算采空区安全隔离层厚度结果

岩石内摩擦角 (度)	空场宽度 $b$ (m)	空场高度 $h$ (m)	压力拱拱高 $H_y(m)$	顶板安全厚度 $H(m)$
42	10	14	2.7	5.4
42	12	16	3.2	6.4
42	15	18	3.8	7.6
42	18	20	4.5	9.0
42	20	22	5.0	10.0
42	22	25	5.5	11.0
42	25	30	6.4	12.8
42	28	34	7.2	14.4
42	30	34	7.5	15.0
42	35	34	8.4	16.8
42	40	34	9.2	18.4

42	45	34	10.0	20.0
42	50	34	10.9	21.8
42	55	34	11.7	23.4
42	60	34	12.5	25.0

### 3.1.6 长宽比梁板法

根据不同的采空区尺寸，可分二种情况讨论。

#### (1) 空区长度与宽度之比大于 2

此时假定空区顶板为一块嵌固梁板，其最小安全厚度为：

$$H_n = \frac{L_n}{8} \times \frac{\gamma L_n + \sqrt{\gamma^2 L_n^2 + 16\sigma(P + P_1)}}{\sigma} \quad (3-31)$$

式中： $H_n$ —最小安全厚度，m；

$L_n$ —空区宽度，m；

$\gamma$ —空区顶板岩石容重， $\text{kN/m}^3$ ；

$\sigma$ —空区顶板岩石的准许拉应力， $\text{kN/m}^2$ ；

$P_1$ —废石等附加荷载对顶板的单位压力， $\text{kN/m}^2$ ；

$P$ —由爆破而产生的动载荷。

$$P = \frac{\gamma H(K_c + K_n)}{K_p} \times K_g \quad (3-32)$$

式中： $H$ —阶段高度，为 12m；

$K_c$ —爆堆沉降系数，取 0.1；

$K_n$ —爆破孔超钻系数，取 1.1；

$K_p$ —爆破后岩石松胀系数，取 1.3；

$K_g$ —载重冲击系数，取 2。

#### (2) 空场长度与宽度之比等于或小于 2

此时假定空区顶板为一个整体板结构，将其视为矩形双向板受自重均布荷载和废石等附加荷载作用，按弹性理论计算板跨中的最大弯矩。其四周边界条件，为安全起见，可将其视为四边简支结构，计算时利用表格中四边简支的弯矩系数来确定短跨方向的最大弯矩  $M_{\max}$ ，其计算公式为：

$$\text{弯矩} = \text{弯矩系数} \times ql_x^2$$

式中： $q$ —作用在双向板上的均布荷载 ( $\text{kN/m}^2$ )；

$l_x$ — 顶板的短边跨度 (m)

由于岩石抗拉强度最低, 利用材料力学方法确定顶板的最小安全厚度:

$$\sigma = \frac{W_x}{\frac{1}{6}bh^2} \quad (3-33)$$

计算所得的结果如表 3-7 所示。

表 3-7 根据力学原理和空场长宽比条件计算安全厚度

计算条件	净跨 $l_n(\text{m})$	空场长度 $L(\text{m})$	最小计算安全厚度 $H_n(\text{m})$	安全系数
L>2 $l_n$ (嵌固梁)	10	50	4.7	1.3
	12	50	5.7	1.3
	15	50	7.4	1.3
	18	50	9.0	1.3
	20	50	10.2	1.3
	22	50	11.4	1.3
L≤2 $l_n$ (双向板)	25	50	14.1	1.3
	30	50	16.8	1.3
	35	50	18.9	1.3
	40	50	20.5	1.3
	45	50	21.5	1.3
	50	50	22.0	1.3

### 3.1.7 有限元数值模拟法

鉴于岩石结构及岩体本身的复杂多变性, 现有的诸多理论分析与计算方法只能对某些规则的采空区的顶板安全隔离层厚度进行分析计算, 甚至只能定性地进行研究, 不能真正意义上对复杂形状与复杂条件的露天采空区顶板安全情况进行分析。为最大限度地了解井下采空区的整体稳定性, 常常需要借助数值模拟方法进行具体分析, 因此数值模拟方法也成了采空区稳定性分析及各类参数确定的重要方法, 本文采用有限元方法对空区顶板安全厚度进行分析。

为与前面分析形成对比, 建立有地下规则采空区的力学结构模型, 模拟地下采空区不同跨度、不同高度时的受力状况, 然后依据岩体的强度指标对其顶板安全状况进行判别, 获得安全顶板厚度。

图 3-7~3-9 显示了几个不同空区跨度、高度和顶板厚度时空区顶板应力的分布情况。通过模型中破坏区的观测和记录，便可获得不同参数下空区跨度、高度和顶板厚度的临界值。

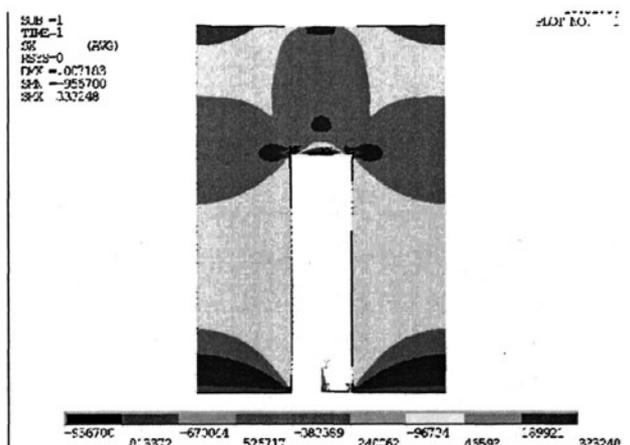


图 3-7 跨度 10m，厚度 20m 时空区顶板拉应力图

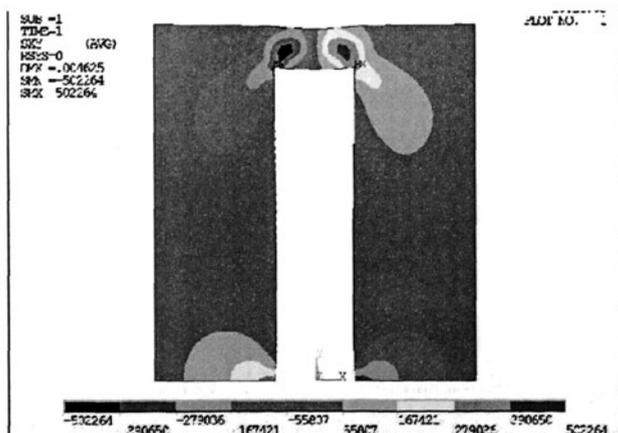


图 3-8 跨度 10m，厚度 5m 时空区顶板剪应力图

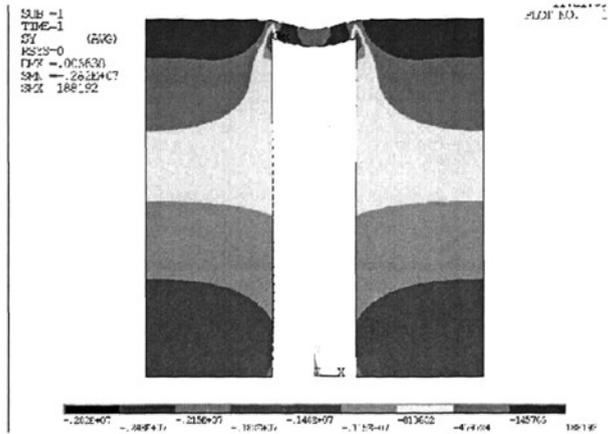


图 3-9 跨度 10m，厚度 2m 时空区顶板压应力图

### 3.1.8 采空区顶板稳定的综合评判与合理厚度的确定

对于采空区形状、尺寸、岩性等极其复杂，不论是经验类比、还是经过抽象的理论方法，还是数值模拟方法，都不可能与真实情况完全吻合。同时，理论方法存在着适用范围问题，其单一结果只能作为参考。因此有必要对各类方法进行综合，形成一种综合判别法，更有效地指导矿山工程。在实际操作中，根据现场实际，对空区进行归类，如对于相同高度不同跨度的采空区，利用不同方法可得到不同的安全厚度值；如果多个方法得到的值比较接近，则结果可信；如果某一个或几个方法所得结果偏离较大，则需要进行验算和工程实验确定最终结果。

图 3-10 为采空区跨度不同时由各种方法获得的采空区顶板厚度图谱。从图 3-10 中可见，数值模拟方法、厚跨比法、载荷传递交汇线法的安全隔离层厚度计算值在采空区跨度较小时要求偏大；而在采空区跨度较大时，数值模拟法、长宽比梁板计算法、普氏拱法所得的安全隔离层厚度值则偏小。经综合分析与研究，最终确定当岩层条件较好时，其采空区跨度与顶板岩层的安全隔离层厚度的对应关系如表 3-8 所示。

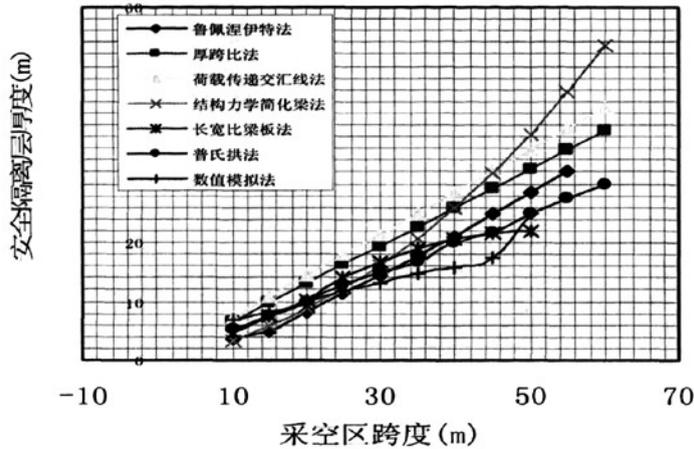


图 3-10 采空区跨度与安全隔离层厚度的关系特性曲线

表 3-8 采空区跨度与顶板安全隔离层厚度推荐值

采空区跨度 (m)	10	15	20	25	30	35	40	45	50	60
安全隔离层厚度 (m)	6.0	8.0	10.0	13.0	18.0	19.0	20.0	23.0	25.0	35.0

### 3.2 空区中矿柱的动力响应

工程实践表明，地表采空区塌方多发生在强降雨之后，主要因为空区顶板在长期风化作用下岩性发生改变，加上强降雨作用，整体强度急剧下降。同时，地下较深处采空区坍塌事故则多发生在矿山爆破之后，这是因为：在地下空区中的矿柱承受着极大的静压力的同时，本身处于一种相对平衡状态，一旦受到爆破、远场地震等的外界扰动，矿柱原来的应力平衡状态被打破，可能出现突然失稳现象<sup>[128-130]</sup>。这种情况在地下深部时更为严重，此时，采空区中任一矿柱的失稳都将导致其上部大规模采空区群的失稳，形成多米诺骨牌式的连锁坍塌。研究承受高应力下的矿柱对动力扰动的响应对认识空区群的整体稳定性有着重要的意义。本文将采空区内矿柱作为研究对象，采用动力有限元法对其在动力扰动下的响应特征进行分析。

#### 3.2.1 数值模型与参数

选取竖直圆形矿柱进行分析，矿柱直径 2~6m，高度 8~20m，模型下边界施加位移约束，上边界施加一竖直方向静载(负荷)，以模拟竖直方向的地应力。

为考察动力扰动对矿柱的影响，在模型上边界施加一动力荷载。圆形矿柱的静力、动力模型和计算网格分别见图 3-11~3-13。

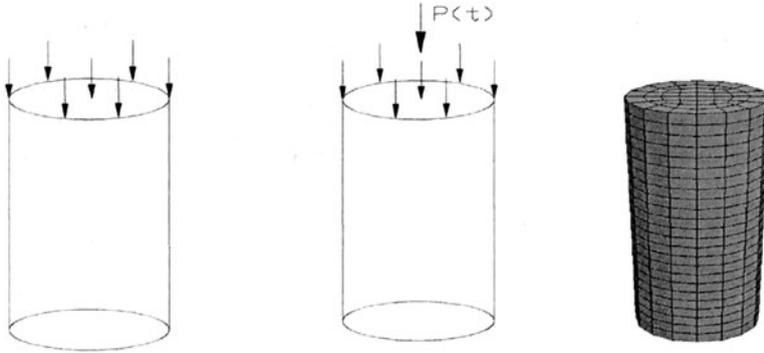


图 3-11 矿柱静力模型 图 3-12 矿柱动力模型 图 3-13 网格划分模型  
(计算中所用到的参数见表 3-1, 屈服准则采用摩尔-库仑准则)

### 3.2.2 计算方案

首先计算不同高径比矿柱在不同静压力下的应力和变形情况，考察不同高径比矿柱的承载能力。在此基础上，在矿柱模型的顶端施加一应力波荷载，进行动力分析。分析中采用如图 3-14 所示的正弦脉冲分布荷载，延时为 0.004s，计算时间取为 0.03s。为了分析动载大小对矿柱的影响，在计算中分别取扰动应力波的峰值  $p_{\max}=10\text{MPa}$ , 20 MPa, 30MPa。

### 3.2.3 数值计算结果及分析

#### (1) 矿柱静力分析

以直径 2m，高 8m 的矿柱模型（高径比为 4: 1）为例，为考察不同负荷对矿柱的影响，选取大小分别为  $P=20\text{MPa}$ , 30 MPa, 40MPa 的载荷进行分析，计算结果如图 3-15~3-21 所示。

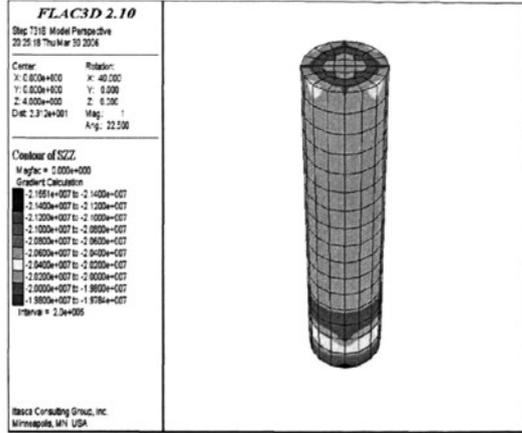
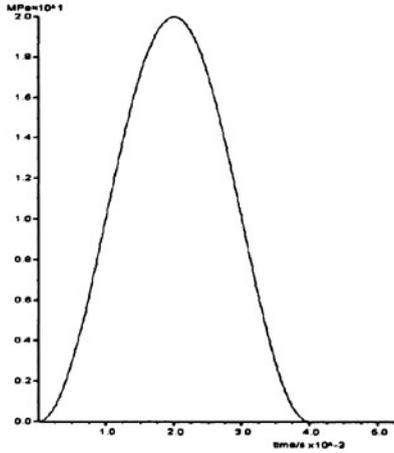


图 3-14 应力波时程曲线 图 3-15  $p=20\text{MPa}$ , 高径比 4: 1 矿柱模型竖直应力

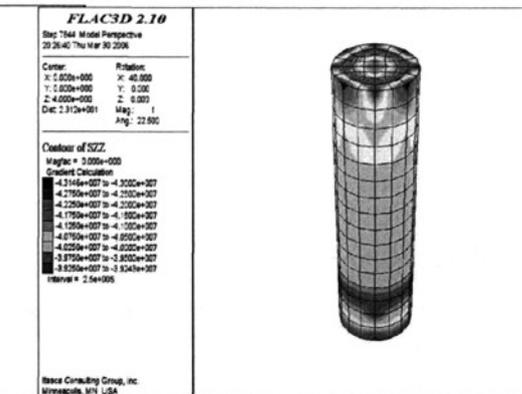
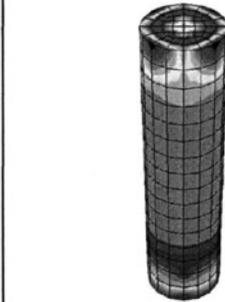
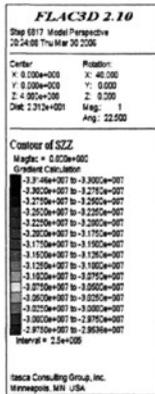


图 3-16  $p=30\text{MPa}$ , 高径比 4: 1 的矿柱 图 3-17  $p=40\text{MPa}$ , 高径比 4: 1 的矿柱  
模型竖直方向应力 模型竖直方向应力

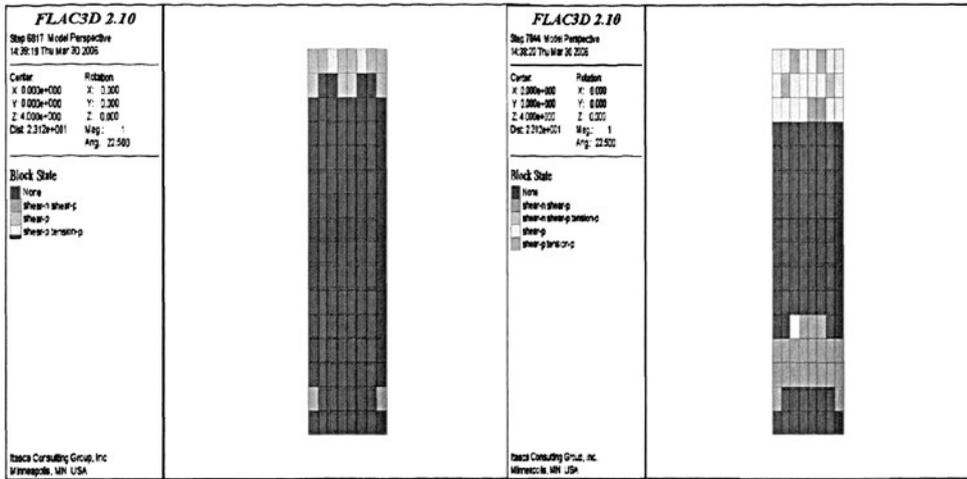


图 3-18  $p=30\text{MPa}$ , 高径比 4: 1 的矿柱模型塑性区分布情况

图 3-19  $p=40\text{MPa}$ , 高径比 4: 1 的矿柱模型塑性区分布情况

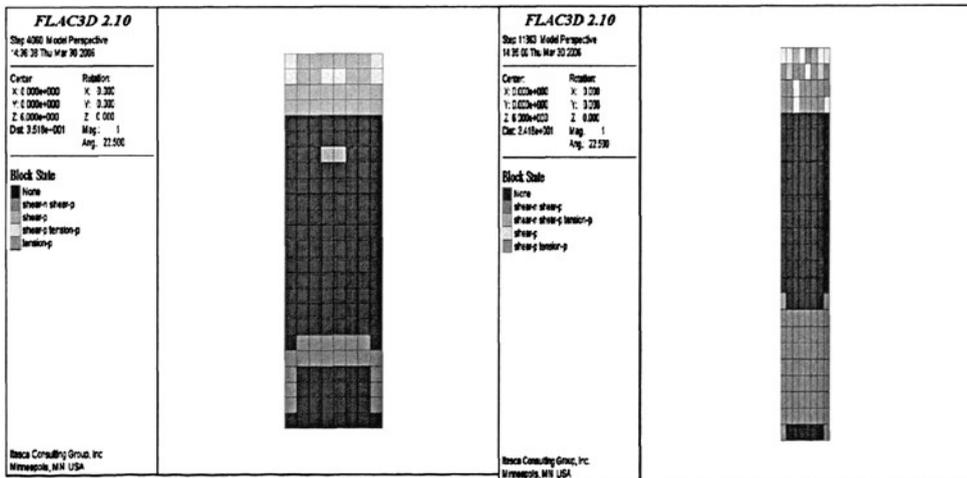


图 3-20  $p=40\text{MPa}$ , 高径比 3: 1 的矿柱模型塑性区分布情况

图 3-21  $p=40\text{MPa}$ , 高径比 6: 1 的矿柱模型塑性区分布情况

图 3-15~3-17 显示了高径比为 4: 1 的矿柱模型在不同负载下, 模型单元垂直方向应力分布情况。当  $p=20\text{MPa}$  时, 计算结果未发现塑性区;  $p=30\text{MPa}$  时, 计算结果发现矿柱模型极少单元出现了塑性变形, 如图 3-18 所示;  $p=40\text{MPa}$  时, 矿柱模型塑性区分布情况如图 3-19 所示。随着负载的增大, 矿柱模型所出现的塑性区范围也增大。

选用不同高径比的矿柱, 例如选用直径 2m, 高 12m 的矿柱 (高径比为 6:

1) 和直径 4m, 高 12m 的矿柱 (高径比为 3: 1), 计算不同高径比的矿柱模型在负载  $P=40\text{MPa}$  时模型单元的塑性变形情况, 结果如图 3-20、3-21 所示。

由图 3-19、3-20 及 3-21 可以看出, 在负载  $p=40\text{MPa}$  时, 随着高径比的增大, 矿柱模型所出现的塑性区也增大, 说明矿柱承载能力下降。

## (2) 矿柱动力分析

### 1) 应力分析

取矿柱模型上部一个单元 (Zone 59)、中部一个单元 (Zone 31) 和下部一个单元 (Zone 7) 作为动态信息记录对象, 以研究在应力波作用过程中整个矿柱应力随时间变化情况。图 3-22~3-24 分别给出了负载  $p=20\text{MPa}$ 、 $p=30\text{MPa}$  和  $p=40\text{MPa}$  时不同应力波峰值下矿柱模型上、中、下部单元最大主应力随时间变化情况。

计算结果显示, 负载  $p=20\text{MPa}$  时, 应力波峰值  $p_{\max}=10\text{MPa}$ , 模型上中下部单元最大主应力最大值分别为  $25\text{MPa}$ 、 $25.2\text{MPa}$ 、 $25.5\text{MPa}$ , 单元最大主应力的时程曲线见图 3-22~3-24; 应力波峰值  $p_{\max}=20\text{MPa}$ , 模型上中下部单元最大主应力最大值分别为  $30\text{MPa}$ 、 $30.2\text{MPa}$ 、 $30.5\text{MPa}$ , 见图 3-25~3-27; 应力波峰值  $p_{\max}=30\text{MPa}$ , 模型上中下部单元最大主应力最大值分别为  $35\text{MPa}$ 、 $34.2\text{MPa}$ 、 $35\text{MPa}$ , 中间单元的应力值要略小一点, 说明在应力波作用过程中, 矿柱模型中部发生了塑性变形, 其承载能力下降, 单元最大主应力的时程曲线见图 3-28~3-30。对比三种不同应力波峰值情况, 随着应力波峰值的增大, 矿柱模型单元的最大主应力的最大值也增大。对比模型上中下部单元的应力情况, 可以发现, 在应力波作用后, 模型上部单元的应力变化较为稳定, 模型中部和下部单元的应力变化有少许波动。

负载  $p=30\text{MPa}$ , 应力波峰值  $p_{\max}=10\text{MPa}$ , 模型上中下部单元最大主应力最大值分别为  $35\text{MPa}$ 、 $35.2\text{MPa}$ 、 $35.8\text{MPa}$ , 见图 3-31~3-33; 应力波峰值  $p_{\max}=20\text{MPa}$ , 由图 3-34~3-36 可以看出, 模型上中下部单元最大主应力最大值分别为  $39.2\text{MPa}$ 、 $37.9\text{MPa}$ 、 $39.4\text{MPa}$ ; 应力波峰值  $p_{\max}=30\text{MPa}$ , 由图 3-37~3-39 可以看出, 模型上中下部单元最大主应力最大值分别为  $43\text{MPa}$ 、 $39.1\text{MPa}$ 、 $41\text{MPa}$ 。当应力波峰值  $p_{\max}=20\text{MPa}$  和  $p_{\max}=30\text{MPa}$ , 模型中部单元最大应力值明显低于上部和下部的单元, 说明中部单元发生了较大的塑性变形, 承载能力下降较大; 应力波作用后, 模型上部单元的应力变化较稳定, 而中部和下部单元的应力变化波动明显; 三个部分的单元应力值比初始值有所降低, 说明矿柱模

型发生了塑性变形，甚至破坏，其承载能力降低。

负载  $p=40\text{MPa}$ ，由图 3-19 可知，在静载下矿柱模型部分单元已经发生了塑性变形。应力波峰值  $p_{\max}=10\text{MPa}$ ，由图 3-40~3-42 可以看出，模型上中下部单元最大主应力最大值分别为  $45\text{MPa}$ 、 $40.4\text{MPa}$ 、 $41.7\text{MPa}$ ，且应力波作用后，单元的应力值比初始值要低一些，应力波作用后一段时间内单元的应力变化才慢慢趋于稳定。说明矿柱模型发生了破坏，其承载能力降低。对比模型上中下部单元应力情况可知，模型上部单元的应力变化要稳定一些，而中部和下部单元最大主应力的时程曲线在应力波作用过程中及其后波动程度较大。由图 3-43~3-48 可知，应力波峰值  $p_{\max}=20\text{MPa}$  和  $p_{\max}=30\text{MPa}$  时，矿柱模型上中下部单元的最大主应力时程曲线的变化规律与应力波峰值  $p_{\max}=10\text{MPa}$  时相似，但随着应力波峰值的增大，最大主应力时程曲线的波动程度越来越大，说明随着应力波峰值的增大，模型单元应力越来越不稳定，矿柱模型破坏的程度也越来越大。

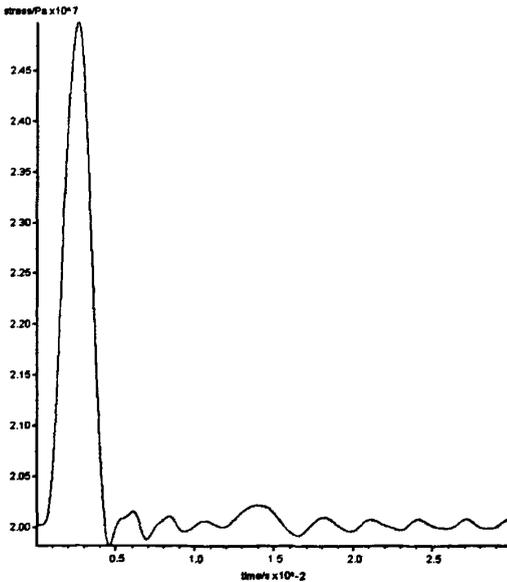


图 3-22  $p=20\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=10\text{MPa}$ , Zone 59  
最大主应力时程曲线

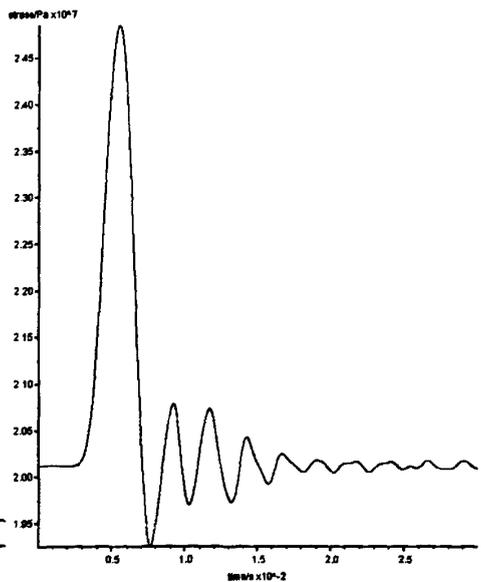


图 3-23  $p=20\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=10\text{MPa}$ , Zone 31  
最大主应力时程曲线

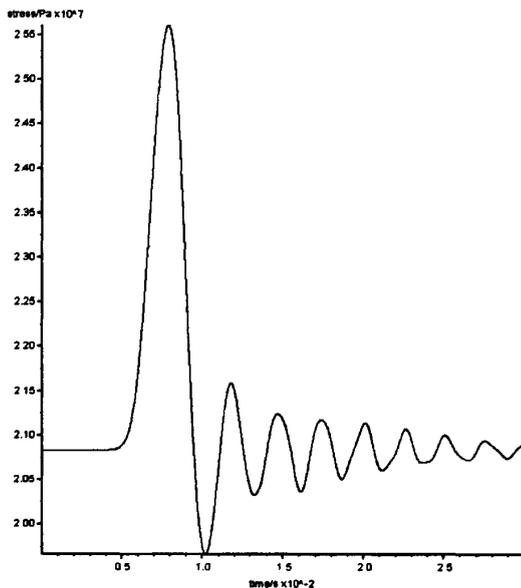


图 3-24  $p=20\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=10\text{MPa}$ , Zone 7

最大主应力时程曲线

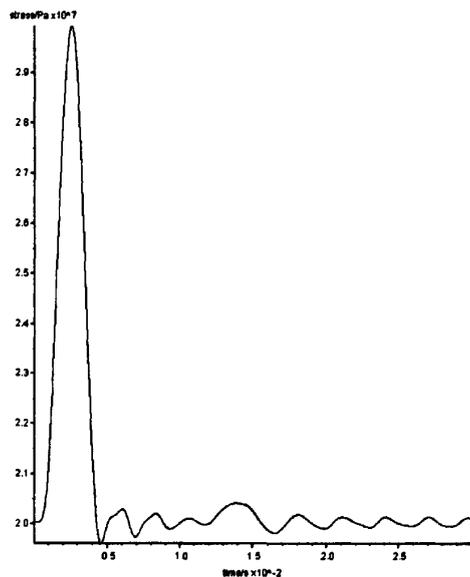


图 3-25  $p=20\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=20\text{MPa}$ , Zone 59

最大主应力时程曲线

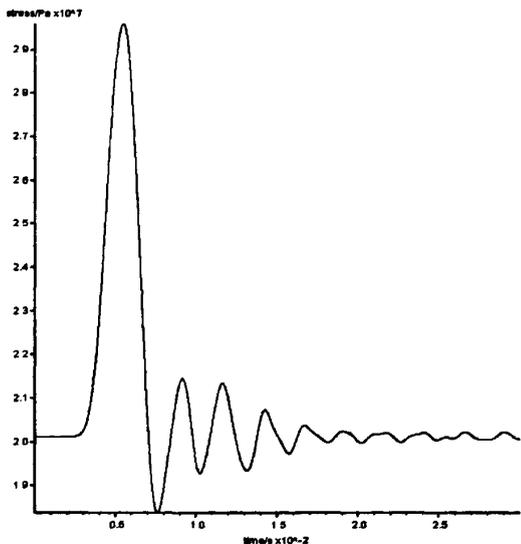


图 3-26  $p=20\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=20\text{MPa}$ , Zone 31

最大主应力时程曲线

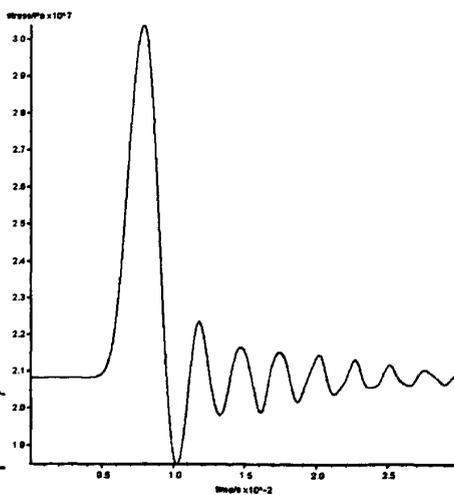


图 3-27  $p=20\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=20\text{MPa}$ , Zone 7

最大主应力时程曲线

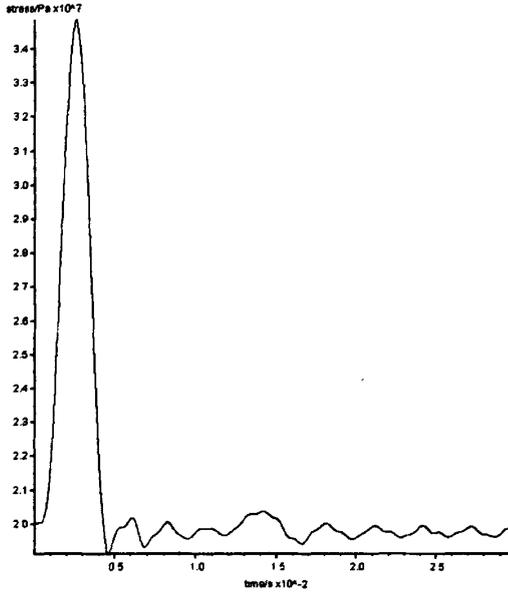


图 3-28  $p=20\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=30\text{MPa}$ ,  
Zone 59 最大主应力时程曲线

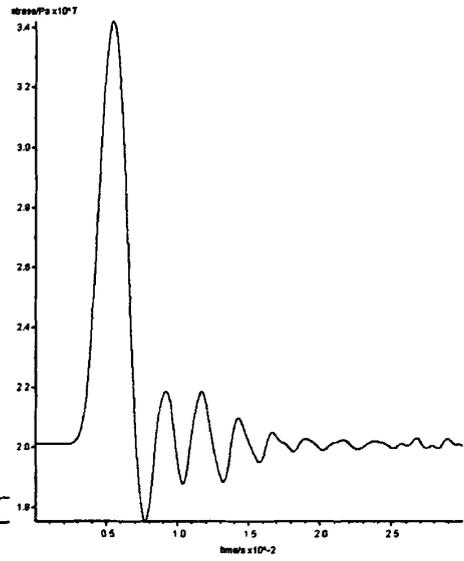


图 3-29  $p=20\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=30\text{MPa}$ ,  
Zone 31 最大主应力时程曲线

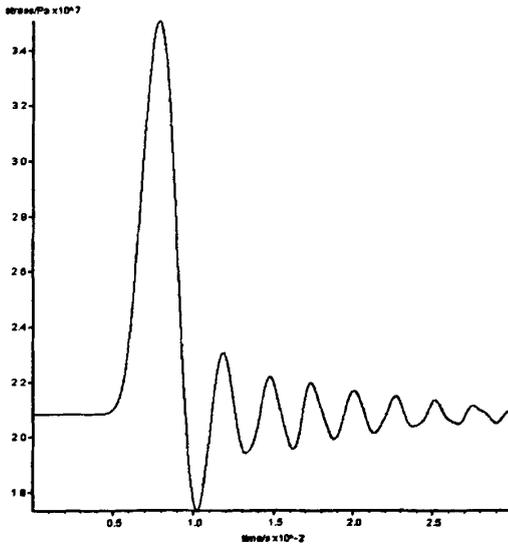


图 3-30  $p=20\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=30\text{MPa}$ ,  
Zone 7 最大主应力时程曲线

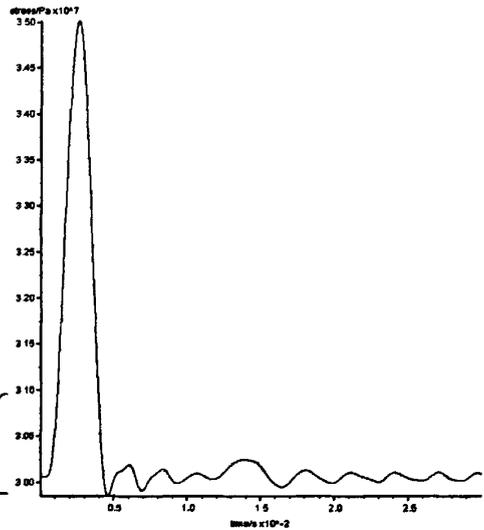


图 3-31  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=10\text{MPa}$ ,  
Zone 59 最大主应力时程曲线

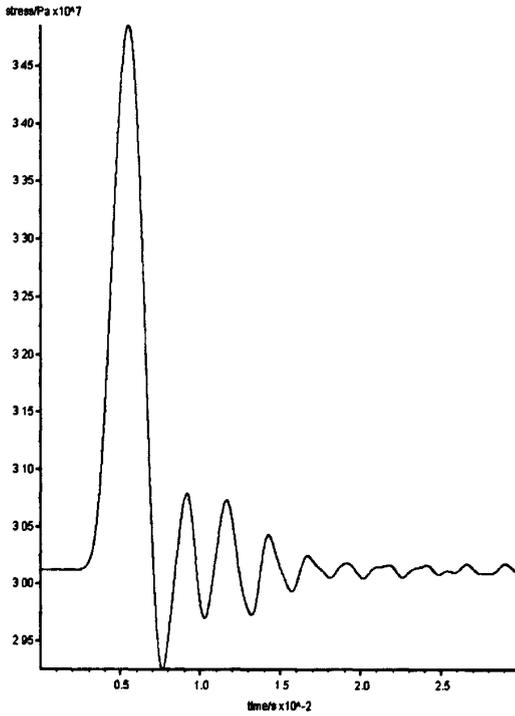


图 3-32  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=10\text{MPa}$ ,  
Zone 31 最大主应力时程曲线

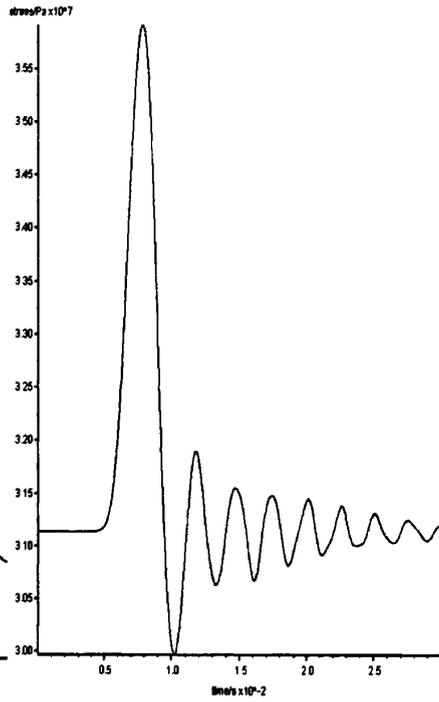


图 3-33  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=10\text{MPa}$ ,  
Zone 7 最大主应力时程曲线

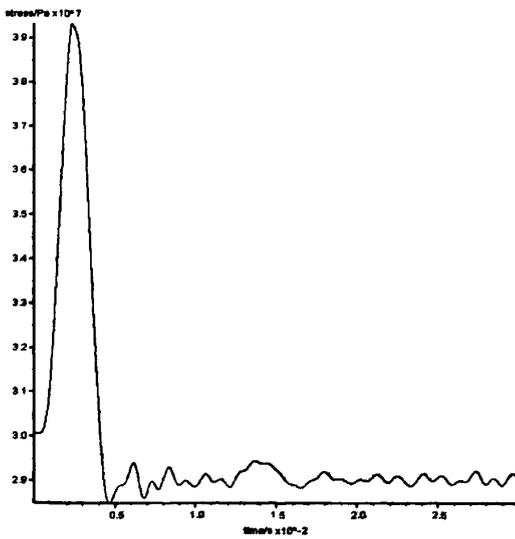


图 3-34  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=20\text{MPa}$ ,  
Zone 59 最大主应力时程曲线

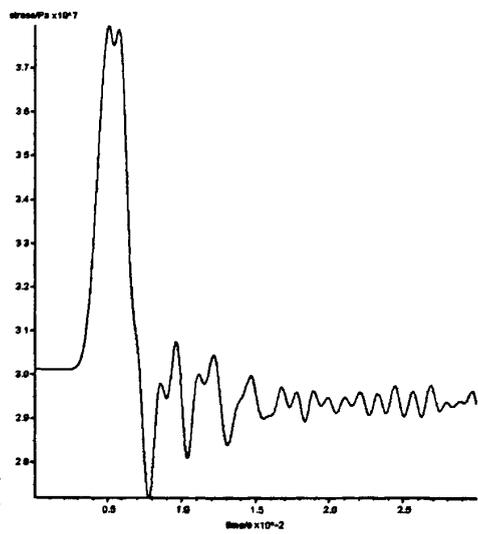


图 3-35  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=20\text{MPa}$ ,  
Zone 31 最大主应力时程曲线

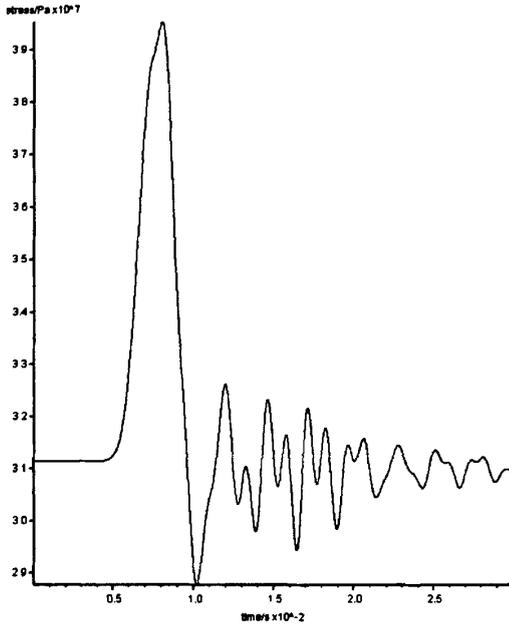


图 3-36  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=20\text{MPa}$ ,  
Zone 7 最大主应力时程曲线

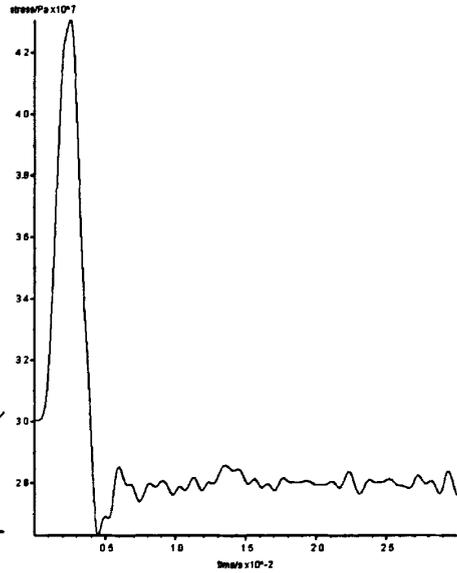


图 3-37  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=30\text{MPa}$ ,  
Zone 59 最大主应力时程曲线

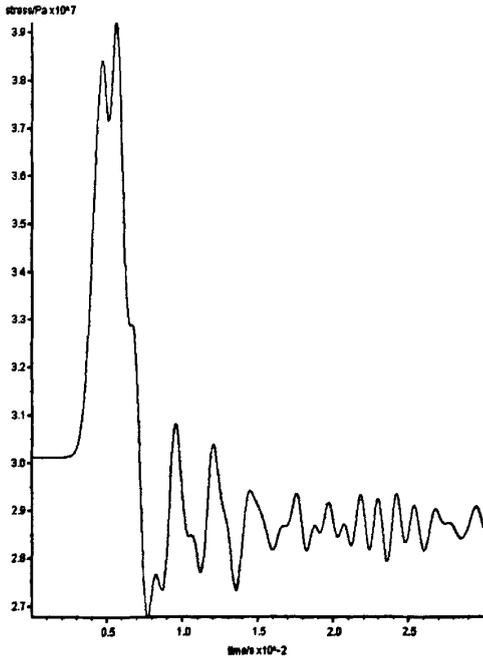


图 3-38  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=30\text{MPa}$ ,  
Zone31 最大主应力时程曲线

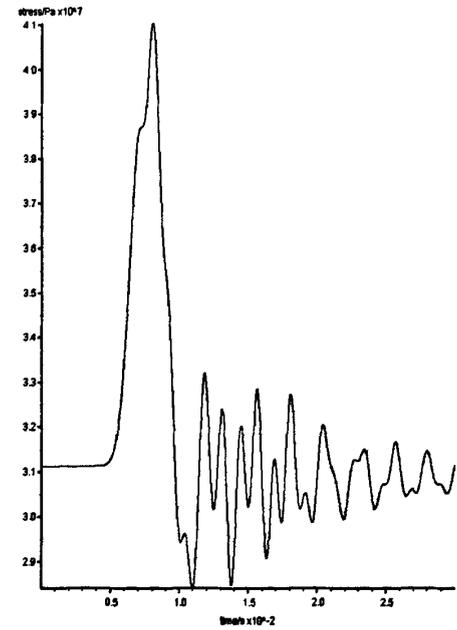


图 3-39  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=30\text{MPa}$ ,  
Zone 7 最大主应力时程曲线

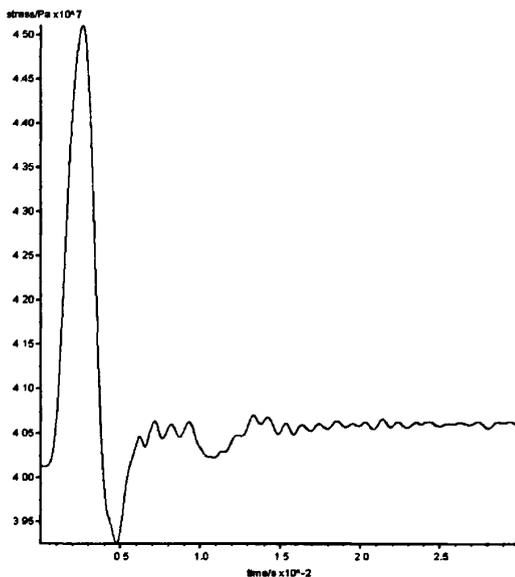


图 3-40  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=10\text{MPa}$ ,  
Zone 59 最大主应力时程曲线

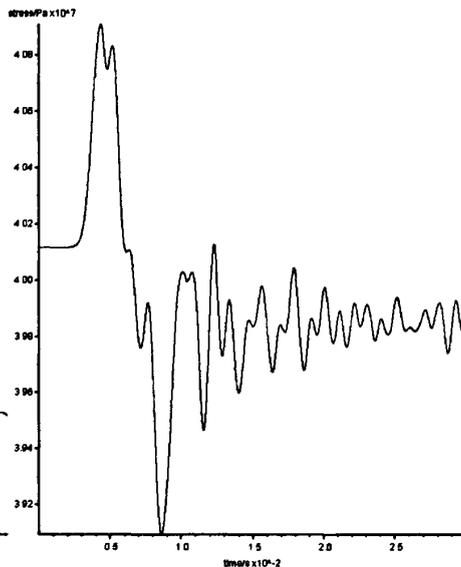


图 3-41  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=10\text{MPa}$ ,  
Zone 31 最大主应力时程曲线

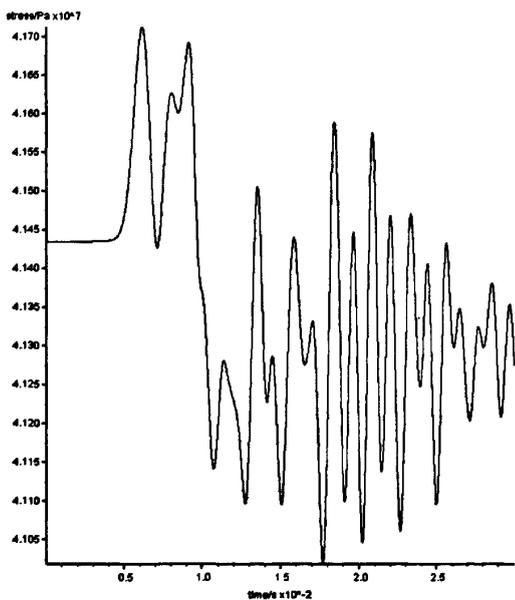


图 3-42  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=10\text{MPa}$ ,  
Zone 7 最大主应力时程曲线

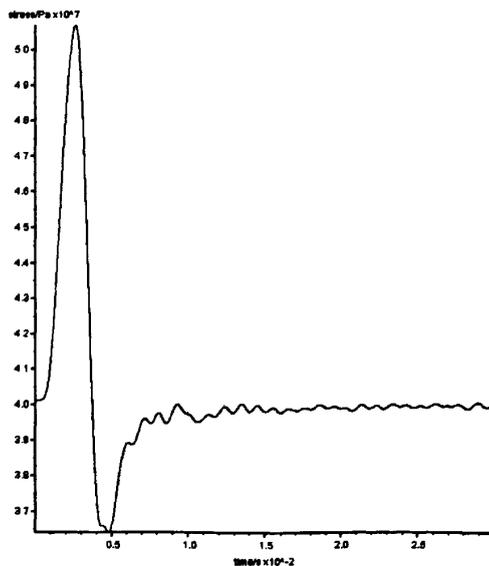


图 3-43  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=20\text{MPa}$ ,  
Zone 59 最大主应力时程曲线

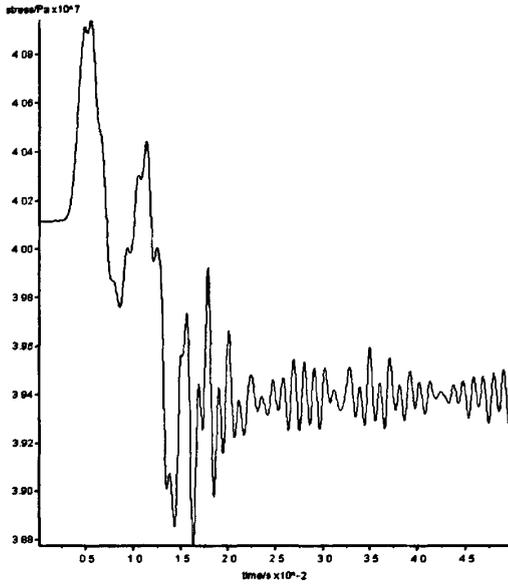


图 3-44  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=20\text{MPa}$ ,  
Zone 31 最大主应力时程曲线

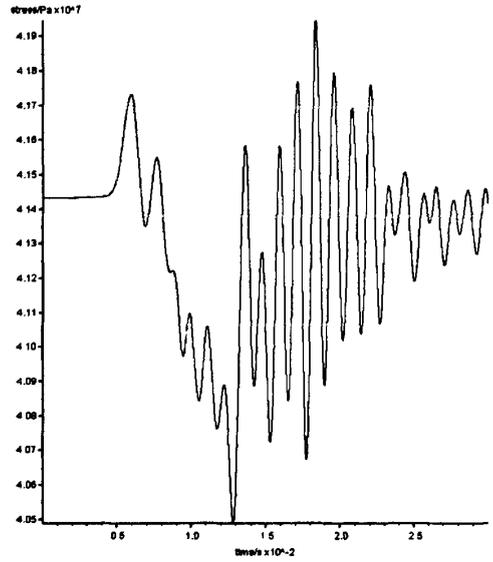


图 3-45  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=20\text{MPa}$ ,  
Zone 7 最大主应力时程曲线

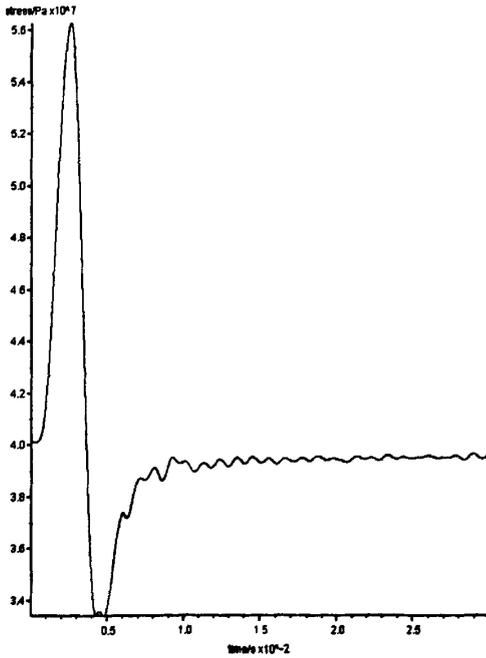


图 3-46  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=30\text{MPa}$ ,  
Zone 59 最大主应力时程曲线

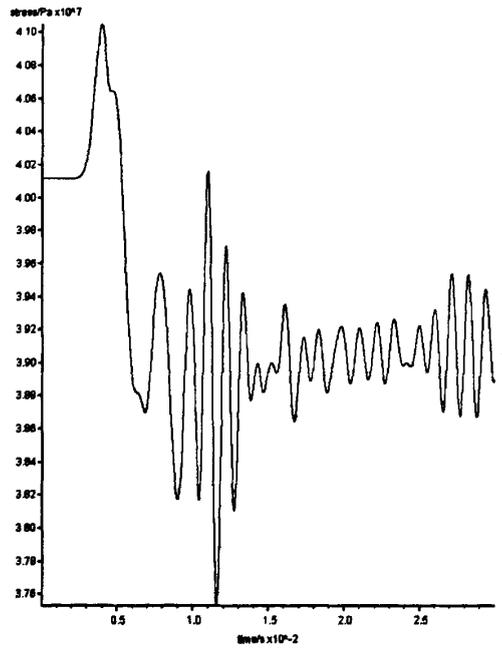


图 3-47  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=30\text{MPa}$ ,  
Zone 31 最大主应力时程曲线

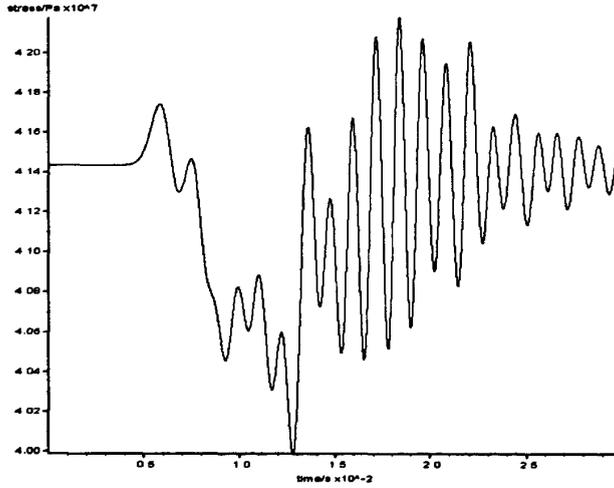


图 3-48  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=30\text{MPa}$ ，Zone 7  
最大主应力时程曲线

## 2) 塑性变形分析

当负载  $p=20\text{MPa}$  时，应力波峰值  $p_{\max}=10\text{MPa}$  和  $p_{\max}=20\text{MPa}$ ，应力波作用过程中及作用之后，计算结果未发现矿柱模型出现塑性区；当  $p_{\max}=30\text{MPa}$ ，出现了塑性区，如图 3-49 所示，图中左边为矿柱模型的整体视图，右边是从模型中间剖开后的视图。

图 3-40~3-52 显示了负载  $p=30\text{MPa}$  的矿柱模型在应力波作用之后的塑性区分布情况。由图可以看出，随着应力波峰值的增大，矿柱模型所出现的塑性区也越来越大，塑性变形越来越明显。

图 3-53 显示了负载  $p=40\text{MPa}$  的矿柱模型在应力波峰值  $p_{\max}=10\text{MPa}$  时应力波作用之后的塑性区分布情况，由图可以看出，矿柱模型几乎所有单元都发生了塑性变形。当应力波峰值  $p_{\max}=20\text{MPa}$  和  $p_{\max}=30\text{MPa}$  时，应力波作用后，矿柱模型所有单元都发生了塑性变形。在负载  $p=40\text{MPa}$  下，取应力波峰值  $p_{\max}=5\text{MPa}$ ，再进行计算，结果发现矿柱模型几乎所有单元也都发生了塑性变形，如图 3-54 所示，说明在此负载下，较小的应力波峰值对矿柱模型的影响也很大。

图 3-55~3-60 显示了负载  $p=40\text{MPa}$ ，应力波峰值  $p_{\max}=10\text{MPa}$  时矿柱模型(中间剖开) 应力波作用过程中的不同时刻的塑性变形情况。由图可以看出，随着应力波从矿柱模型自上而下传播，矿柱模型塑性区越来越大。

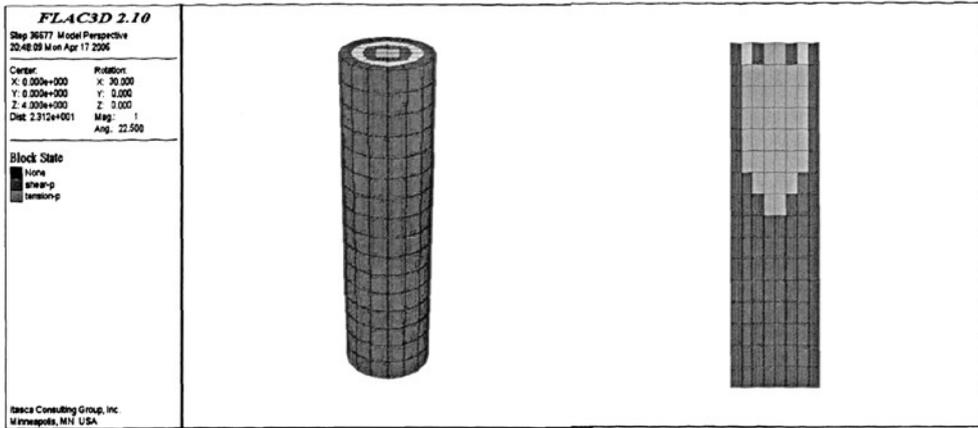


图 3-49  $p=20\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=30\text{MPa}$  时应力波作用后矿柱模型的塑性区分布

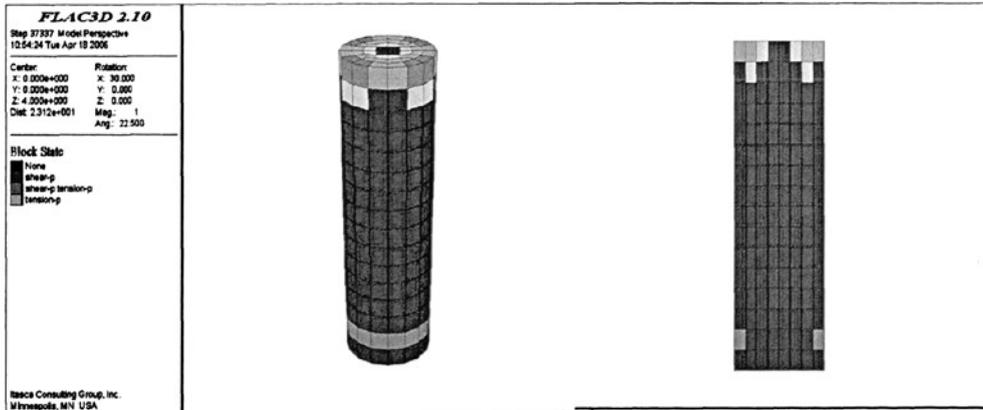


图 3-50  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=10\text{MPa}$  时应力波作用后矿柱模型的塑性区分布

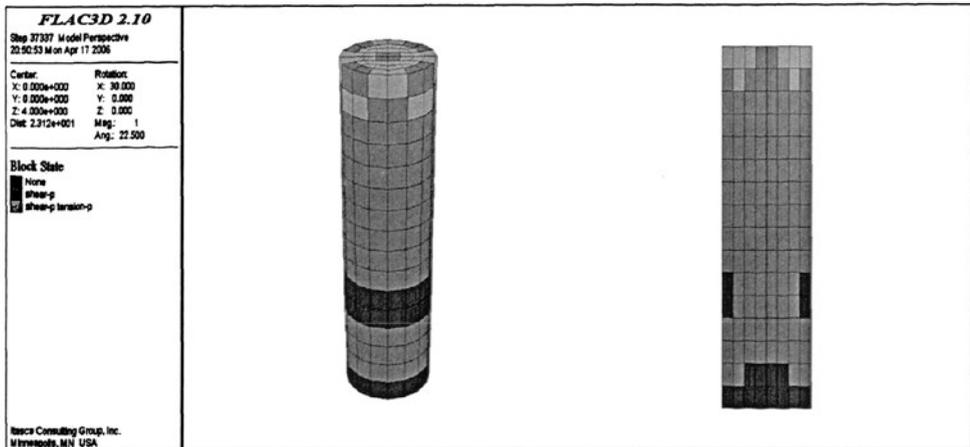


图 3-51  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=20\text{MPa}$  时应力波作用后矿柱模型的塑性区分布

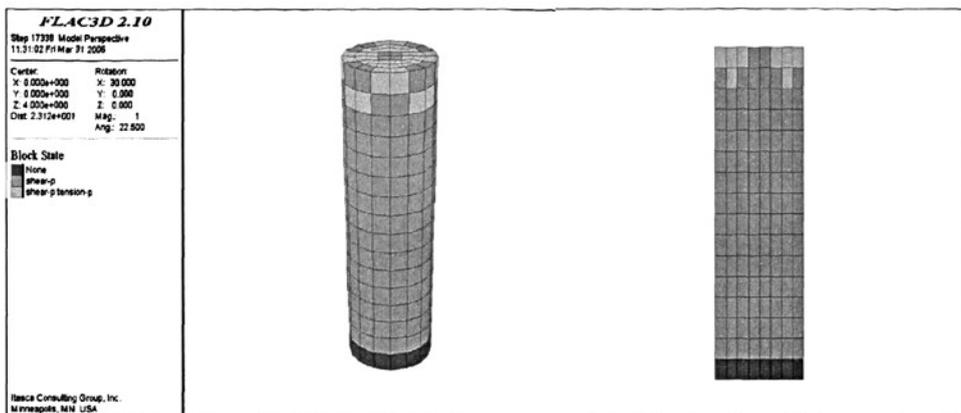


图 3-52  $p=30\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=30\text{MPa}$  时应力波作用后矿柱模型的塑性区分布

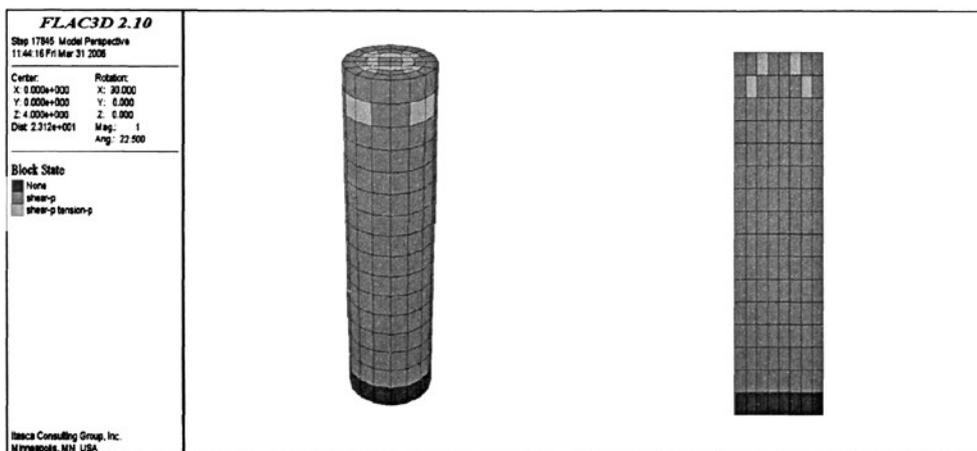


图 3-53  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=10\text{MPa}$  时应力波作用后矿柱模型的塑性区分布

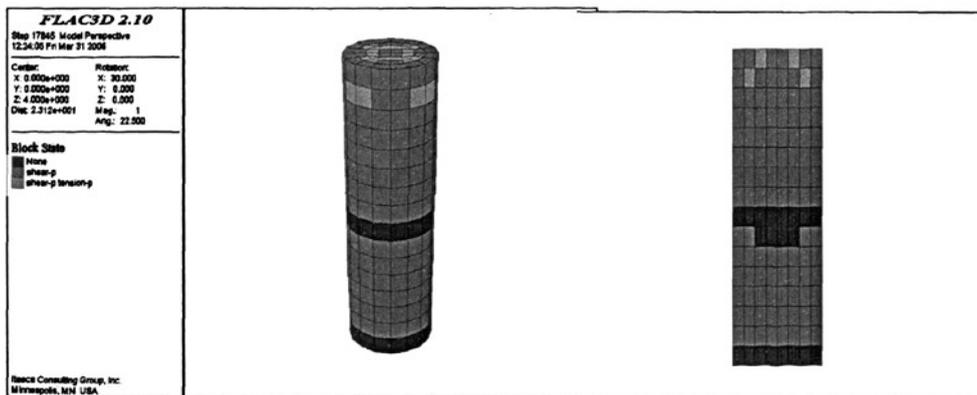


图 3-54  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\max}=5\text{MPa}$  时应力波作用后矿柱模型的塑性区分布

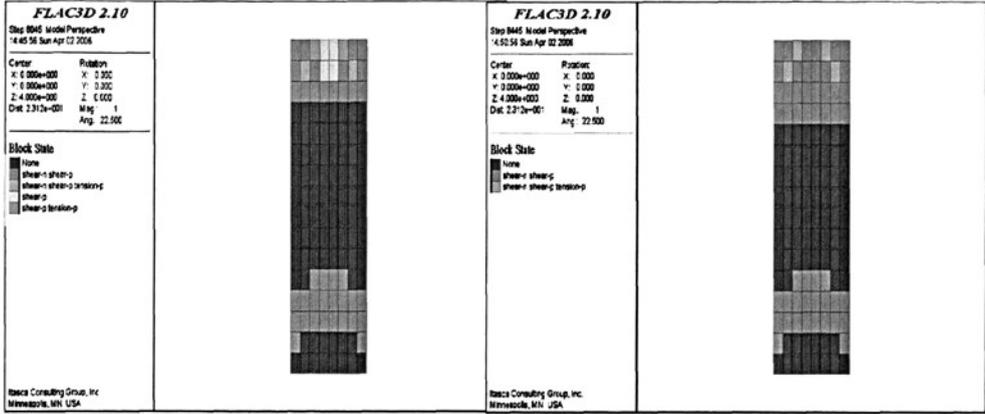


图 3-55  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=10\text{MPa}$ ， $t=0.001\text{s}$  时，矿柱模型的塑性区分布

图 3-56  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=10\text{MPa}$ ， $t=0.002\text{s}$  时，矿柱模型的塑性区分布

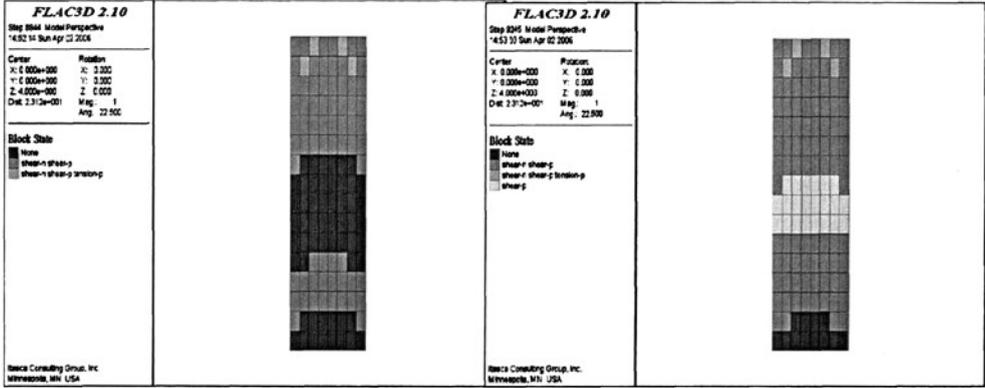


图 3-57  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=10\text{MPa}$ ， $t=0.003\text{s}$  时，矿柱模型的塑性区分布

图 3-58  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=10\text{MPa}$ ， $t=0.004\text{s}$  时，矿柱模型的塑性区分布

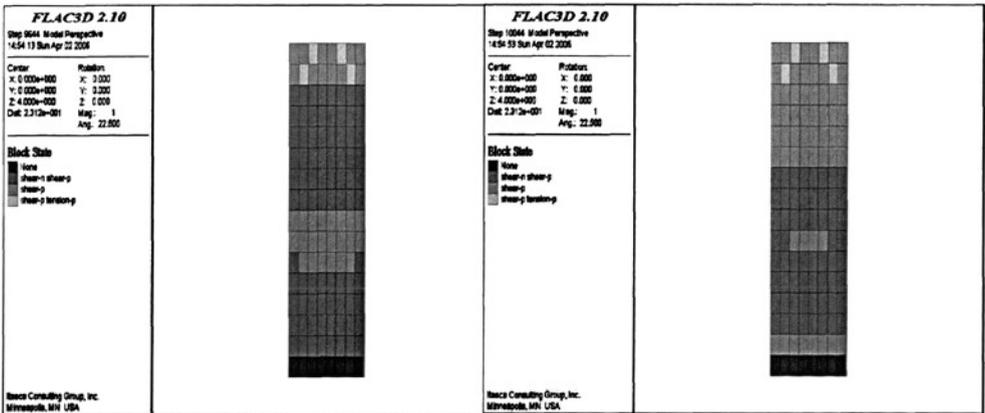


图 3-59  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=10\text{MPa}$ ， $t=0.005\text{s}$  时，矿柱模型的塑性区分布

图 3-60  $p=40\text{MPa}$ 、 $p_{\text{max}}=10\text{MPa}$ ， $t=0.006\text{s}$  时，矿柱模型的塑性区分布

### 3) 综合分析

由计算结果及以上分析可知:

① 负载  $p=20\text{MPa}$  时, 矿柱模型在选取的不同峰值的应力波脉冲作用下, 单元的应力变化总体较为稳定, 且应力波作用前后, 单元应力值基本保持不变。在较小的应力波峰值下, 应力波作用过程中及之后未发现塑性区, 较大的应力波峰值下, 计算结果才出现了塑性区。说明负载  $20\text{MPa}$  的该矿柱在选取的动力扰动下基本保持稳定, 较大的峰值的应力波脉冲才对矿柱稳定性产生影响。

② 负载  $p=30\text{MPa}$  时, 在应力波作用之后, 矿柱模型单元应力变化有少许波动(不稳定), 且随着应力波峰值的增大, 单元应力波动现象越来越明显。随着应力波峰值的增大, 模型单元的塑性区范围增大。说明负载  $30\text{MPa}$  的该矿柱在选取的动力扰动下不再保持稳定, 且随着动力扰动的增强, 矿柱所表现出的不稳定性越来越明显, 甚至失稳破坏。

③ 负载  $p=40\text{MPa}$  时, 在静压下, 矿柱模型部分单元出现了塑性变形, 说明矿柱局部可能发生了破坏。在应力波作用过程中及之后, 矿柱模型单元应力变化的波动十分明显(很不稳定), 随着应力波峰值的增大, 单元应力波动幅度有所增大。在应力波峰值  $p_{\max}=10\text{MPa}$  时, 矿柱模型几乎所有单元都出现塑性变形, 应力波峰值增大, 情况相同。选取较小的应力波峰值  $p_{\max}=5\text{MPa}$  时, 计算结果发现, 几乎所有矿柱模型单元出现了塑性变形。说明负载  $40\text{MPa}$  的该矿柱在选取的动力扰动下失稳破坏; 而较小的动力扰动对矿柱的影响也十分明显, 表明此种负载状况下的矿柱在较小的扰动下就可能发生失稳破坏。

④ 对比三种负载情况, 可以发现, 随着矿柱模型负载的增大, 动力扰动对矿柱模型的影响也越来越明显, 在动力扰动下, 模型表现的也越来越不稳定。说明随着矿柱所受应力的增大, 其对动力扰动的响应越来越明显, 矿柱在动力扰动下也更容易失稳破坏。

选取不同高径比的矿柱, 进行同样的动力分析, 可以得出类似的结果。

### 3.3 塌陷区废石对邻近结构的影响分析

在空区群中, 空区中矿柱、空区间柱、空区顶板等脆弱部位在长期的地下水侵蚀、爆破震动、凿岩扰动等作用下, 不断塌落, 形成塌陷区。这些塌陷废石失去原有的强度, 呈松散状态, 对邻近结构产生附加作用。当塌落废石很少时, 只有附加荷载作用; 当废石很多, 足以对空区的间柱或顶板形成支撑作用时, 它表现出一种与围岩耦合的特性, 已不能只将其看作附加荷载, 而应将其

和围岩进行整体分析。

### 3.3.1 塌陷区废石对邻近结构的力学作用

由空区塌陷而产生的大量废石充填于地下采空区，采空区岩体变形压缩塌陷区废石，松散废石受压后产生抗反力，阻止岩体的进一步移动和变形，形成一力学上相互作用的整体。塌陷区废石在整体上它并不是简单的支撑结构去被动地承受载荷，而是地层的一种介质与地层形成共同体，废石与岩体一起参与采空区地压的自组织活动。塌陷区废石对采空区周围岩体的力学作用有3种方式(图 3-61 所示)：对卸载岩块的滑移趋势提供侧限压力；支撑破碎岩体和原生破裂岩体；抵抗采空区围岩的移动。但无论何种力学作用方式，塌陷区废石与围岩耦合作用机理是相同的：即一方面阻止和抵抗围岩发生变形和移动；另一方面改善采空区围岩应力分布，提高围岩自身的强度。

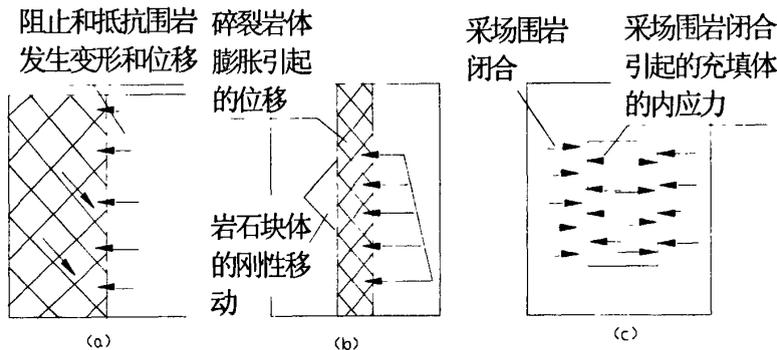


图 3-61 塌陷体对围岩的力学作用方式

### 3.3.2 塌陷区废石与围岩的耦合稳定分析

大量空区塌方显示，空区塌陷体多以顶板废石垮落为主，塌落体形状如漏斗。上部废石岩块在漏斗中流动挤压下部岩块，形成应力集中，内部废石块在高应力的作用继续滑动，于是所增加的荷载传递给邻近的岩块，从而又使临近岩块受到超过其强度的荷载作用，导致塌陷体进一步破裂，最终形成一楔状。因此塌陷体的动态稳定可采用楔体破坏模型进行力学分析，如图 3-62 所示的力学模型。

楔体破坏分析可以分为两种情况来讨论：(1)只考虑结构面摩擦力；(2)同时考虑结构面摩擦力、粘结力和水压力；如果只考虑摩擦力时，安全系数大于 2.0，

则不会发生楔体破坏, 无须做进一步分析。反之, 如果只考虑摩擦力时, 安全系数小于 2.0, 则需要做进一步分析, 即同时考虑摩擦力、粘结力和水压力, 进行全面分析。

(1) 只考虑结构面摩擦力

假设两结构面上的抗滑力反力分别为  $R_A$  和  $R_B$ , 楔体重力为  $W$ , 则安全系数为:

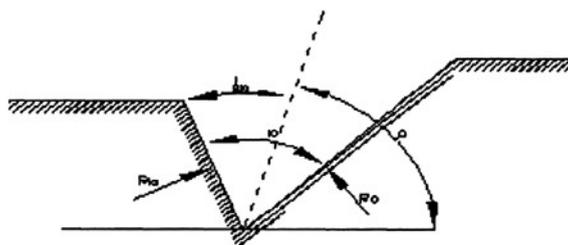


图 3-62 垂直边坡走向的剖面图

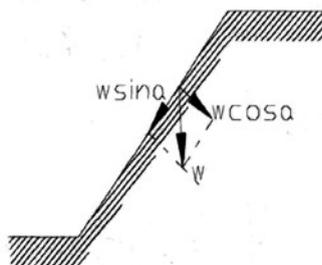


图 3-63 坡体力学分析图

$$F = \frac{(R_A + R_B) \tan \phi_0}{W \sin \phi_i} \quad (3-34)$$

$$R_A \sin \left( \beta - \frac{1}{2}b \right) = R_B \sin \left( \beta + \frac{1}{2}b \right) \quad (3-35)$$

$$R_A \cos \left( a - \frac{1}{2}b \right) - R_B \cos \left( \beta + \frac{1}{2}b \right) = W \cos \phi_i \quad (3-36)$$

可得:

$$R_A + R_B = \frac{W \cos \varphi_i \sin a}{\sin \frac{1}{2} b} \quad (3-37)$$

则:

$$F = \frac{\sin a}{\sin \frac{1}{2} b} \cdot \frac{\tan \phi_0}{\tan \varphi_i} \quad (3-38)$$

式中:  $\phi_0$ ——结构面摩擦角;  $\varphi_2$ ——坡面倾角。

根据大宝山的塌陷区资料, 实测空区近似倾角大都集中在  $70^\circ \sim 85^\circ$  之间, 塌陷区边界不规则, 部分塌落区段倾角较小, 约为  $35^\circ \sim 45^\circ$  之间。

做如下计算:

(1) 对于倾角较小区域:

$$F = \frac{\sin a}{\sin \frac{1}{2} b} \cdot \frac{\tan \phi_0}{\tan \varphi_i} = \frac{0.9063 \times 0.6428}{0.2164 \times 0.7660} = 3.514$$

(2) 对于倾角较大区域:

$$F = \frac{\sin a}{\sin \frac{1}{2} b} \cdot \frac{\tan \phi_0}{\tan \varphi_i} = \frac{0.9961 \times 0.6428}{0.3924 \times 0.7660} = 2.13$$

由上可知: 只考虑摩擦力时对于不同倾角的区段, 计算所的安全系数分别为 3.514、2.13。计算结果表明, 废石塌陷体在空区群中基本是稳定的, 不会产生大的衍生破坏。

### 3.4 本章小结

(1) 首次综合采用结构力学、鲁佩涅伊特法、荷载传递线交汇法、厚跨比法、长宽比梁板法、有限元数值模拟法等对采空区顶板安全性和合理厚度进行了分析。

(2) 利用数值方法研究了考虑爆破震动等动载扰动的空区矿柱力学响应特征, 为认识空区矿柱的力学规律和破坏防护提供了依据。

(3) 在研究塌陷区废石和围岩耦合力学作用的基础上, 通过建立楔体模型, 对大宝山矿塌陷区稳定性进行了分析。研究结果表明, 大宝山矿废石塌陷体在空区群中基本是稳定的, 不会产生大的衍生破坏。

## 第四章 胶结充填强度试验及与采空区岩体的匹配研究

### 4.1 前言

大宝山矿采空区的特点是范围大,形状复杂,且有些空区人员无法进入,采用“封”的方式效果不佳,采用“崩”的措施可能会诱发更大规模的空区(群)失稳,而“撑”的手段无法实施,只有用“充”的方法能从根本上消除隐患源。因此,寻找合适的充填材料,进行空区充填是保障矿区安全的首要任务,通过对大宝山矿充填料来源调查研究,大量堆放于尾矿库的尾砂可作为采空区充填的主要材料。

为实现高品位矿床采空区近区安全开采,尾砂胶结充填处理采空区是一可行的技术方案。国内外对尾砂充填体的研究表明,尾砂胶结充填体为选矿尾砂(脱泥或不脱泥)和水泥浆(胶结剂)混合而成的硬化固体<sup>[131]</sup>,其内部包含有各种微裂纹、微孔隙、气泡等,有不同于岩石和混凝土的独特力学特性。与岩石相比,充填体介质相对较软,其变形模量比岩石小 $10^2$ 数量级以上,而且充填体内的损伤缺陷(裂缝、孔隙等)比岩石严重,因此其强度远低于岩石。与混凝土相比,充填体介质的变形表现为柔性变形,而混凝土介质具有突发破坏的特征<sup>[132]</sup>,是公认的脆性材料<sup>[133]</sup>;尾砂充填体与混凝土同为多相复合材料,但尾砂充填料浆自流输送到井下的浓度大都在60%~74%之间,充填体介质形成时的浓度低,必须经过脱水工艺,充填料浆在采场内沉降与脱水的过程中,不可避免地会产生离析现象<sup>[134,135]</sup>,故充填体的强度也远小于混凝土。矿山工程实践表明<sup>[136-141]</sup>,尾砂胶结充填体的变形与破坏表现出复杂的力学特性,是一种有高度非线性力学特征的介质,有必要研究尾砂胶结充填体力学特性与破坏规律。

针对大宝山矿采空区特征和矿山地质条件,采空区充填应采用何种强度的充填体才能确保空区稳定性?即如何实现充填体与岩体的合理匹配?为此,取大宝山矿尾砂试样,分别对配比1:4、1:8、1:10和1:12(水泥与尾砂重量比)四种尾砂胶结充填体进行了力学试验,测试了不同配比充填体力学特性,并得出了其应力-应变关系;采用损伤力学研究了不同配比尾砂胶结充填体破坏规律,并建立了不同配比充填体损伤本构模型。经过验算对比,所建立的损伤本构方程与试验结果吻合。根据尾砂充填体损伤本构方程,用突变理论研究了尾砂充填体破坏规律并探讨了充填体与岩体合理匹配,为大宝山矿采空区充填体

强度设计提供了理论依据。

## 4.2 尾砂胶结充填体力学试验

### 4.2.1 尾砂物理力学参数测试

试验所采用的材料为大宝山矿分级尾砂和普通硅酸盐水泥，试验前对分级尾砂粒级和物理力学参数进行了测试，尾砂粒级测试结果如表 4-1 所示，尾砂物理力学参数测试结果如表 4-2 所示。

表 4-1 尾砂粒级测试结果

粒径 /mm	+0.15	-0.150 +0.125	-0.125 +0.105	-0.105 +0.098	-0.098 +0.087	-0.087 +0.071	-0.071 +0.056	-0.056
百分比 /%	21.12	12.50	14.25	3.56	19.18	4.75	4.43	18.21
合计 /%	21.12	33.62	49.87	53.43	72.61	77.36	81.79	100

表 4-2 尾砂物理力学参数

项目	密度( $t/m^3$ )	容重( $t/m^3$ )	孔隙率(%)
尾砂	2.93	1.57	45.31

### 4.2.2 尾砂胶结充填体力学试验

采用分级尾砂与普通硅酸盐水泥配制了 1: 4、1: 8、1: 10 和 1: 12 系列试块，配制试块料浆浓度为 72%。所配制的试块在 20℃ 标准恒温养护室养护，28 天后，在 Instron 1342 试验机上进行了充填体试块单轴抗压试验。

试验前将试件上下端磨平，使其平行度符合规范与要求。按照贴应变片要求，将电阻应变片用粘胶剂贴在试件的轴向和环向上(各一片)。每组试块重复试验 3 次，试验结果取其平均值。配比 1: 4、1: 8、1: 10 和 1: 12 试块抗压应力-应变关系曲线如图 4-1 所示(由于在充填体邻近破坏时，设备难以描述其后期的全部破坏过程，故对破坏后的部分曲线段进行了必要的修正处理，图中虚线部分)。

不同配比试块抗压强度、弹性模量、泊松比、内摩擦角及粘结力试验结果如表 4-3 所示。

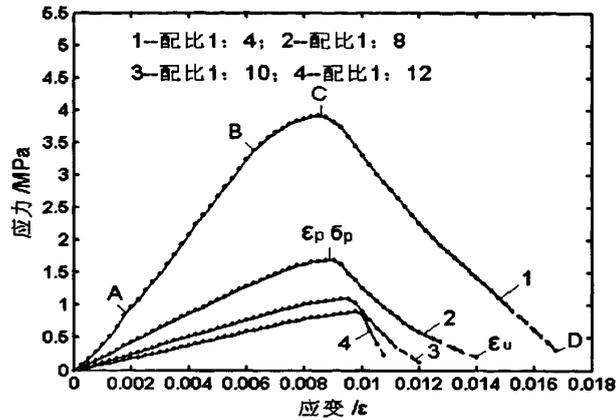


图 4-1 不同配比试块受压应力-应变曲线

表 4-3 不同配比尾砂胶结充填体试验力学参数

配比	弹性模量 E /MPa	泊松比 ν	内摩擦角 /度	粘结力 /KPa	抗压强度 /Mpa
1: 4	558.2	0.19	42.5	289	4.18
1: 8	248.7	0.20	37.9	178	1.85
1: 10	142.8	0.22	35.5	158	1.27
1: 12	98.5	0.24	31.8	112	0.91

### 4.3 尾砂胶结充填体损伤模型建立

#### 4.3.1 损伤力学的研究方法

由于尾砂胶结充填体为多相复合材料，其内部包含有各种微裂纹、微孔隙、气泡等缺陷，损伤特性明显，因此可采用损伤力学研究充填体破坏规律。综合现有的研究成果，损伤力学的研究方法大致可分为三种<sup>[142]</sup>：金属物理学方法，唯象学方法和统计学方法。

金属物理学方法主要从细观或微观的角度研究结构(微裂纹或微孔隙)的变化对材料宏观力学性能的影响。研究损伤演变的物理机制对于建立宏观唯象模型是必要的，特别是透射和扫描电镜的发明，使人们对变形、损伤、断裂的机制有了更深刻的认识。

唯象学方法是在材料本构关系中引入损伤变量，使得含损伤变量的本构关系能更真实地描述受损材料的宏观力学行为。不同的力学材料，在不同的环境，不同的载荷作用下，其损伤过程及机制是不同的，必须引入不同的损伤变量描

述其损伤的演变过程,从而得出不同的损伤演化方程,如塑性损伤演化方程,疲劳损伤演化方程,蠕变损伤演化方程等。

统计学方法是用统计学研究材料和结构的损伤。例如用概率统计方法研究岩体节理参数,而后得出岩体的初始损伤值。

#### 4.3.2 充填体损伤模型探讨

尾砂胶结充填体损伤模型的建立可借鉴现有的研究成果,但其研究方式与损伤描述方法不同于岩石和混凝土,有必要针对尾砂胶结充填体的力学特性,建立适合描述其变形与破坏规律的损伤本构方程。综合现有的研究成果,有如下理论和力学模型可作为胶结充填体损伤研究的基础。

##### (1). Lemaitre 应变等价原理<sup>[142]</sup>

Lemaitre 在研究连续介质和不可逆热力学的基础上,定义损伤变量以有效面积减小而导致有效应力增加为出发点,提出了应变等价原理:只要用有效应力代替通常的应力,受损材料一维或三维的变形行为可用无损材料的本构关系来表示。

在一维情况下,有效应力 $\tilde{\sigma}$ 为:

$$\tilde{\sigma} = \sigma(1 - D)^{-1} \quad (4-1)$$

式中: $\sigma$ 为应力; $D$ 为损伤值。

$D=0$ 时,对应于材料无损状态; $D=1$ 时,对应于材料的完全损伤状态(或破坏状态)。

视材料为各向同性连续介质,在一维弹性情况下,根据 Lemaitre 应变等价原理,有:

$$\sigma = E\varepsilon(1 - D) \quad (4-2)$$

式中: $E$ 为弹性模量; $\varepsilon$ 为应变。

式(4-2)中,如果采用有效弹性模量 $\tilde{E}$ 表示材料的损伤,则有效弹性模量 $\tilde{E}$ 与无损材料弹性模量 $E$ 的关系为:

$$\tilde{E} = E(1 - D) \quad (4-3)$$

##### (2). 能量等价原理

Sidoroff 提出的能量等价原理是<sup>[142]</sup>:只要用有效应力代替通常的应力,受损材料的弹性余能与相应无损材料的弹性余能相等。

在一维情况下,无损材料的弹性变形能是:

$$U = \int \sigma d\varepsilon = \frac{1}{2} E \varepsilon^2 \quad (4-4)$$

式中： $U$  是材料的弹性变形能。

受损材料的弹性变形能  $U'$  为：

$$U' = \int \tilde{\sigma} d\varepsilon = \frac{1}{2} \tilde{E} \varepsilon^2 = \frac{1}{2} E(1-D)\varepsilon^2 \quad (4-5)$$

### (3). Marzars 模型

Marzars 模型中<sup>[143,144]</sup>，描述试件在峰值应力( $\sigma_p$ )前，应力-应变曲线变化与直线偏差不大，认为是线性关系，属于完全弹性变形，没有损伤产生；峰值应力后，应变增加，应力呈指数下降，它对应宏观裂纹形成而快速扩展，直至达到极限应变时，试件完全破坏。峰值应力时，损伤  $D=0$ ，达到极限应变  $\varepsilon_u$  时，损伤  $D=1.0$ 。Marzars 应力-应变模型如图 4-2(a)所示，损伤随应变变化曲线如图 4-2(b)所示。

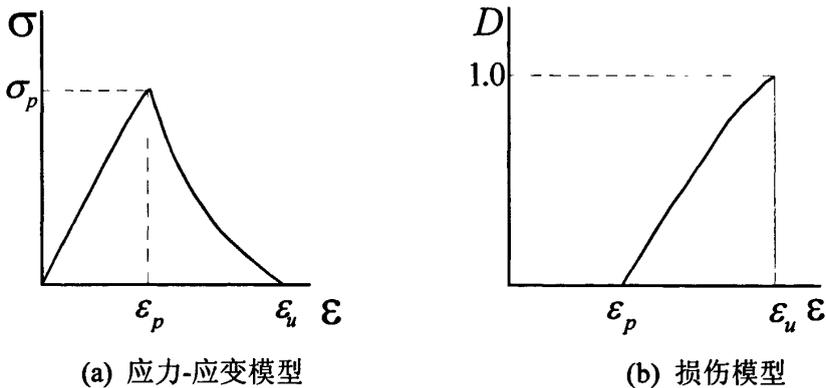


图 4-2 Mazars 损伤模型

### (4). Loland 损伤模型<sup>[143]</sup>

Loland 根据 Evans 和 Marathe 实验得出的应力-应变曲线，把损伤的扩展分为两个区域，对于每个区域内的损伤扩展用不同的函数模拟。

Loland 模型中，描述试件在峰值应力( $\sigma_p$ )前( $\varepsilon \leq \varepsilon_p$ ,  $\varepsilon_p$  为峰值应变，即峰值应力对应的应变值)，微裂纹扩展而产生损伤，达到峰值应力时，损伤  $D = D_p$ ；峰值应力后，裂纹在破坏区内不稳定扩展，对应宏观裂纹产生，此过程应变增加，应力呈直线下降，直至达到极限应变  $\varepsilon_u$ ，试件产生完全破坏， $D = 1$ 。Loland 应力-应变模型如图 4-3(a)所示，损伤模型如图 4-3(b)所示。

该模型的特点是：应力达到峰值应力前，模型与试验结果比较吻合，但峰值应力后假定应力-应变服从线性关系与试验结果存在一定的误差。

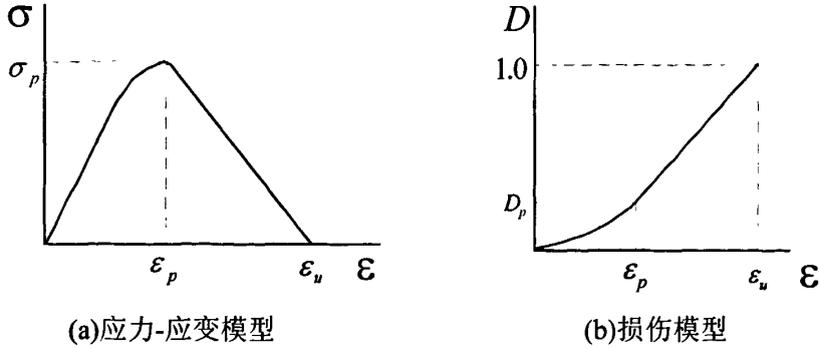


图 4-3 Loland 损伤模型

(5). Krajcinovic 损伤模型<sup>[143]</sup>

Krajcinovic 引入类似于塑性屈服面的想法，在应变空间中，设立损伤曲面，并假设损伤演变速度的方向垂直于损伤曲面，然后采用与研究塑性力学类似的方法导出损伤演变方程。

Krajcinovic 描述损伤是由许多平面的、钱币状的微缺陷构成，定义损伤矢量  $\vec{D}$  为：

$$\vec{D} = D_N^{1/2} \vec{N} \tag{4-6}$$

式中： $D_N$  为法向  $\vec{N}$  的横截面上的孔隙密度。

根据 Krajcinovic 损伤模型，在应变空间设立损伤曲面  $f(\epsilon, D, T) = 0$ ，单轴拉伸或压缩下，损伤曲面为：

$$f = \epsilon_{NN} - (B_1 - B_3)D_N = 0 \quad (\epsilon_{NN} d\epsilon_{NN} > 0) \tag{4-7}$$

式中： $\epsilon_{NN}$  为  $\vec{N}$  方向的主应变； $B_1$  和  $B_2$  为由试验曲线拟合的常数。

单轴压缩时，设载荷沿  $z$  轴，取  $D_3=0, D_1=D_2=D$ ，在  $x$  和  $y$  方向  $\epsilon_{xx} = \epsilon_{yy} = \epsilon_{11}$ ，损伤与应变的关系为：

$$dD = (B_1 - B_3)d\epsilon_{11} \quad (f = 0, \frac{\partial f}{\partial \epsilon_{11}} d\epsilon_{11} > 0) \tag{4-8}$$

(6). Sidoroff 能量损伤模型

Supartono 和 Sidoroff 根据能量等价原理<sup>[145]</sup>，得出了损伤应变能量释放率。在一维单轴拉伸的情况下，损伤与应变的关系为：

$$D = \begin{cases} 0 & \varepsilon \leq \varepsilon_0 = \sqrt{y_0/E} \\ 1 - (\frac{\varepsilon_0}{\varepsilon})^2 & \varepsilon > \varepsilon_0 \end{cases} \quad (4-9)$$

式中： $y_0$  为与损伤阈值有关的常数。

应力-应变关系为：

$$\sigma = \begin{cases} E(1-D)^2 \varepsilon = E\varepsilon & \varepsilon \leq \varepsilon_0 = \sqrt{y_0/E} \\ E(1-D)^2 \varepsilon = E\varepsilon_0 (\frac{\varepsilon_0}{\varepsilon})^3 & \varepsilon > \varepsilon_0 \end{cases} \quad (4-10)$$

Sidoroff 损伤模型如图 4-4(a)所示，损伤随应变变化曲线如图 4-4(b)所示。

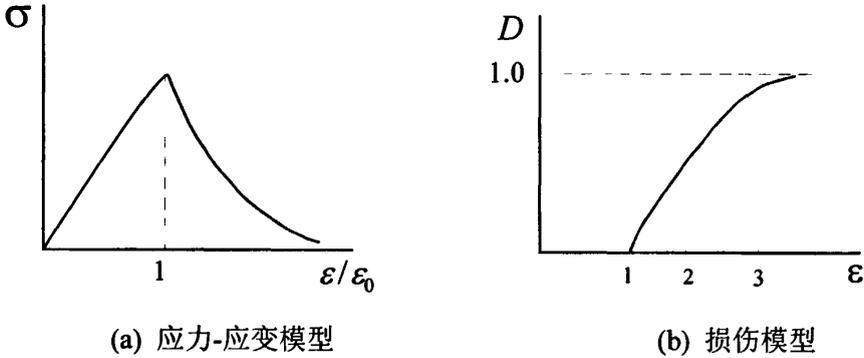


图 4-4 Sidoroff 能量损伤模型

### 4.3.3 尾砂胶结充填体损伤模型建立

综合现阶段损伤力学研究成果，根据试验得出的尾砂胶结充填体受压应力-应变曲线(图 4-1)，峰值应力前，充填体以弹性变形为主，靠近峰值应力时产生塑性变形，是其内部微孔隙、微裂纹发展的结果；峰值应力后，充填体应力-应变关系符合 Mazars 对混凝土强度试验的描述，即应变增加而应力呈指数下降，它对应于宏观裂纹形成而产生快速失稳。

充填体试件在峰值应力  $\sigma_p$  以前， $\varepsilon \leq \varepsilon_p$ ，裂纹在充填体内小范围萌生和扩展，设此阶段损伤值  $D$  为：

$$D = A\varepsilon^\beta \quad (4-11)$$

式中： $A$  和  $\beta$  为常数。

将式(4-11)代入式(4-1)，充填体在峰值应力前的损伤本构方程为：

$$\sigma = E\varepsilon - EA\varepsilon^\beta \quad (4-12)$$

根据前面的分析, 充填体试件在峰值应力以后,  $\varepsilon_p < \varepsilon \leq \varepsilon_u$  ( $\varepsilon_u$  为应变极限值), 充填体应变增加而应力呈指数下降, 借鉴 Mazars 对峰值应力后的损伤描述 ( $D = 1 - \exp[-B(\varepsilon - \varepsilon_p)]$ ), 考虑充填体在峰值应力时已有损伤, 因此设此阶段损伤演化  $D$  为:

$$D = D_p + 1 - \exp[-B(\varepsilon - \varepsilon_p)] \quad (4-13)$$

式中:  $B$  为常数;  $D_p$  为达到峰值应力时的损伤值 ( $D_p = A\varepsilon_p^\beta$ ).

根据式(4-1)和式(4-13), 充填体在峰值应力后的损伤本构方程为:

$$\sigma = -ED_p\varepsilon + E\varepsilon \exp[-B(\varepsilon - \varepsilon_p)] \quad (4-14)$$

根据充填体应力-应变试验曲线, 由边界条件:

$$\begin{cases} \sigma|_{\varepsilon=\varepsilon_p} = \sigma_p \\ d\sigma/d\varepsilon|_{\varepsilon=\varepsilon_p} = 0 \\ D|_{\varepsilon=\varepsilon_u} = 1 \end{cases} \quad (4-15)$$

将式(4-11)、式(4-12)和式(4-13)代入式(4-15), 得:

$$\begin{cases} \beta = \sigma_p / (E\varepsilon_p - \sigma_p) \\ A = 1 / (\varepsilon_p^\beta + \beta\varepsilon_p^\beta) \\ B = -\ln D_p / (\varepsilon_u - \varepsilon_p) \end{cases} \quad (4-16)$$

式(4-16)中,  $\beta$ 、 $A$  和  $B$  为未知的待求量, 解方程组(4-16), 得:

$$\beta = \sigma_p / (E\varepsilon_p - \sigma_p) \quad (4-17)$$

$$A = 1 / (\varepsilon_p^\beta + \beta\varepsilon_p^\beta) \quad (4-18)$$

$$B = \ln D_p / (\varepsilon_u - \varepsilon_p) \quad (4-19)$$

根据充填体应力-应变试验结果中  $\varepsilon_p$ 、 $\varepsilon_u$ 、 $\sigma_p$  值, 采用式(4-17)~式(4-19)计算, 可得损伤参数  $\beta$ 、 $A$  和  $B$ , 不同配比充填体损伤参数计算结果如表 4-4 示。

将表 4-4 计算结果分别代入式(4-11)和式(4-13), 可得充填体损伤演化方程, 不同配比充填体在峰值应力前和峰值应力后的损伤演化方程如表 4-5 所示。

根据得出的不同配比充填体在峰值应力前和峰值应力后的损伤演化方程(表 4-5), 分别代入到式(4-12)和式(4-14), 即得到不同配比充填体在峰值应力前和峰值应力后的损伤本构方程, 如表 4-6 所示。

表 4-4 不同配比充填体损伤参数计算结果

配比	损伤参数			
	$\beta$	A	B	Dp
1: 4	4.041	$2.35 \times 10^7$	155.19	0.1984
1: 8	4.481	$4.56 \times 10^7$	394.47	0.1821
1: 10	6.915	$6.71 \times 10^8$	586.78	0.1639
1: 12	8.986	$4.35 \times 10^9$	731.50	0.1621

表 4-5 不同配比充填体损伤演化方程

充填体配比	峰值应力前	峰值应力后
1: 4	$\epsilon \leq 0.00857$ $D = 2.35 \times 10^7 \times \epsilon^{4.041}$	$\epsilon > 0.00857$ $D = 1.1984 - \exp[-155.19 \times (\epsilon - 0.00857)]$
1: 8	$\epsilon \leq 0.00918$ $D = 4.56 \times 10^7 \times \epsilon^{4.481}$	$\epsilon > 0.00918$ $D = 1.1821 - \exp[-394.47 \times (\epsilon - 0.00918)]$
1: 10	$\epsilon \leq 0.00956$ $D = 6.71 \times 10^8 \times \epsilon^{6.915}$	$\epsilon > 0.00956$ $D = 1.1639 - \exp[-586.78 \times (\epsilon - 0.00956)]$
1: 12	$\epsilon \leq 0.00981$ $D = 4.35 \times 10^9 \times \epsilon^{8.986}$	$\epsilon > 0.00981$ $D = 1.1621 - \exp[-731.50 \times (\epsilon - 0.00981)]$

采用损伤本构方程进行计算，得到不同配比充填体抗压应力-应变曲线如图 4-5 虚线所示。

表 4-6 不同配比充填体本构方程

配比	峰值应力前	峰值应力后
1: 4	$\epsilon \leq 0.00857$ $\sigma = 558.2\epsilon - 1.35 \times 10^{10} \epsilon^{4.041}$	$\epsilon > 0.00857$ $\sigma = 558.2\epsilon \{-0.1984 + \exp[-155.2(\epsilon - 0.00857)]\}$
1: 8	$\epsilon \leq 0.00918$ $\sigma = 248.7\epsilon - 1.07 \times 10^{10} \epsilon^{4.481}$	$\epsilon > 0.00918$ $\sigma = 248.7\epsilon \{-0.1821 + \exp[-394.5(\epsilon - 0.00918)]\}$
1: 10	$\epsilon \leq 0.00956$ $\sigma = 142.8\epsilon - 9.58 \times 10^{10} \epsilon^{6.915}$	$\epsilon > 0.00956$ $\sigma = 142.8\epsilon \{-0.1639 + \exp[-586.8(\epsilon - 0.00956)]\}$
1: 12	$\epsilon \leq 0.00981$ $\sigma = 98.5\epsilon - 4.28 \times 10^{11} \epsilon^{8.986}$	$\epsilon > 0.00981$ $\sigma = 98.5\epsilon \{-0.1621 + \exp[-731.5(\epsilon - 0.00981)]\}$

从图 4-5 可以看出，模型计算与试验结果吻合，所建立的损伤本构方程能反映充填体力学特性与损伤破坏特征。

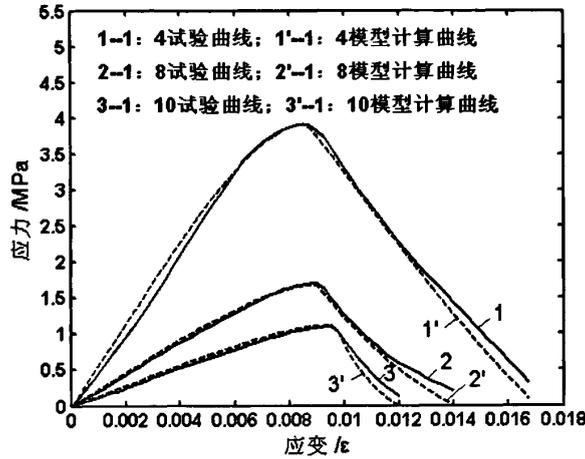


图 4-5 不同配比充填体试验与损伤模型计算的应力-应变曲线(压缩)

#### 4.4 尾砂胶结充填体损伤规律分析

##### 4.4.1 不同配比充填体损伤规律

根据表 4-5 中充填体损伤演化方程，1: 4、1: 8、1: 10 和 1: 12 充填体压缩损伤  $D$  随应变的变化曲线如图 4-6 所示。

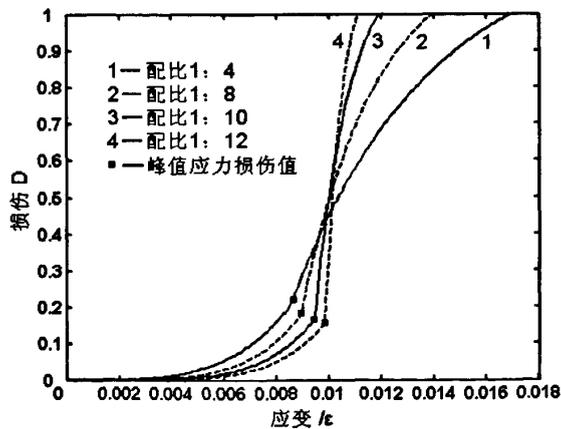


图 4-6 损伤  $D$  随应变变化曲线(压缩)

从表 4-4 可以看出，充填体达到峰值应力时已有 0.1621~0.1984 的损伤值(简

称峰值损伤), 充填体配比越高, 峰值损伤越高。充填体在峰值应力以前, 损伤增长缓慢, 配比越低, 损伤增长越慢; 在峰值应力以后, 损伤增长迅速, 配比越低, 损伤增长越快。说明低配比充填体产生破坏的过程突然, 是承载能力低的具体体现。

#### 4.4.2 损伤特性下充填体变形的能量分析

根据 Sidoroff 提出的有效应力能量等价原理<sup>[143]</sup>, 在损伤的情况下, 可采用有效应力计算充填体的弹性变形能。考察边长为  $dx dy dz$  的单元体, 设单元体应力由零逐渐增加到  $\sigma_x$ , 产生的变形为  $\epsilon_x$ , 单元体的弹性变形能  $dW$  可用下式进行计算:

$$dW = \int_0^{\epsilon_x} (\sigma_x dy dz) (d\epsilon_x dx) = \int_0^{\epsilon_x} \sigma_x d\epsilon_x (dx dy dz) \quad (4-20)$$

单位体积的变形能称为比能<sup>[145]</sup>, 记作  $U$ , 根据式(4-20), 有:

$$U = \frac{dW}{dV} = \frac{dW}{dx dy dz} = \int_0^{\epsilon_x} \sigma_x d\epsilon_x \quad (4-21)$$

设充填体达到峰值应力  $\sigma_p$  时, 变形量为  $\epsilon_p$ , 根据式(4-12), 充填体变形比能  $U_p$  为:

$$\begin{aligned} U_p &= \int_0^{\epsilon_p} E\epsilon(1 - A\epsilon^\beta) d\epsilon = \left[ \frac{1}{2} E\epsilon^2 - \frac{EA}{\beta + 2} \epsilon^{\beta+2} \right]_0^{\epsilon_p} \\ &= \frac{1}{2} E\epsilon_p^2 - \frac{EA}{\beta + 2} \epsilon_p^{\beta+2} \end{aligned} \quad (4-22)$$

根据充填体弹性模量(表 4-3)和损伤参数(表 4-4), 用式(4-22)进行计算, 得到不同配比充填体达到峰值应力时, 变形比能(简称峰值比能)如表 4-7 所示。

表 4-7 不同配比充填体的峰值比能

配比	峰值应变 /m.m <sup>-1</sup>	峰值比能 /MJ	峰值比能之比 (与配比 1: 12 之比)
1: 4	$\epsilon \leq 0.00857$	0.0204	4.86
1: 8	$\epsilon \leq 0.00918$	0.0098	2.33
1: 10	$\epsilon \leq 0.00956$	0.0059	1.40
1: 12	$\epsilon \leq 0.00981$	0.0042	1.00

表 4-7 计算结果表明, 充填体配比越低, 峰值比能越小, 配比 1: 4 和配比 1: 10 的充填体相比, 前者压缩峰值比能是后者的 3.46 倍。

## 4.5 尾砂充填体损伤灾变及与采空区岩体匹配分析

### 4.5.1 力学模型

充填体力学作用是支撑空区围岩，控制采区地压。采空区充填后，岩体变形压缩充填体并释放能量，充填体被压缩后，产生抗反力，抑制围岩变形与能量释放，充填体与岩体形成一个力学相互作用的系统<sup>[146,147]</sup>。

为了分析空区围岩与充填体的力学作用机理，采用如图 4-7 所示的一维简化模型。由于岩体的刚度与弹性模量(设其为  $E_0$ )比充填体高，岩体本构方程采用线弹性模型( $\sigma = E_0 \varepsilon$ )，充填体采用本文建立的损伤力学模型。

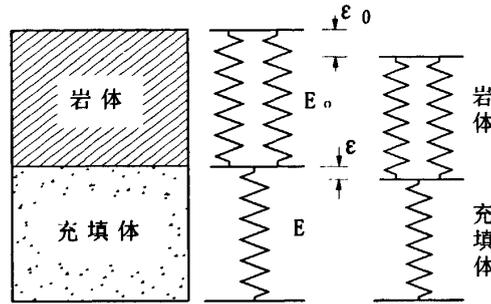


图 4-7 充填体与岩体力学分析模型

### 4.5.2 充填体破坏灾变分析

从前面的充填体力学分析中可以看出，充填体在峰值应力前，损伤较小，损伤破坏主要发生峰值应力后。因此，采用充填体峰值应力后的力学模型对其破坏规律进行研究。对于图 4-7 所示的力学模型，设充填体变形为  $\varepsilon$ ，系统总变形为  $\varepsilon_0$ ，则岩体变形为  $\varepsilon_0 - \varepsilon$ ，系统总能量  $V$  为充填体变形能与岩体变形能之和。

$$V = \int_0^{\varepsilon_p} \sigma_1 d\varepsilon + \int_{\varepsilon_p}^{\varepsilon} \sigma_2 d\varepsilon + \int_0^{\varepsilon_0 - \varepsilon} E_0 \varepsilon d\varepsilon \quad (4-23)$$

式中： $\sigma_1$ 、 $\sigma_2$  分别为充填体在峰值应力前与峰值应力后的本构方程，将式(4-12)和式(4-14)代入式(4-23)得：

$$V = \frac{1}{2} E \varepsilon_p^2 - \frac{EA}{\beta + 2} \varepsilon_p^{\beta + 2} - \frac{1}{2} E D_p \varepsilon^2 - \frac{E}{B} (\varepsilon + \frac{1}{B}) \exp[-B(\varepsilon - \varepsilon_p)] + \frac{E}{B^2} (1 + B \varepsilon_p + B^2 D_p \varepsilon_p^2) + \frac{1}{2} E_0 (\varepsilon_0 - \varepsilon)^2 \quad (4-24)$$

由  $V'=0$ ，求得系统能量的平衡曲面：

$$V' = -E D_p \varepsilon + E \varepsilon \exp[-B(\varepsilon - \varepsilon_p)] - E_0 (\varepsilon_0 - \varepsilon) = 0 \quad (4-25)$$

系统能量曲面的奇点集为:

$$V'' = -ED_p + E(1 - B\varepsilon)\exp[-B(\varepsilon - \varepsilon_p)] + E_0 \quad (4-26)$$

在能量平衡曲面的尖点处有:

$$V''' = EB(-2 + B\varepsilon)\exp[-B(\varepsilon - \varepsilon_p)] = 0 \quad (4-27)$$

由(4-27)式得:  $\varepsilon = \varepsilon_1 = 2/B$ , 即为能量平衡曲面的尖点。根据式(4-17)~式(4-19), 可得尖点  $\varepsilon$  与  $\sigma_p$ 、 $\varepsilon_p$  和  $\varepsilon_u$  的关系:

$$\varepsilon = \varepsilon_1 = -2(\varepsilon_u - \varepsilon_p) / \ln[1 - \sigma_p / (E\varepsilon_p)] \quad (4-28)$$

(4-28)式表明, 系统能量平衡曲面的尖点  $\varepsilon_1$  由充填体内在的力学性质所决定, 与峰值应力  $\sigma_p$ 、峰值应变  $\varepsilon_p$  和极限应变  $\varepsilon_u$  有关。

为了求得标准形式的系统能量平衡曲面方程, 根据泰勒(Taylor)中值定理, 将式(4-25)在尖点  $\varepsilon = \varepsilon_1 = 2/B$  处展开成幂级数, 并截取至前三项, 得:

$$\begin{aligned} & \{ [E\varepsilon_1 \exp\{B(\varepsilon_1 - \varepsilon_p)\}] - ED_p\varepsilon_1 - E_0(\varepsilon_0 - \varepsilon_1) \} + [E(1 - B\varepsilon_1)\exp\{B(\varepsilon_1 - \varepsilon_p)\} - ED_p + E_0](\varepsilon - \varepsilon_1) \\ & + \{ \frac{1}{2}EB(-2 + B\varepsilon_1)\exp[-B(\varepsilon_1 - \varepsilon_p)] \} (\varepsilon - \varepsilon_1)^2 + \{ \frac{1}{6}EB^2(3 - EB\varepsilon_1)\exp[-B(\varepsilon_1 - \varepsilon_p)] \} (\varepsilon - \varepsilon_1)^3 = 0 \end{aligned} \quad (4-29)$$

将  $\varepsilon_1 = 2/B$  代入(4-29)式, 得:

$$\left[ \left( \frac{2E}{B}\Omega - \frac{2ED_p}{B} + E_0 \left( \frac{2}{B} - \varepsilon_0 \right) \right) + [-E\Omega - ED_p + E_0](\varepsilon - \varepsilon_1) + \left[ \frac{EB^2}{6}\Omega \right](\varepsilon - \varepsilon_1)^2 \right] = 0 \quad (4-30)$$

$$\Omega = \exp(B\varepsilon_p - 2) \quad (4-31)$$

令  $z = (\varepsilon - \varepsilon_1) / \varepsilon_1$ , 得:

$$z^3 + pz + q = 0 \quad (4-32)$$

$$p = \frac{3(-E\Omega - ED_p + E_0)}{2E\Omega} \quad (4-33)$$

$$q = \frac{3[E\Omega - ED_p + E_0(1 - B\varepsilon_0/2)]}{2E\Omega} \quad (4-34)$$

根据灾变理论<sup>[148-151]</sup>, 系统失稳的必要条件是  $p \leq 0$ , 由(4-33)式得:

$$k = \frac{E_0}{E(\Omega + D_p)} \leq 1 \quad (4-35)$$

式中:  $k$  为充填体与岩体的匹配系数。

式(4-35)表明, 当  $k \leq 1$  时, 系统将产生能量失稳。

### 4.5.3 充填体与采空区岩体匹配分析

从式(4-35)可以看出, 系统的稳定性与岩体弹性模量、充填体弹性模量及充填体损伤参数相关。为了探索其规律, 设定一组岩体弹性模量参数, 分别用不同配比充填体力学参数计算  $k$  值, 计算结果如表 4-8 所示。

表 4-8 不同力学参数  $k$  值计算结果

岩体 E /MPa	不同充填配比 $k$ 值			
	1: 4	1: 8	1: 10	1: 12
3000	6.951 $\checkmark$	2.151 $\checkmark$	0.498 $\times$	0.271 $\times$
5000	11.981 $\checkmark$	3.891 $\checkmark$	0.892 $\checkmark$	0.441 $\times$
10000	26.819 $\checkmark$	9.227 $\checkmark$	1.760 $\checkmark$	0.629 $\times$
30000	81.591 $\checkmark$	25.861 $\checkmark$	6.512 $\checkmark$	2.120 $\checkmark$
50000	142.692 $\checkmark$	46.170 $\checkmark$	10.389 $\checkmark$	3.178 $\checkmark$

注: 表中  $\checkmark$  表示充填体不会发生能量失稳;  $\times$  表示充填体会发生能量失稳与岩体不匹配

从表 4-8 可以看出, 岩体的弹性模量  $E_0$  越大, 表明岩体的刚度越高, 系统的稳定性越强; 在岩体弹性模量一定的情况下, 充填体配比越低, 系统越容易产生失稳。 $\Omega$  是充填体变形与破坏过程的控制参数, 它对系统稳定性起到至关重要的作用。

表 4-8 计算结果显示,  $k \leq 1$  说明该配比的充填体在采矿过程中会发生失稳, 与岩体不匹配, 必须采用高配比的充填体。

为了便于在工程实际中应用, 将式(4-35)写成:

$$k = \frac{E_0}{\eta} \tag{4-36}$$

$$\eta = E(\Omega + D_p) \tag{4-37}$$

$\lg \eta$  与其强度的回归方程如下:

$$\eta = 10^{-0.4697 q + 4.4402} \tag{5-17}$$

式中:  $q$  为充填体强度, MPa。

通过回归检验，回归方程相关率  $R^2=0.881$ ，回归方程相关性较好。

根据式(5-15)和式(5-17)，充填体所需的强度为：

$$q = 9.4533 - 2.1290 \lg \frac{E_0}{k} \tag{5-18}$$

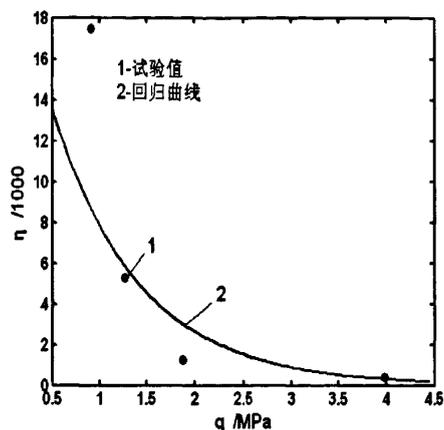
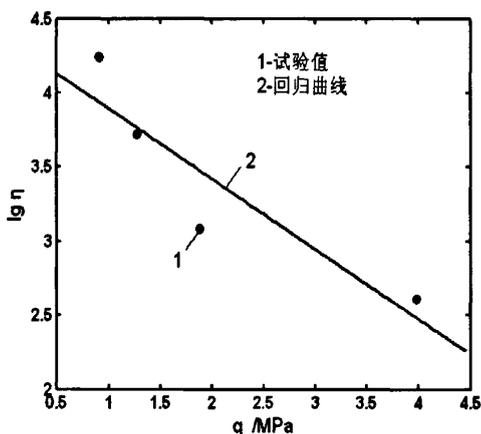


图 4-8  $\lg \eta$  与充填体强度关系曲线 图 4-9 预测  $\eta$  与充填体强度关系曲线

#### 4.5.4 大宝山矿采空区充填强度设计

大宝山矿主要有页岩、磁黄铁矿、硅化石英岩、硅化灰岩和黄铁矿五种岩石，岩体力学参数如表 4-9 所示。

表 4-9 岩体力学参数与充填体所要求的强度

岩石	抗压强度 /MPa	泊松比	弹性模量 /MPa	要求充填体强度 /MPa
页岩	44.30	0.22	17600	0.5003
磁黄铁矿	26.63	0.29	22200	0.2880
硅化灰岩	37.64	0.25	19200	0.4223
黄铁矿	54.77	0.23	23600	0.2315

采用式(4-39)进行计算，充填体与岩体的匹配系数  $k$  取 1.1，各种岩体所要求的充填体强度如表 4-9 所示。

根据表 4-9 计算结果，对比大宝山矿各采空区所处的岩层条件，经综合分析，大宝山矿采空区充填时，充填体最低强度设计为 0.5MPa。

#### 4.6 本章小结

(1) 尾砂充填体是以尾砂为骨料的多相胶凝复合非线性力学介质，不同配比的尾砂胶结充填体有不同的力学特性，表现出不同的破坏规律。充填体配比越低，达到峰值应力时的损伤值越小，峰值应力后，损伤随应变发展越快，破坏过程越突然。

(2) 采空区充填后，充填体与岩体形成一个力学相互作用、能量平衡系统。岩体的弹性模量越大，刚度越高，系统的稳定性越强，所要求的充填体配比越低；岩体弹性模量一定，充填体配比越低，系统越容易产生失稳。采用突变理论研究了充填体与岩体的合理匹配，为充填体强度设计提供了理论依据。

(3) 研究表明，大宝山矿采空区充填时，最低充填体强度取 0.5MPa 比较合理。

## 第五章 充填体环境下采空区近区安全开采可靠性研究

### 5.1 前言

大宝山矿采空区数量多且形状复杂,采空区近区遗留有大量的高品位矿石,对其进行回收利润极大。在对空区群隐患进行治理过程中,有必要兼顾对这些残矿进行回收,即实现充填体环境下采空区近区矿石的安全开采。采空区近区安全开采主要解决两大问题:一是塌陷区域近区矿体的安全回采;二是尾砂胶结充填体处理后空区周围矿石的回采。

塌陷区周围矿石开采时,由于塌陷区废石自身无粘结力,不能产生有效侧向强度,必须预留保安矿柱,保安矿柱预留过大将造成矿石不必要的损失,过小将会使保安矿柱失稳,近区开采的安全受到威胁,有必要建立相应的力学模型,研究塌陷区近区开采合理的保安矿柱尺寸。尾砂胶结充填体周围矿石开采时,充填体自身暴露面积、力学强度及与围岩的相互作用都是保障充填体近区安全开采的重要因素,必须进行深入研究。为此,本章采用可靠性理论确定了塌陷区近区开采的合理保安矿柱尺寸,探讨了胶结充填区域近区开采时充填体合理暴露面积及合理充填体强度,为大宝山矿塌陷区和充填区域近区安全开采提供了技术保障。

### 5.2 塌陷区近区安全开采可靠性力学分析

#### 5.2.1 塌陷区近区开采力学模型

塌陷区被废石充填后,近区开采如图5-1所示,左侧采空区已充填,在相邻区域进行开采,右侧为采矿区,中间为保安矿柱,矿柱顶部受覆盖岩层自重应力及左侧废石侧压力。

设矿柱顶部受力为 $\sigma_0$ ,矿柱高度为 $H$ ,宽度为 $B$ ,开采区域宽度为 $W_1$ ,矿柱上部覆盖岩层厚度为 $H_0$ 。

如果矿石体重为 $\rho$ ,废石散体体重为 $\gamma$ ,侧压系数为 $\lambda$ ,矿柱左侧受侧压力为 $\lambda\gamma H$ ,矿柱自重应力为 $\rho g H$ ,其中 $g$ 为重力加速度。

首先建立分析坐标系, $x$ 坐标轴设在矿柱轴心, $y$ 坐标轴设在矿柱顶部 $H=0$ 处,保安矿柱力学分析模型如图5-2所示,矿柱在前后侧相对比较长,故可采用平面应变模型进行分析。

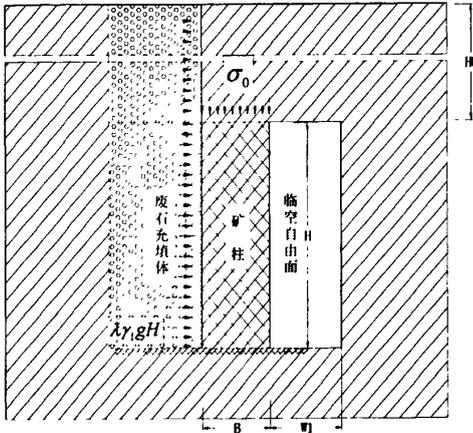


图 5-1 保安矿柱受力分析

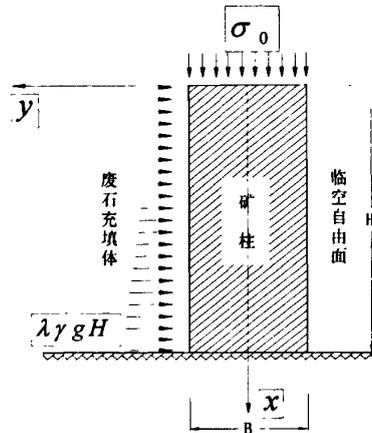


图 5-2 保安矿柱力学分析模型

### 5.2.2 矿柱顶部受力分析

矿柱顶部覆盖岩层的自重应力  $\sigma_0$  为<sup>[152,153]</sup>:

$$\sigma_0 = \rho g H_0 \quad (5-1)$$

式中:  $g$  为重力加速度。

塌陷的采空区被废石充填后(如图 5-2 所示),废石约束矿柱上方岩体的侧向变形,矿柱顶部所受的应力即为覆盖岩层的自重应力  $\sigma_0$ 。

### 5.2.3 矿柱力学分析模型

矿柱内的垂直应力  $\sigma_x$  主要由矿柱自重应力  $\rho g H_1$  和  $\sigma_0$  引起,水平应力  $\sigma_y$  主要由废石充填体侧压力  $\lambda \gamma g H_1$  引起,其中:  $H_1 = H_0 + H$ , 设:

$$\sigma_y = x f(y) \quad (5-2)$$

对于图 5-2 所示的矿柱力学分析模型,考虑最危险情形,假设矿柱在前后侧方向上无限长,该问题即简化为平面应变问题。该模型应力函数可表示为<sup>[154,155]</sup>:

$$\sigma_y = \frac{\partial^2 \varphi}{\partial x^2} = x f(y) \quad (5-3)$$

式中:  $\varphi$  为应力函数。

式(5-3)对  $x$  进行积分,得:

$$\frac{\partial \varphi}{\partial x} = \frac{x^2}{2} f(y) + f_1(y) \quad (5-4)$$

式(5-4)再对 $x$ 进行积分, 有:

$$\varphi = \frac{x^3}{6} f(y) + x f_1(y) + f_2(y) \quad (5-5)$$

现考虑应力函数能否满足相容方程( $\frac{\partial^4 \varphi}{\partial x^4} + 2 \frac{\partial^4 \varphi}{\partial x^2 \partial y^2} + \frac{\partial^4 \varphi}{\partial y^4} = 0$ ), 将式(5-5)

代入相容方程得:

$$\frac{1}{6} x^3 \frac{d^4 f(y)}{dy^4} + x \left( \frac{d^4 f_1(y)}{dy^4} + 2 \frac{d^2 f(y)}{dy^2} \right) + \frac{d^4 f_2(y)}{dy^4} = 0 \quad (5-6)$$

式(5-6)是 $x$ 的三次方程, 相容方程要求它有无数个根(即整个求解范围内 $x$ 的值都应满足), 可见式(5-6)中 $x$ 的系数和自由项都必须等于零, 即:

$$\frac{d^4 f(y)}{dy^4} = 0 \quad (5-7)$$

$$\frac{d^4 f_1(y)}{dy^4} + 2 \frac{d^2 f(y)}{dy^2} = 0 \quad (5-8)$$

$$\frac{d^4 f_2(y)}{dy^4} = 0 \quad (5-9)$$

由式(5-7)和式(5-9)得:

$$f(y) = Ay^3 + B'y^2 + Cy + D \quad (5-10)$$

$$f_2(y) = Ey^3 + Fy^2 \quad (5-11)$$

式(5-11)中 $f_2(y)$ 的一次项和常数项已被略去, 因为这两项不影响应力分量。

式(5-8)要求:

$$\frac{d^4 f_1(y)}{dy^4} = -2 \frac{d^2 f(y)}{dy^2} = -12Ay - 4B' \quad (5-12)$$

由式(5-12)可得:

$$f_1(y) = -\frac{A}{10} y^5 - \frac{B'}{6} y^4 + Gy^3 + H'y^2 + Ky \quad (5-13)$$

式(5-13)中由于常数项不影响应力分量, 同理略去。

根据式(5-10)、式(5-11)和式(5-13), 可得应力函数 $\varphi$ 为:

$$\varphi = \frac{x^3}{6} (Ay^3 + B'y^2 + Cy + D) + x \left( -\frac{A}{10} y^5 - \frac{B'}{6} y^4 + Gy^3 + H'y^2 + Ky \right) + (Ey^3 + Fy^2) \quad (5-14)$$

由应力函数可得各应力分量:

$$\sigma_x = \frac{\partial^2 \varphi}{\partial y^2} = \frac{x^3}{6} (6Ay + 2B') + x(-2Ay^3 - 2B'y^2 + 6Gy + 2H') + (6Ey + 2F) \quad (5-15)$$

$$\sigma_y = \frac{\partial^2 \varphi}{\partial x^2} = x(Ay^3 + B'y^2 + Cy + D) \quad (5-16)$$

$$\tau_{xy} = -\frac{\partial^2 \varphi}{\partial x \partial y} = -\frac{x^2}{2} (3Ay^2 + 2B'y + C) - \left(-\frac{A}{2}y^4 - \frac{2}{3}B'y^3 + 3Gy^2 + 2H'y + K\right) \quad (5-17)$$

在采场长度方向上取单位长度, 根据图(5-3), 由边界条件:

a). 在任意高度(x)上, 矿柱垂直受力为:  $-B(\sigma_0 + \rho gx)$ , 根据图 5-3 有:

$\int_{-B/2}^{B/2} \sigma_x dy = -B(\sigma_0 + \rho gx)$ , 将式(5-15)代入该边界条件, 得:

$$\frac{x^3}{3} BB' + x\left(-\frac{B^3}{6} B' + 2BH' + \rho gB\right) + (2BF + \sigma_0 B) = 0 \quad (5-18)$$

对于任意  $x$  均满足式(5-18),  $x$  的系数必须为零, 有关于  $B'$ 、 $F$ 、 $H'$  的三个方程组, 解该方程组得:  $B' = 0$ 、 $H' = -\rho g/2$ 、 $F = -\sigma_0/2$ 。

b). 在矿柱顶部有:  $(\sigma_x)_{x=0} = -\sigma_0$ , 将式(5-15)式代入该边界条件, 得:  $6Ey + 2F = -\sigma_0$ , 对于任意  $y$  均满足边界条件, 有:  $E = 0$ 、 $F = -\sigma_0/2$ 。

c). 在临空自由面有:  $(\sigma_y)_{y=-B/2} = 0$ , 将式(5-16)代入该边界条件, 得:

$$-\frac{B^3}{8} A - \frac{B}{2} C + D = 0 \quad (5-19)$$

d). 在矿柱与废石接触侧, 废石侧压力:  $-\lambda \gamma g H_0^2 / 4 - \lambda \gamma g (H_0 + x)^2 / 4$ , 根据图 5-2 有:  $\int (\sigma_y)_{y=B/2} dx = -\lambda \gamma g x^2 / 2$ , 为了便于分析, 根据大宝山矿开采实际情况, 将废石侧压力简化为:  $-\lambda \gamma g x^2$ , 将式(5-16)代入该边界条件, 得:

$$\frac{B^3}{8} A + \frac{B}{2} C + D = -\lambda \gamma g \quad (5-20)$$

式(5-20)中,  $\lambda' = 2\lambda$ 。

e). 在临空自由面有:  $(\tau_{xy})_{y=-B/2} = 0$ , 将式(5-17)代入该边界条件, 得:

$$-\frac{x^2}{2} \left(\frac{3B^2}{4} A + C\right) - \left(-\frac{B^4}{32} A + \frac{3B^2}{4} G + K + \frac{B\rho g}{2}\right) = 0 \quad (5-21)$$

对于任意  $x$ , 均满足式(5-21), 有:

$$\frac{3B^2}{4}A + C = 0 \quad (5-22)$$

$$-\frac{B^4}{32}A + \frac{3B^2}{4}G + K + \frac{B\rho g}{2} = 0 \quad (5-23)$$

f). 在矿柱顶部有:  $\int_{-B}^B (\tau_{xy})_{x=0} dx = 0$ , 将式(5-17)代入, 得:

$$-\frac{B^5}{160}A + \frac{B^3}{4}G + BK = 0 \quad (5-24)$$

由式(5-19)、式(5-20)、式(5-22)、式(5-23)和式(5-24), 可得关于 A、C、D、G、K 的 5 个方程组。解方程组得:  $A = 2\lambda' \gamma g / B^3$ 、 $C = -3\lambda' \gamma g / (2B)$ 、 $D = -\lambda' \gamma g / 2$ 、 $G = \lambda' \gamma g / (10B) - \rho g / B$ 、 $K = B\rho g / 4 - B\lambda' \gamma g / 80$ 。再由 a 步和 b 步得出的  $B' = 0$ 、 $E = 0$ 、 $F = -\sigma_0 / 2$ 、 $H' = -\rho g / 2$ , 代入应力分量(式(5-15)~式(5-17)), 得到矿柱应力分量为:

$$\sigma_x = \frac{2\lambda' \gamma g}{B^3} x^3 y + \left( \frac{3\lambda' \gamma g}{5B} - \frac{6\rho g}{B} \right) xy - \frac{4\lambda' \gamma g}{B^3} xy^3 - \rho g x - \sigma_0 \quad (5-25)$$

$$\sigma_y = \lambda' \gamma g x \left( \frac{2}{B^3} y^3 - \frac{3}{2B} y - \frac{1}{2} \right) \quad (5-26)$$

$$\tau_{xy} = -\lambda' \gamma g x^2 \left( \frac{3}{B^3} y^2 - \frac{3}{4B} \right) - \lambda' \gamma g \left( -\frac{1}{B^3} y^4 + \frac{3}{10B} y^2 - \frac{B}{80} \right) + \rho g \left( \frac{3}{B} y^2 + y - \frac{B}{4} \right) \quad (5-27)$$

式(5-25)表明, 矿柱垂直应力与其自重成正比, 且与  $\sigma_0$  相关。式(5-26)和式(5-27)表明, 矿柱所受的侧压应力与剪切应力和  $\sigma_0$  无关。

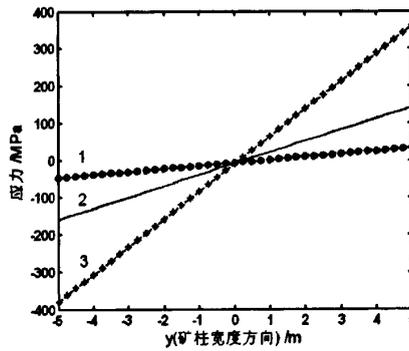
#### 5.2.4 塌陷区近区开采矿柱力学分析

根据式(5-25)~式(5-27), 大宝山矿废石松散容重  $1.65 \text{g/cm}^3$ , 矿石体重  $3.4 \text{g/cm}^3$ , 废石充填体侧压系数 0.2, 覆盖岩层厚度 48m。矿柱宽度分别为 10m、20m、30m 时, 开采高度分别取 100m、150m、200m 时, 矿柱内出现的垂直应力、水平应力及剪切应力如图 5-3~图 5-6 所示。

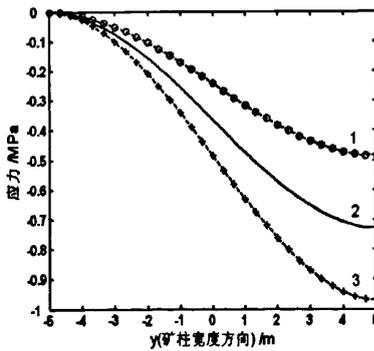
从图 5-3~图 5-6 可以看出, 矿柱宽度越小, 矿柱内垂直压应力越高, 剪切应力越大, 但侧向压应力变化不大。矿柱内出现的垂直压应力呈线性分布, 靠临空自由面一侧为压应力, 往废石充填体一侧压应力逐渐减小, 甚至出现拉应力; 矿柱内出现的水平应力呈非线性分布, 在临空面一侧水平应力为零, 往废石充填体一侧变为压应力且逐渐增大; 矿柱内出现的剪切应力在中央最高, 两侧为零, 呈抛物线分布。矿柱宽度分别为 10m、12m、14m、16m、18m、20m、22m、24m、26m、28m、30m 时, 当开采高度分别为 50m、100m、150m 时, 矿柱内出现的最大压应力与最大拉应力值计算结果如表 5-1 所示。

表 5-1 不同矿柱宽度及不同开采高度矿柱受力情况

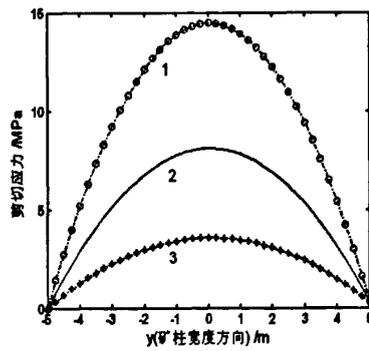
矿柱宽 /m	开采高度 50m		开采高度 100m		开采高度 150m	
	压应力 /MPa	拉应力 /MPa	压应力 /MPa	拉应力 /MPa	压应力 /MPa	拉应力 /MPa
10	-7.2226	-	-46.8763	33.4856	-159.2951	143.1604
12	-4.9601	-	-31.6148	19.1022	-108.8301	93.5735
14	-5.6415	-	-22.3637	10.4783	-78.3524	63.7230
16	-6.1314	-	-16.3277	4.9127	-58.5396	44.3806
18	-6.4456	-	-12.1678	1.1186	-44.9343	31.1411
20	-6.6548	-	-9.1767	-	-35.1870	21.6865
22	-6.7982	-	-6.9522	-	-27.9637	14.7027
24	-6.8985	-	-5.2516	-	-22.4610	9.3996
26	-6.9698	-	-3.9213	-	-18.1719	5.2793
28	-6.9610	-	-2.8604	-	-14.7632	2.0154
30	-6.9580	-	-2.0002	-	-12.0089	-



(a) 矿柱内出现的垂直压应力



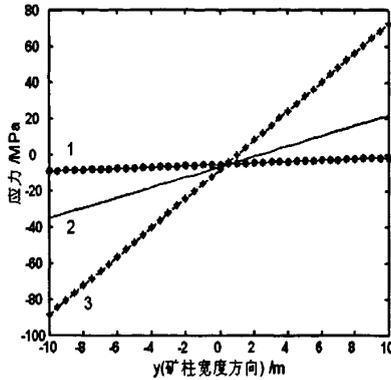
(b) 矿柱内出现的水平应力



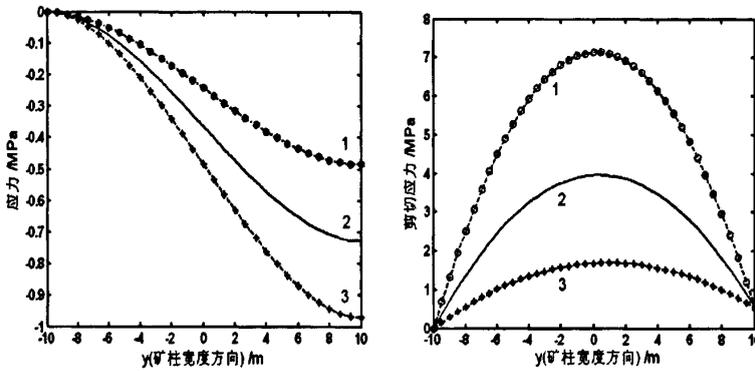
(c) 矿柱内出现的剪切应力

图 5-3 矿柱应力分布(矿柱宽度 B=10m)

(图中: 曲线 1-开采高度 100m; 曲线 2-开采高度 150m; 曲线 3-开采高度 200m)。



(a)矿柱内出现的垂直压应力



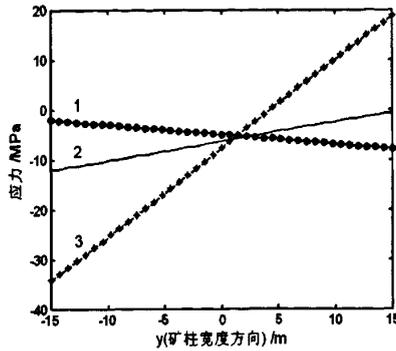
(b)矿柱内出现的水平应力; (c)矿柱内出现的剪切应力

图 5-4 矿柱应力分布(矿柱宽度  $B=20\text{m}$ )

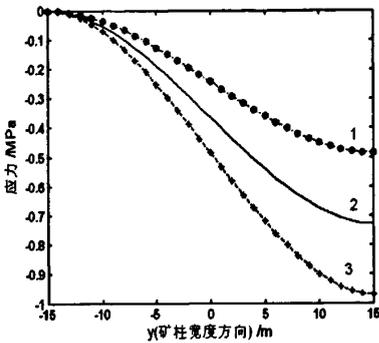
(图中: 曲线 1-开采高度 100m; 曲线 2-开采高度 150m; 曲线 3-开采高度 200m)

表 5-1 计算结果显示, 当矿柱宽度大于 10m, 开采高度为 50m 时, 矿柱内不会出现拉应力, 最大压应力均小于 7.22MPa; 当开采高度为 100m, 矿柱宽度为 10m 时, 矿柱内最大压应力在  $y=-B/2$  一侧, 其值为 46.876MPa, 拉应力出现在临空自由面一侧( $y=-B/2$ ), 达到 33.486MPa, 矿柱破坏主要是拉破坏, 矿柱宽度大于 20m 后, 矿柱内才不会出现拉应力; 当开采高度为 150m, 矿柱宽度为 10m 时, 矿柱内最大压应力在临空自由面一侧( $y=-B/2$ ), 其值为 159.295MPa, 拉应力出现在靠充填体一侧( $y=B/2$ ), 达到 143.160MPa, 拉应力远超过岩体的抗拉强度, 矿柱宽度必须大于 30m 才不会出现拉应力。

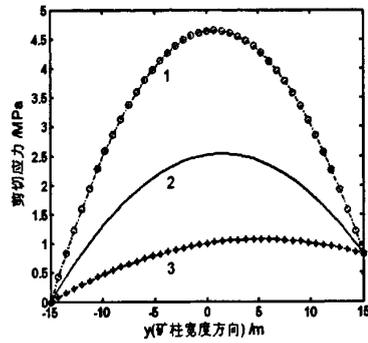
研究结果显示, 矿柱内出现的水平应力和剪切应力比较小, 矿柱内出现的垂直应力(压应力或拉应力, 压应力值略大于拉应力值)比较大。矿柱破坏主要是垂直应力超过岩体强度而产生。



(a) 矿柱内出现的垂直压应力



(b) 矿柱内出现的水平应力



(c) 矿柱内出现的剪切应力

图 5-5 矿柱应力分布(矿柱宽度  $B=30\text{m}$ )

(图中: 曲线 1-开采高度 100m; 曲线 2-开采高度 150m; 曲线 3-开采高度 200m)

### 5.2.5 塌陷区近区开采矿柱可靠性分析

对塌陷区近区开采力学研究表明, 矿柱受力状况及其稳定性与矿柱尺寸、开采高度相关。矿柱稳定性研究通常采用确定性方法(定值法), 该方法得到的安全系数指标体现了矿柱稳定性的一个重要方面<sup>[156-157]</sup>。但矿柱所受的力学作用是一个复杂的过程, 加上岩体介质的复杂性(岩体是地质体的一部分, 这种地质体中存在着大量的结构面, 如节理, 裂隙, 断层等, 具有非常复杂的力学特性), 岩体性质参数具有不确定性(具体表现在岩体本身固有的不均匀性; 统计所带来的不确定性; 模型不准确引起的不确定性), 因此应用可靠性理论进行矿柱合理尺寸设计和稳定性分析更符合客观实际<sup>[158-160]</sup>。

#### 5.3.5.1 岩体力学参数

根据岩石力学试验结果, 分别统计各参数试验结果的均值和方差, 再采用

经验折减法获得岩体的强度均值和变异系数(如表 5-2)。

表 5-2 岩体力学参数

岩石		密度 $\text{g}\cdot\text{cm}^{-3}$	抗压强度 /MPa	弹性模量 GPa)	泊松比	抗拉强度 /MPa
上盘 (页岩)	均值	2.94	89.61	23.6	0.27	8.67
	变异系数	0.08	0.10	0.12	0.08	0.11
矿体 (黄铁矿)	均值	2.92	44.30	17.6	0.22	4.09
	变异系数	0.08	0.11	0.13	0.08	0.12
下盘 (灰岩)	均值	2.80	47.64	19.2	0.25	6.43
	变异系数	0.08	0.10	0.12	0.08	0.12
废石 充填体	均值	1.8	-	-	侧压系数 0.2	-
	变异系数	0.10	-	-	0.10	-

### 5.3.5.2 矿柱稳定性可靠性分析

前面研究表明,矿柱破坏是由矿柱所受的垂直应力或拉应力超过岩体的强度而产生,计算出矿柱内垂直应力后( $y=-B/2$  时,矿柱压应力达到最大值  $\sigma_{mp}$ ;  $y=B/2$  时,矿柱另一侧可能出现拉应力,且达到最大值  $\sigma_m$ ),设岩体的抗压和抗拉强度分别为  $\sigma_p$ 、 $\sigma_t$ ,定义安全储备  $F_p$  和  $F_t$  [161]:

$$F_p = g(X_1, X_2, X_3, X_4) = [\sigma_{mp}] - \sigma_p \quad (5-28)$$

$$F_t = g(X_1, X_2, X_3, X_4) = [\sigma_m] - \sigma_t \quad (5-29)$$

式中:  $X_1$ 、 $X_2$ 、 $X_3$ 、 $X_4$  为相互独立的随机变量,分别对应废石体重  $\gamma$ , 废石侧压系数  $\lambda$ , 矿柱顶部岩体自重  $\rho$  和岩体的强度(抗压强度或抗拉强度)。

本文采用中心点法计算可靠性指标与中值安全系数,计算原理如下[162-164]。

由于  $F_i$  中  $[\sigma_i]$  和  $\sigma_i$  相互独立,  $F_i$  的分布由图 5-6 给出。  $F_i > 0$  时,则安全;  $F_i < 0$  时,则失效。图 5-6 中阴影部分的面积等于失效概率  $P_f$ 。

对于  $F_i$  的概率密度函数  $f_F(F)$ , 则有:

$$P_f = P(F_i < 0) = \int_{-\infty}^0 f_{F_i}(F_i) dF_i = f_{F_i}(0) \quad (5-30)$$

根据式(5-30)中各随机变量的均值,可以求得安全系数  $F_i$  的均值  $\hat{u}_{F_i}$ :

$$\hat{u}_{F_i} = g(\hat{u}_{x_1}, \hat{u}_{x_2}, \hat{u}_{x_3}, \hat{u}_{x_4}) \quad (5-31)$$

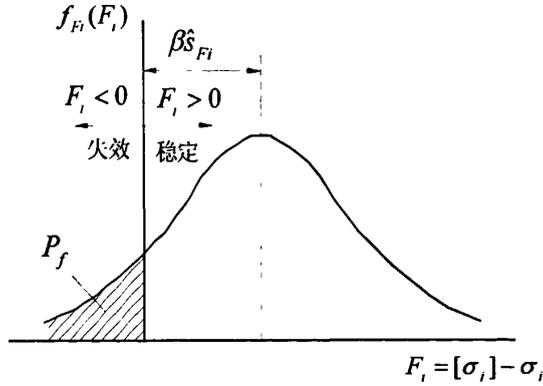


图 5-6  $F_i = [\sigma_i] - \sigma_i$  的概率分布

式中： $\hat{u}_{x_1}$ 、 $\hat{u}_{x_2}$ 、 $\hat{u}_{x_3}$ 、 $\hat{u}_{x_4}$  为各随机变量的均值， $\hat{u}_{F_i}$  即为中值安全系数。安全系数的标准差  $\hat{S}_{F_i}$  为：

$$\hat{S}_{F_i} = \sqrt{\sum_j^4 (\partial g / \partial X_j)^2 \hat{s}_j} \quad (5-32)$$

式中： $\hat{s}_j$  为各随机变量的标准差。

用各随机变量的均值代入式(5-32)，可求得  $\hat{S}_{F_i}$ 。

可靠性指标  $\beta_i$  为：

$$\beta_i = \hat{u}_{F_i} / \hat{S}_{F_i} \quad (5-33)$$

根据式(5-25)、式(5-31)和式(5-33)，采用表 5-2 所示的力学参数进行计算，当开采高度分别为 50m、70m、100m 和 150m 时，不同矿柱宽度的中值安全系数和可靠度计算结果如图 5-7~图 5-10 所示。

从图 5-7~图 5-10 可以看出，开采高度一定的情况下，矿柱宽度越宽，矿柱中值安全系数越高，可靠度越大。矿柱抗拉中值安全系数曲线比抗压中值安全系数曲线陡，表明矿柱受拉状态下的破坏特征对矿柱宽度敏感。矿柱抗拉可靠度曲线比抗压可靠度曲线陡，表明矿柱破坏主要是拉破坏。

计算结果显示，开采高度越高，要求达到相同的中值安全系数和可靠度时，矿柱的宽度必须越来越宽才能确保矿柱不发生破坏。

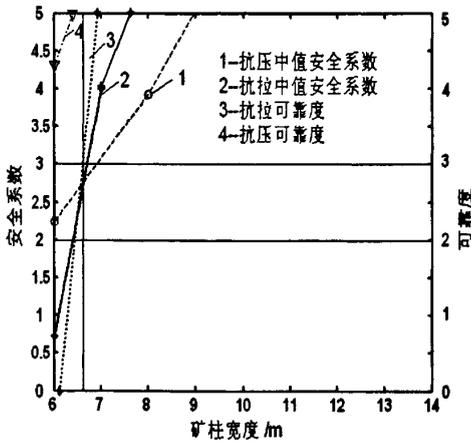


图 5-7 不同矿柱宽度开采可靠性系数 (开采高度 50m)

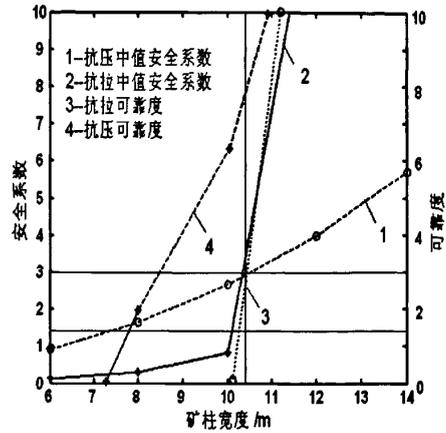


图 5-8 不同矿柱宽度开采可靠性系数 (开采高度 70m)

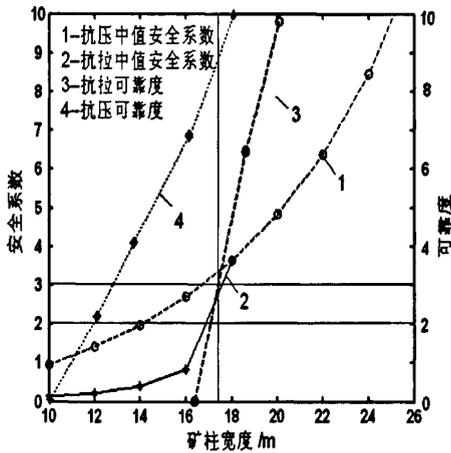


图 5-9 不同矿柱宽度开采可靠性系数 (开采高度 100m)

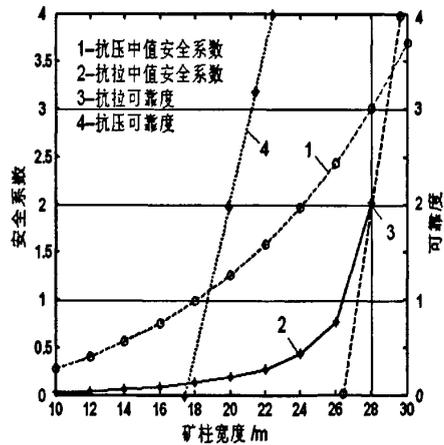


图 5-10 不同矿柱宽度开采可靠性系数 (开采高度 150m)

### 5.2.6 塌陷区近区开采矿柱合理尺寸研究

矿山井下开采要求安全系数大于 2.0, 按矿柱中值安全系数高于 2.0 确定矿柱合理尺寸。目前矿山没有可靠度指标设计标准与规范, 参考建筑(可靠度指标通常大于 3.5)、水利(可靠度指标通常大于 3.0)和公路(可靠度指标通常大于 2.5)<sup>[164]</sup>。经综合分析, 考虑塌陷采空区的复杂性, 塌陷区近区开采可靠度指标取 3.0。按中值安全系数高于 2.0 和可靠度指标大于 3.0 两个条件确定塌陷区近区安全开采矿柱合理尺寸。

从图 5-7~图 5-10 可以看出,当开采高度为 50 时,根据图 5-7,矿柱宽度要求大于 6.7m;当开采高度为 70 时,根据图 5-8,矿柱宽度要求大于 10.5m;当开采高度为 100 时,根据图 5-9,矿柱宽度要求大于 17.5m;当开采高度为 150 时,根据图 5-10,矿柱宽度要求大于 28m。

根据以上分析,不同开采高度推荐矿柱宽度如表 5-3 所示。根据大宝山矿开采现状,中段高度在 60m~70m,推荐矿柱宽度 12m。

表 5-3 不同开采高度推荐矿柱宽度

采高 /m	50	60	70	80	90	100	120	150	180	200
矿柱宽/m	8	10	12	14	16	18	22	28	36	40

### 5.3 充填区域近区安全开采可靠性分析

大宝山矿采空区近区有矿且品位比较高的采空区用尾砂胶结充填,充填区域近区开采可不留保安矿柱,尽可能多地回收高品位矿石资源。但必须研究充填体暴露面积与其稳定性关系,确定近区安全开采合理充填体暴露面积,并设计出合理的充填体强度。

#### 5.3.1 充填体与岩体相互作用力学分析

采空区充填前围岩能量得到一定的释放,应力自行转移<sup>[165]</sup>;采空区充填后,围岩内自身应力转移得到一定的控制,小部分应力转移到充填体内,但并非全部围岩与充填体发生地压自组织活动,即充填体与一定范围内的岩体发生力学作用。底部按围岩移动角划分岩体与充填体力学作用范围,上部按自然平衡拱划定岩体与充填体力学作用区域(图 5-11(a)所示)。根据上述分析,充填体两侧承受来自移动角范围内的围岩侧压力,上部承受自然平衡拱内矿岩自重压应力(图 5-11(b)所示)。

设矿体上下盘围岩内摩擦角为  $\varphi$ , 则上下盘围岩滑移角  $\theta$  为:  $45^\circ + \varphi/2$ 。

顶板岩石自然平衡拱的跨度  $L_1$  为:

$$L_1 = L + 2Hctg\theta \quad (5-34)$$

式中:  $L$  为矿房长度;  $H$  为矿房高度(或充填体高度)。

自然平衡拱的高度  $b_1$  为<sup>[166]</sup>:

$$b_1 = L_1 / (2f) = (L/2 + Hctg\theta) / f \quad (5-35)$$

式中： $f$ 为顶板岩石的普氏系数。

作用于充填体上部的压力近似等于矩形岩柱 ABCD 的重力(图 5-11(a)所示)，压应力  $\sigma_0$  为：

$$\sigma_0 = \gamma g b_1 = \gamma g (L/2 + H \text{ctg} \theta) / f \quad (5-36)$$

式中： $\gamma$ 为矿石体重， $g$ 为重力加速度。

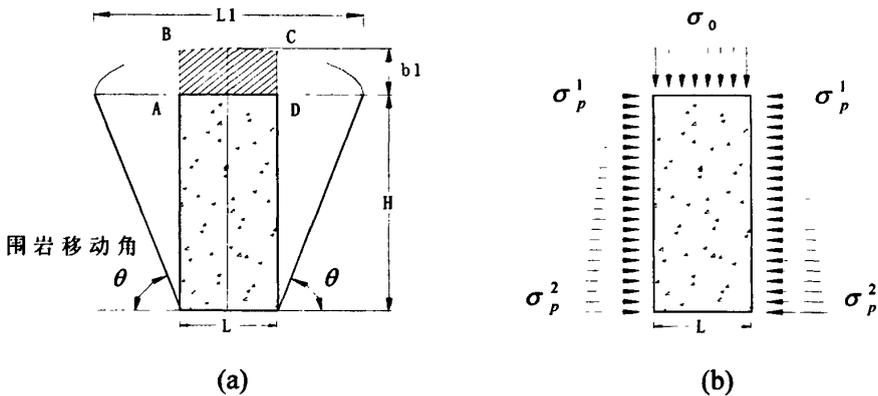


图 5-11 充填体与岩体相互作用力学模型

根据挡土墙原理<sup>[166]</sup>，充填体在两侧的侧压力与采空区高度呈线性变化，可按下列式计算：

$$\sigma_p^1 = \gamma g \frac{\gamma}{\gamma_0} b_1 \tan^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2} \quad (5-37)$$

$$\sigma_p^2 = \gamma g \left( \frac{\gamma}{\gamma_0} b_1 + H \right) \tan^2 \frac{90^\circ - \varphi}{2} \quad (5-38)$$

式中： $\sigma_p^1$ 、 $\sigma_p^2$ 分别为充填体上部和下部的侧应力； $\gamma_0$ 为围岩的体重。

取大宝山矿矿体和盘围岩力学参数(表 5-2 所示)，采用式(5-36)、式(5-37)和式(5-38)进行计算。当充填体长度为 50m，充填体上部受力及侧压力与采场高度关系曲线如图 5-12 所示。当充填体高度为 100m，充填体上部及两侧受力与采场长度的关系曲线如图 5-13 所示。

图 5-12 表明，当采场长度一定，采场高度越高，充填体顶部受力越高，底部所受的侧压力越高，但顶部侧压应力增幅较小。图 5-13 表明，当采场高度一定，采场长度越长，顶部受力越大，但侧压力增高幅度较小。

从图 5-12 和图 5-13 可以看出，充填体顶部和侧压力相对比较小(小于

0.3MPa)。表明充填体与岩体相互力学作用过程中，岩体传递到充填体内的力相对较小。

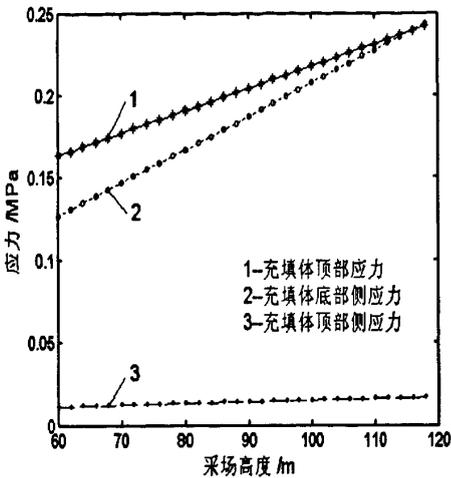


图 5-12 充填体受力与采场高度的关系

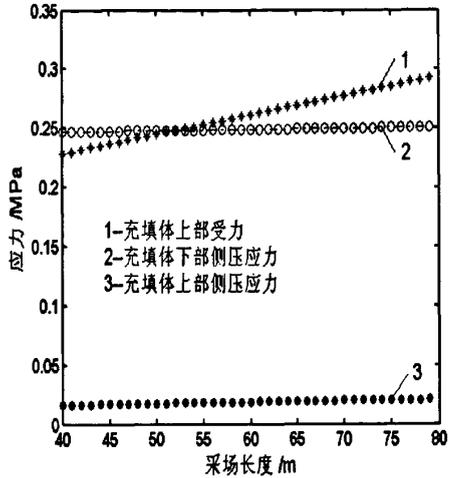


图 5-13 充填体受力与采场长度关系

5.3.2 充填体极限平衡力学分析

如图 5-14 所示的胶结充填体，一侧全部暴露(图中前侧)，另一侧和左右两侧与围岩接触。设胶结充填体长度为  $L$ ，宽度为  $B$ ，暴露高度为  $H$ ，充填体内磨擦角为  $\phi$ 。

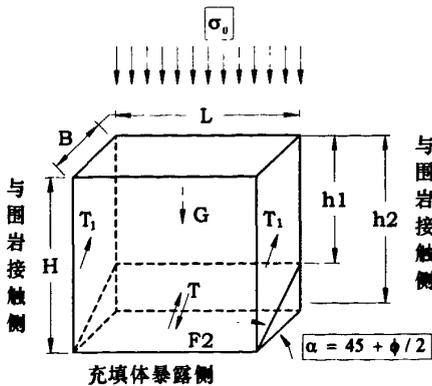


图 5-14 充填体极限平衡力学分析模型

充填体受自重应力  $G$ ，两侧受抗滑力  $T_1$ ，滑移面上部高度为  $h_1$ ， $h_1$  可用下

式计算:

$$h_1 = H - B \tan \alpha \quad (5-39)$$

式中:  $\alpha$  为胶结充填体滑移角,  $\alpha = 45^\circ + \phi/2$ 。

充填体自重应力  $G$  为:

$$G = \gamma_1 g h_2 B L \quad (5-40)$$

式中:  $\gamma_1$  为胶结充填体容重;  $h_2$  为滑移面的平均高度,  $h_2$  可用下式计算:

$$h_2 = H - \frac{B \tan \alpha}{2} \quad (5-41)$$

充填体上部受力  $F_0$  为:

$$F_0 = B L \sigma_0 \quad (5-42)$$

在滑移面上充填体产生的下滑力  $F_2$  为:

$$F_2 = (G + F_0) \sin \alpha \quad (5-43)$$

设滑移面上充填体的平均垂直应力为  $\sigma$ , 胶结充填体与围岩接触两侧的抗剪切阻力  $T_1$  为:

$$T_1 = B h_2 [C + \frac{1}{2} K (\sigma + \sigma_0) \tan \phi] \quad (5-44)$$

式中:  $C$ 、 $\phi$  分别为胶结充填体与上下盘围岩作用的凝聚力和内摩擦角。

滑移面上, 抗滑力  $T$  为:

$$T = (C + K \sigma \cos \alpha \tan \phi) \frac{B L}{\cos \alpha} \quad (5-45)$$

为了简化计算, 忽略不计充填体后侧与围岩的粘结力, 保持充填体稳定的条件是:

$$F_2 < T + 2T_1 \quad (5-46)$$

将式(5-40)、式(5-42)、式(5-43)、式(5-44)和式(5-45)代入式(5-46):

$$(\gamma_1 g h_2 B L + B L \sigma_0) \sin \alpha < 2 B h_2 [C + \frac{1}{2} K (\sigma + \sigma_0) \tan \phi] + \frac{B L (C + K \sigma \cos \alpha \tan \phi)}{\cos \alpha} \quad (5-47)$$

解式(5-47)关于  $\sigma$  的不等式, 有:

$$\sigma > \frac{2 B L [\gamma_1 g h_2 + \sigma_0] \sin \alpha - 2 B h_2 (2 C + K \sigma_0 \tan \phi) - \frac{2 B L C}{\cos \alpha}}{2 B h_2 K \tan \phi + 2 B L K \tan \phi} \quad (5-48)$$

取大宝山矿围岩和矿体力学参数(表 5-2), 采空区用配比 1: 10 的尾砂胶结

充填, 充填体力学参数如表 4-2。采用式(5-48)进行计算, 当充填体宽度为 15m, 充填体暴露长度分别为 40m、50m、60m 时, 充填体所要求的强度与暴露高度关系曲线如图 5-15; 当充填体暴露长度为 50m, 充填体宽度分别为 5m、15m、30m 时, 充填体所要求的强度与暴露高度关系曲线如图 5-16。

充填体暴露高度的极限平衡分析结果表明, 充填区域近区开采采场长度越长, 所要求的充填体强度越高(图 5-15), 充填体宽度越宽越有利于充填体稳定性(图 5-16), 充填体可暴露高度对暴露长度较敏感, 降低充填体暴露长度(即缩短近区开采采场长度)有利于充填体稳定性并显著降低充填成本。

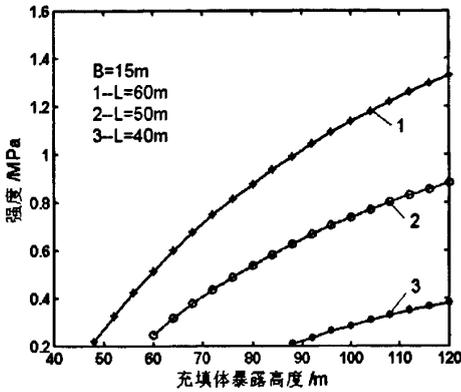


图 5-15 不同采场长度时充填体暴露高度与强度关系曲线

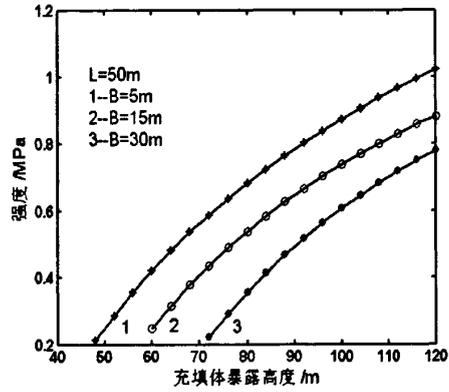


图 5-16 不同宽度时充填体暴露高度与强度关系曲线

### 5.3.3 充填区域近区开采胶结充填体可靠性分析

对不同配比充填体力学试验结果进行分析, 得出不同配比充填体力学参数的均值与变异系数如表 5-4 所示。

设充填体抗压强度为 $[\sigma_F]$ , 定义安全储备  $F$  :

$$F = g(X_1, X_2, X_3, X_4) = [\sigma_F] - \sigma \tag{5-54}$$

式中:  $X_1$ 、 $X_2$ 、 $X_3$ 、 $X_4$  为相互独立的随机变量, 分别对应充填体体重  $\gamma_1$ , 内摩擦角  $\phi$ , 粘结力  $C$  和充填体抗压强度 $[\sigma_F]$ 。

采用表 5-2 所示的大宝山矿围岩力学参数, 取表 5-4 中配比 1: 10 和 1:12 的充填体力学参数, 用中心点法计算可靠性指标与中值安全系数, 不同充填体暴露长度与暴露高度关系曲线如图 5-17 和图 5-18 所示(充填体厚度  $B$  取 30m)。

表 5-4 不同配比尾砂胶结充填体试验力学参数

配比		弹性模量 E /MPa	泊松比 v	内摩擦角 /度	粘结力 /KPa	抗压强度 /Mpa
1: 4	均值	575.3	0.18	42.5	289	3.98
	变异系数	0.11	0.08	0.09	0.09	0.11
1: 8	均值	235.5	0.19	37.9	178	1.85
	变异系数	0.12	0.09	0.10	0.10	0.12
1: 10	均值	142.8	0.21	35.5	148	1.27
	变异系数	0.13	0.09	0.10	0.11	0.12
1: 12	均值	98.5	0.22	32.8	112	0.91
	变异系数	0.13	0.10	0.11	0.11	0.13

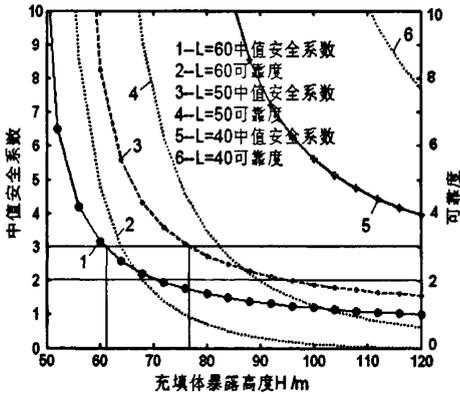


图 5-17 不同采场长度时充填体暴露高度与强度关系曲线(配比 1: 10)

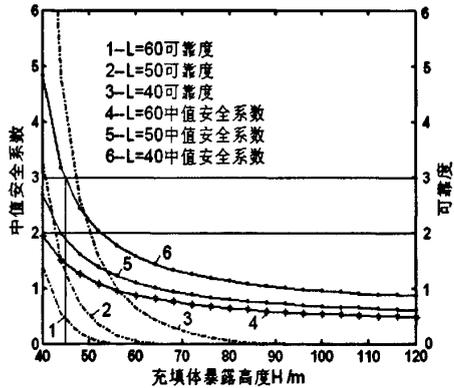


图 5-18 不同采场长度时充填体暴露高度与强度关系曲线(配比 1: 12)

图 5-17 计算结果表明,当充填体暴露宽度为 40m, 开采高度小于 120m 时,采用配比 1: 10 的充填体能满足中值安全系数大于 2.0, 可靠度高于 3.0 的要求;当充填体暴露宽度为 50m, 开采高度小于 78m 时,用配比 1: 10 的充填体能满足中值安全系数大于 2.0, 可靠度高于 3.0 的要求;当充填体暴露宽度为 60m, 开采高度必须小于 61m 才能满足中值安全系数大于 2.0, 可靠度高于 3.0 的要求。

图 5-18 计算结果显示,采用配比 1: 12 的充填体,当开采宽度为 40m 时,充填体暴露高度必须小于 45m, 才能满足中值安全系数大于 2.0, 可靠度高于 3.0 的要求;充填体宽度超过 40m, 充填体允许暴露高度在 40m 以下。

大宝山矿开采中段高度为 70m, 根据图 5-17 和图 5-18 计算结果, 充填体暴露宽度要求 40m 时, 配比 1: 12 的充填体不符合安全要求。对于配比 1: 10 的充填体, 开采高度在 70m(充填体暴露高度 70m), 充填体暴露宽度不能超过 50m, 即充填体暴露面积控制在  $3500\text{m}^2$  以内。因此, 采用配比 1: 10 的充填体能满足大宝山矿安全开采技术要求, 但要求充填体暴露面积控制在  $3500\text{m}^2$  以内。

#### 5.4 本章小结

(1) 对塌陷区近区安全开采建立了力学分析模型, 研究表明, 矿柱的应力大小与开采深度、采场高度、采场宽度及矿柱宽度相关; 矿柱宽度越小, 矿柱内垂直压应力越高, 水平剪切应力越大, 但侧向压应力变化不大; 开采高度越高, 矿柱宽度越小, 越容易破坏。根据所建立的近区开采力学模型, 采用可靠性理论研究了合理的保安矿柱尺寸, 根据研究结果并结合大宝山矿井下开拓的实际情况, 对于 576 采空区以北(即 51 线以北)矿体的安全开采, 开采中段高度在 70m 的条件下, 保安矿柱宽度为 12m 比较合理。

(2) 研究了充填区域围岩对充填体的力学作用, 采用极限平衡分析法, 建立了采空区近区开采充填体力学模型, 对于不同开采技术条件下充填体力学规律进行了深入研究。根据所建立的充填体力学模型, 采用可靠性理论研究了大宝山矿充填区域近区开采充填体合理暴露面积和合理充填体强度。研究得出, 大宝山矿采空区采用配比 1: 10 的充填体能满足近区安全开采技术要求, 充填体暴露面积控制在  $3500\text{m}^2$  以内比较合理。

## 第六章 采空区近区开采岩体声发射智能预警系统研究

### 6.1 前言

岩体受力作用时发生变形或断裂,以弹性波形式释放出应变能的现象称为声发射(Acoustic Emission 简称 AE)<sup>[167]</sup>,岩体声发射是岩体内部破坏的一种信息,这些信息反应了岩体破坏能量耗散<sup>[168]</sup>。大宝山矿采空区近区开采过程中,监测岩体声发射活动规律,可以实现对岩体稳定性预测预报。

在对岩体 AE 监测数据的处理中,通常分析 AE 事件发生的频度,其次就是分析其能量释放率,所以 AE 事件率的变化被广泛用作预测岩体破坏的前兆因素<sup>[169]</sup>。从大量的观测结果发现<sup>[170]</sup>:岩体破坏之前 AE 出现反常,但反常并不一定表征发生岩体破坏;一些岩体破坏发生在 AE 活跃区,而另一些则不然。所以研究岩体声发射的关键是寻找岩体失稳的前兆特征。虽然已有的研究成果证实岩体变形过程中的 AE 活动是预报工程岩体失稳最有用的前兆信息,但由于以往对 AE 活动的时空分布规律及活动模式缺乏系统的研究,因而不能正确地利用所监测的信息进行工程岩体稳定性辨识。混沌(Chaos)是研究非线性动力系统中出现的内在随机性,具有初始值敏感性、内在随机性及遍历性等特性<sup>[171]</sup>。神经网络是高度非线性动力系统,它与混沌密切相关,无疑混沌与神经网络相结合为建立大宝山矿岩体声发射预警系统提供了一种新的技术思路。

本章对大宝山矿岩石试件加载及破坏过程的声发射进行了试验,根据大宝山矿岩体声发射监测数据,采用混沌与神经网络相结合的方法建立了大宝山矿岩体声发射预警系统,该模型能实现岩体稳定性智能辨识,为大宝山矿采空区近区安全开采提供了技术保障。

### 6.2 岩体声发射规律混沌研究原理

#### 6.2.1 声发射特征参数相空间重构

研究表明,岩体岩体声发射是一非线性动力系统。在非线性动力系统中,任意一个状态变量的演化都是由与之相互作用着的其它状态变量所决定的,因此这些相关变量的信息就隐含在任意一个分量的发展过程中<sup>[172]</sup>。为了重构一个等价的状态空间,可以考察一个变量,并将它在某些固定的时间延迟点作新维处理,即通过“嵌入”的方式构造出一个与原系统等价的状态空间,并在这个空

间中恢复原有的动力系统，即重构相空间<sup>[173]</sup>。

岩体声发射特征参数包括岩音频度、大事件频度和岩音能率，它们均为单变量时间序列。设某一特征参数的时间序列为： $x_1, x_2, x_3, \dots, x_n$ 。有人认为单变量时间序列所提供的信息对于复杂系统分析是有限的，但用动力学方法可以发现单变量时间序列蕴藏着参与动态过程的全部信息<sup>[174]</sup>，可以综合反映岩体声发射演化过程。由于声发射变化的复杂性，目前不能直接写出岩体声发射演化的动力学方程，但我们可以得到具有  $m$  个状态变量  $x$  随时间演变的非线性动力学方程组：

$$\frac{dx_i}{dt} = f_i(x_1, x_2, x_3, \dots, x_m) \quad i = 1, 2, \dots, m \quad (6-1)$$

对于式(6-1)所描述的  $m$  维非线性动力系统，通过消元，使其变换为一个  $m$  阶非线性微分方程：

$$x^{(m)} = f(x, x', \dots, x^{(m-1)}) \quad (6-2)$$

变换后新的动力系统轨迹为：

$$X(t) = [x(t), x'(t), \dots, x^{(m-1)}(t)]^T \quad (6-3)$$

式(6-3)可用不连续的时间序列  $x(t)$  和它的  $(m-1)$  个时滞量表示，即：

$$x(t) = (x(t), x(t + \tau), x(t + 2\tau), \dots, x(t + (m-1)\tau)) \quad (6-4)$$

式中： $\tau$  为延滞时间参数， $\tau = k\Delta t$  ( $k = 1, 2, 3, \dots$ )，实际应用中通常取  $\tau = 1$ 。

对于声发射某一特征参数的时间序列  $\{x_i\} (i = 1, 2, \dots, n)$ ，取一个固定的时间间隔  $\tau$ ，将  $x(t)$  延拓成  $m$  维相空间的一个相型分布：

$$\begin{aligned} X_1 : & \quad x(t_1), x(t_1 + \tau), x(t_1 + 2\tau), \dots, x(t_1 + (m-1)\tau) \\ X_2 : & \quad x(t_2), x(t_2 + \tau), x(t_2 + 2\tau), \dots, x(t_2 + (m-1)\tau) \\ X_3 : & \quad x(t_3), x(t_3 + \tau), x(t_3 + 2\tau), \dots, x(t_3 + (m-1)\tau) \\ & \quad \vdots \\ X_N : & \quad x(t_N), x(t_N + \tau), x(t_N + 2\tau), \dots, x(t_N + (m-1)\tau) \end{aligned} \quad (6-5)$$

式(6-5)中， $X(t_i)$  为相点，它为  $m$  维矢量，对应式(6-5)中的每一行元素，即每个相点  $X(t_i)$  的坐标为  $\{x(t_i), x(t_i + \tau), \dots, x(t_i + (m-1)\tau)\}$ 。相空间中，相点数有  $N$  个，其中： $N = n - (m-1)$ ， $N$  个  $m$  维相点在相空间中构成一个相型。对于声发射某一特征量演化的时间序列，按时间增长的顺序用线将各相点连起来，则描述了声发射某一特征量在  $m$  维相空间演化的轨迹。

对岩体声发射某一特征量演化的时间序列重构相空间之后,根据 Takens 嵌入定律<sup>[175]</sup>,可以找到一个合适的嵌入维数  $m(m \geq 2D+1, D$  是动力系统的维数),使重构相空间轨迹与原动力系统保持微分同胚。

### 6.2.2 岩体声发射特征参数动力系统维数

岩体声发射信息反应了岩体破坏能量耗散,耗散系统在随时间的演化过程中,其运动将会收敛到吸引子的低维集合上<sup>[176]</sup>。如果运动是混沌的,这些吸引子将是不规则的,且呈现分形特征,此时的吸引子又称奇怪吸引子<sup>[177]</sup>。分形结构具有自相似的特性,分形维数描述了动力系统的有效自由度,揭示了奇怪吸引子的复杂程度<sup>[178,179]</sup>。

维数在几何上可以直观地表示为  $V \sim r^D$ , 其中  $V$  是某种测度,  $r$  表示测量的尺度,这样维数可用下式表示<sup>[101]</sup>:

$$D = \lim_{r \rightarrow 0} \frac{\ln V}{\ln r} \quad (6-6)$$

式(6-6)定义了集合的局部维数,整个集合的维数应是各局部维数的某种平均,对于相空间中的混沌吸引子  $A$ ,若  $\beta \subseteq A$ ,  $\beta$  的测度可用下式表示:

$$\mu(\beta) = \lim_{T \rightarrow \infty} \frac{1}{T} \int_0^T I_\beta[\varphi_t(x_0)] dt \quad (6-7)$$

$$I_\beta(x) = \begin{cases} 1 & x \in \beta \\ 0 & x \notin \beta \end{cases} \quad (6-8)$$

式中:  $\varphi(t)$  为动力学系统,  $x_0$  为初始状态。

$\beta$  的尺度用其直径表示,记  $\beta_x(r)$  为中心在相点  $x$ 、半径为  $r$  的闭球,  $B_x(r) = \mu(\beta_x(r))$ ,则在相点  $x$  外的逐点维数可用下式表示:

$$D_p(x) = \lim_{r \rightarrow 0} \frac{\ln \bar{B}_x(r)}{\ln r} \quad (6-9)$$

逐点维数是一个局部概念,整个集合的维数需对其求平均:

$$D_p = \int_A D_p(x) d_\mu(x) \quad (6-10)$$

Grassberger 和 Procaccia 提出了对逐点维数进行算术平均的动力系统关联维数算法<sup>[193]</sup>, 设  $\{X_i, i=1,2,\dots,N\}$  为实验测得的相空间中  $N$  个相点, 令:

$$C(r) = \langle \bar{B}_x(r) \rangle = \frac{1}{2} \sum_{j=1}^N \bar{B}_{x_j}(r) \quad (6-11)$$

$$\bar{B}_{x_j}(r) \approx \frac{\#\{x_i: i \neq j \text{ 且 } |x_i - x_j| \leq r\}}{N-1} \quad (6-12)$$

式中：#表示满足条件的相点数目。

相点  $X_i, X_j (i, j = 1, 2, \dots, N)$  之间的距离  $\rho(X_i, X_j)$  为：

$$\rho(X_i, X_j) = \sqrt{\sum_{k=1}^m (x_{ik} - x_{jk})^2} \quad (6-13)$$

$N$  个  $m$  维相点中，两点间距离小于  $r$  的概率  $c_m(r)$  为：

$$c_m(r) = \frac{1}{N^2} \sum_{\substack{i,j=1 \\ i \neq j}}^N \theta[r - \rho(X_i, X_j)] \quad (6-14)$$

式中： $\theta$  为 Heaviside 函数：

$$\theta[r - \rho(X_i, X_j)] = \begin{cases} 1, & r - \rho(X_i, X_j) \geq 0 \\ 0, & r - \rho(X_i, X_j) < 0 \end{cases} \quad (6-15)$$

任意给定正数  $r$  (临界距离)，相空间中凡是距离小于  $r$  的向量称关联向量，当  $r$  在一定范围内取值时，动力系统的关联维数  $D_2$  为：

$$D_2 = \lim_{r \rightarrow 0} \frac{\ln c_m(r)}{\ln r} \quad (6-16)$$

根据式(6-16)，可由  $\ln C_m(r)$  与  $\ln r$  的关系曲线中线性部分的斜率，求得关联维数  $D_2$ 。当嵌入维数  $m$  较小时， $D_2$  随着  $m$  的增大而增大，当  $m$  增大到一定的程度后， $D_2$  不再变化或变化很小，此时  $m$  为饱和嵌入维数， $D_2$  为重构动力系统的关联维数(或称动力系统的混沌吸引子)。

### 6.2.3 岩体声发射特征参数混沌识别

一般认为，只要是开放的、远离平衡、非线性以及能量耗散过程不可逆的系统，均有可能出现混沌现象<sup>[180]</sup>。Lyapunov 指数( $\sigma$ )是反应相空间的轨迹收缩或扩张的量，当  $\sigma < 0$  时，轨迹收缩，运动稳定，对于初始条件不敏感；当  $\sigma \geq 0$  时，运动不稳定，对于初始值敏感<sup>[181]</sup>。 $m$  维离散动力系统中，存在  $m$  个 Lyapunov 指数  $\sigma_i (i = 1, 2, \dots, m)$ ，如果其中最大的指数  $\sigma_{\max} \geq 0$ ，则该系统一定存在混沌现象<sup>[182]</sup>。

对于系统混沌识别可用相图法、熵法、功率谱法、关联指数饱和法、Wolf 法等，本文采用 Wolf 法计算岩体声发射特征参数演化过程的最大 Lyapunov 指数<sup>[183]</sup>。

对于重构相空间  $X(t_i)$ ，首先取初始点  $X(t_1)$ ，设其与最邻近点  $X_0(t_0)$  的距离为  $L_0$ ；直至  $t_1$  时刻，其间距超过某一规定值  $\varepsilon$ ， $L'_0 = |X(t_1) - X(t_0)| > \varepsilon$ ，保留  $X(t_1)$ ，并在  $X(t_1)$  邻近再找一个  $X_1(t_1)$  点，使得  $L_1 = |X(t_1) - X_1(t_1)| < \varepsilon$ ，并且  $X_0(t_1) - X(t_1)$  与  $X_1(t_1) - X(t_1)$  之间的夹角尽可能小；继续上述过程，直至  $X(t)$  到达相空间的终点，则最大 Lyapunov 指数  $\sigma_{\max}$  为：

$$\sigma_{\max} = \frac{1}{t_M - t_0} \sum_{i=0}^M \ln \frac{L'_i}{L_i} \quad (6-17)$$

式中： $M$  是追踪演化过程总的迭代次数。

### 6.3 岩体声发射神经网络智能辨识和预测模型

#### 6.3.1 BP 神经网络智能辨识模型

人工神经网络(Neural Network, NN)是对人脑若干基本特性的抽象和模拟，具有大规模并行处理，分布式信息存储，以及很强的学习功能<sup>[184]</sup>。神经网络的学习过程是一种从输入空间到输出空间的非线性映射函数的形成过程，学习样本间的内在规律性及包含的知识结构等通过输入数据与输出数据之间的非线性映射关系来得到体现<sup>[185]</sup>。正是这种输入输出间的非线性映射，才使得用人工神经网络方法建立复杂的非线性函数成为可能。

目前在神经网络的实际应用中，绝大部分是采用 BP(Back Propagation)网络或其变化形式，它是人工神经网络的精华部分<sup>[186]</sup>。BP 网络结构如图 6-1 所示，网络除输入输出节点外，还有一层或多层隐层节点，同层节点中没有耦合。输入信号从输入层节点依次传过各隐层节点，然后传输到输出节点，每一层节点的输出只影响到下一层节点的输出。节点单元特性(传递函数)通常为 Sigmoid 型( $f(x) = 1/(1 + \exp(-Bx))$ ,  $B > 0$ )，在输出层中，节点单元特性通常为线性。

BP 网络是一个从输入( $X$ )到输出( $Y$ )的高度非线性映射，即： $F: R^n \rightarrow R^m$ ， $f(X) = Y$ 。根据 Kolmogorov 定理和神经网络 BP 定理<sup>[187]</sup>，对于样本集合：输入  $x_i (\in R^n)$  和输出  $y_i (\in R^m)$ ，存在某一映射，使：

$$f(x_i) = y_i \quad (6-18)$$

神经网络通过对样本学习，即进行非线性函数拟合，可形成以任意精度逼近样本的复杂函数  $f$ <sup>[188]</sup>。

采用 BP 神经网络模型可实现声发射岩体稳定性智能辨识。

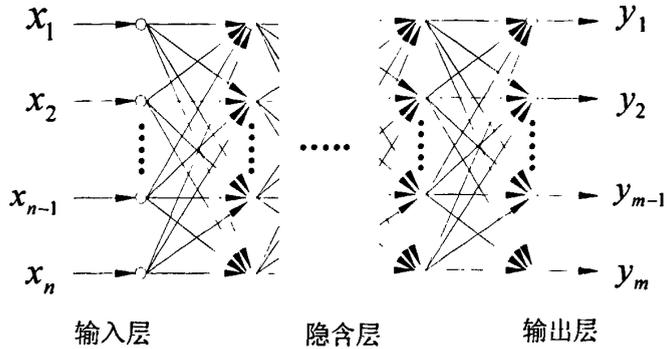


图 6-1 BP 网络结构

### 6.3.2 径向基函数混沌神经网络预测模型

用径向基函数方法容易实现混沌时间序列的预测。径向基函数混沌神经网络的理论基础是：重构相空间技术、Kolmogorov 连续性定理和 Takens 嵌入定理。

径向基函数混沌神经网络预测原理如下<sup>[189,190]</sup>：

设  $\{x_1, x_2, \dots, x_n\}$  表示已知要研究的离散时间序列，首先求得其嵌入维数  $m$ ，由 Takens 嵌入定理知，对于映射：

$$x_{(n+1)} = f(x_n, x_{n-1}, \dots, x_{(n-m+1)}) \quad (6-19)$$

存在一个光滑映射  $f: R^m \rightarrow R$ ，满足：

$$\hat{f}(x_n, x_{(n-1)}, \dots, x_{(n-m+1)}) = x_{(n+1)} \quad (6-20)$$

使：

$$\max \left| \hat{f}(x_n, x_{(n-1)}, \dots, x_{(n-m+1)}) - f(x_n, x_{(n-1)}, \dots, x_{(n-m+1)}) \right| < \varepsilon \quad (6-21)$$

式中： $\varepsilon$  为一较小的正实数。

$\hat{f}$  为吸引域内的未知映射，由于系统的强非线性，只能从观测数据得到系统动力学行为。神经网络的输入神经元个数为  $m$ ，输出神经元个数为 1。 $x_{(n+1)}$  即为要预测的结果。

用径向基函数混沌神经网络模型可实现对岩体声发射预测，径向基函数混沌神经网络模型如图 6-2 所示。

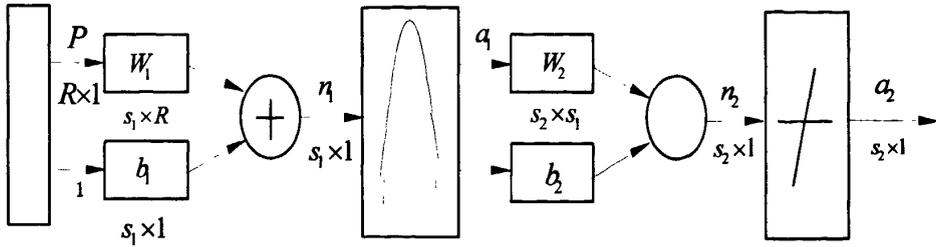


图 6-2 径向基函数混沌神经网络模型

## 6.4 大宝山矿岩体声发射监测及稳定性预警系统研究

### 6.4.1 大宝山矿岩体声发射监测

2003~2004 年，大宝山矿对三个采场进行了长期岩体声发射监测，监测结果如图 6-3、图 6-4 和图 6-5 所示。

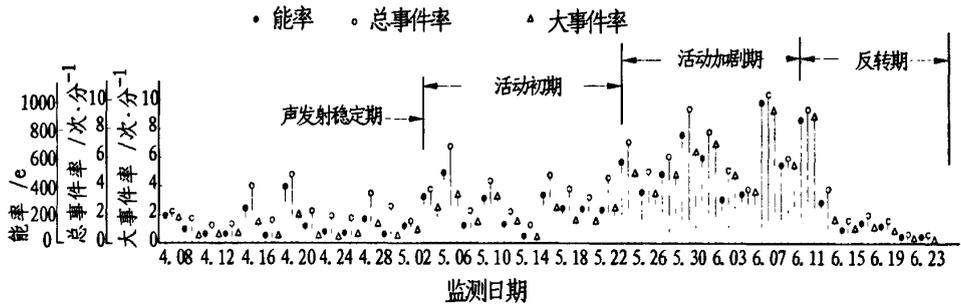


图 6-3 8号采场岩体声发射监测数据(2003年)

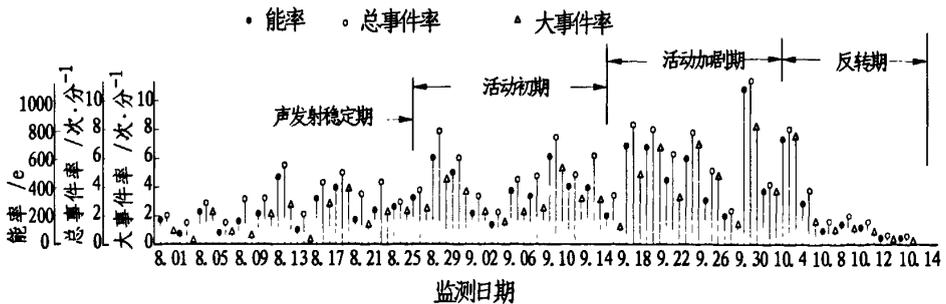


图 6-4 22号采场岩体声发射监测数据(2003年)

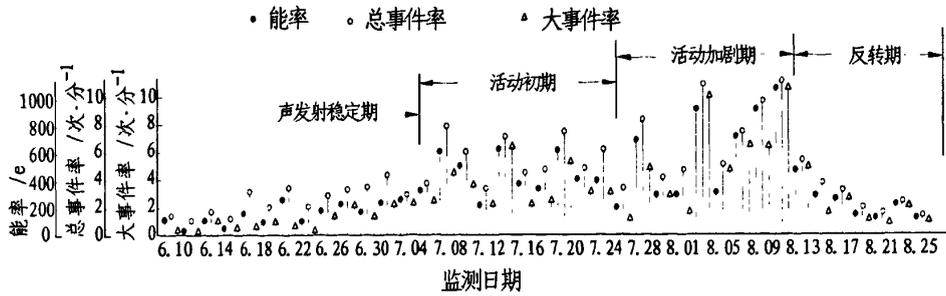


图 6-5 34 号采场岩体声发射监测数据(2004 年)

### 6.4.2 大宝山矿岩体声发射混沌演化规律

图 6-3 中声发射数据为 2 天的平均值(8 号采场), 取  $\Delta t=1/2$  天。对于 8 号采场岩体声发射数据, 采用式(6-5)重构岩体声发射特征参数相空间, 根据式(6-16)计算岩体声发射时间序列分形维数。对于岩体声发射能率数据, 当  $m=2$  时, 计算得  $D_{m=2}=0.5513$ ;  $m=3$  时, 计算得  $D_{m=3}=0.9503$ ;  $m=4$  时, 计算得  $D_{m=4}=1.2495$ ;  $m=5$  时, 计算得  $D_{m=5}=1.2508$ ;  $m=6$  时, 计算得  $D_{m=6}=1.2510$ 。从以上计算过程可看出(如图 6-6 所示), 当  $m \geq 4$  时, 系统关联维数  $D$  变化较小,  $m=4$  即为饱和和嵌入维数, 8 号采场岩体声发射能率变化的动力系统关联维数  $D=1.2495$ 。

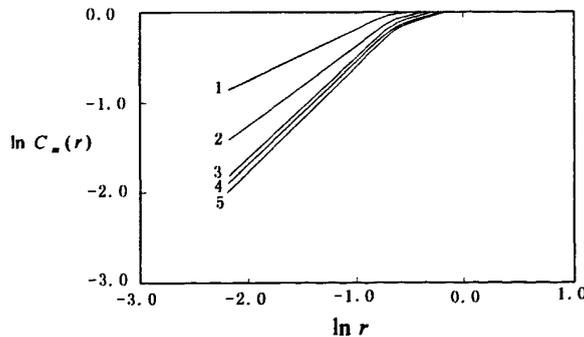


图 6-6 岩体声发射能率演化分维数计算图

(曲线 1:  $m=2, D=0.5513$ ; 曲线 2:  $m=3, D=0.9503$ ; 曲线 3:  $m=4, D=1.2495$ ;  
曲线 4:  $m=5, D=1.2508$ ; 曲线 5:  $m=6, D=1.2510$ )

同理用岩体声发射总事件率数据进行分析, 当  $m=2$  时, 计算得  $D_{m=2}=0.5812$ ;  $m=3$  时, 计算得  $D_{m=3}=1.0873$ ;  $m=4$  时, 计算得  $D_{m=4}=1.3228$ ;  $m=5$  时, 计算得  $D_{m=5}=1.3287$ ;  $m=6$  时, 计算得  $D_{m=6}=1.3298$ 。当  $m \geq 4$  时, 关联维数  $D^*$  变化较

小(图 6-7 所示),  $m=4$  即为饱和嵌入维数, 8 号采场岩体声发射总事件率变化的动力系统关联维数  $D=1.3228$ 。

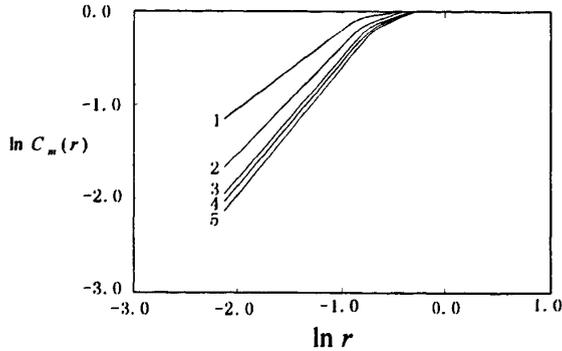


图 6-7 岩体声发射总事件率演化分维数计算图

(曲线 1:  $m=2$ ,  $D=0.5812$ ; 曲线 2:  $m=3$ ,  $D=1.0873$ ; 曲线 3:  $m=4$ ,  $D=1.3228$ ;  
曲线 4:  $m=5$ ,  $D=1.3287$ ; 曲线 5:  $m=6$ ,  $D=1.3298$ )

同理用岩体声发射大事件率数据进行分析(计算过程如图 6-8 所示), 饱和嵌入维数  $m=5$ , 8 号采场岩体声发射大事件率变化的动力系统关联维数  $D=1.6784$ 。

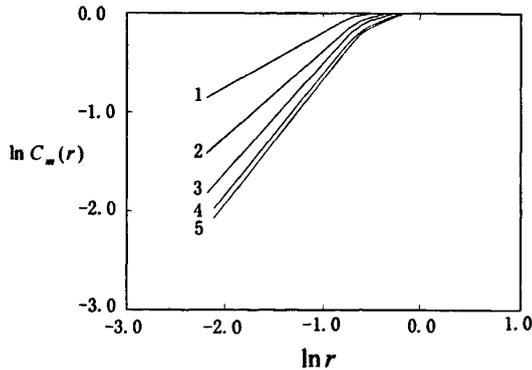


图 6-8 岩体声发射大事件率演化分维数计算图

(曲线 1:  $m=2$ ,  $D^*=0.8715$ ; 曲线 2:  $m=3$ ,  $D^*=1.2841$ ; 曲线 3:  $m=4$ ,  $D^*=1.4871$ ;  
曲线 4:  $m=5$ ,  $D^*=1.6784$ ; 曲线 5:  $m=6$ ,  $D^*=1.6810$ )

同理分析 22 号和 34 号采场岩体声发射监测数据, 计算结果如表 6-1 所示。用 Wolf 法(式(6-17))分别计算 8 号、22 号和 34 号采场岩体声发射监测数据的最大 Lyapunov 指数, 计算结果亦列在表 6-1。

表 6-1 8 号、22 号和 34 号采场岩体声发射混沌特征参数

项目		声发射特征参数		
		能率	总事件率	大事件率
8 号 采场	嵌入维数 $m$	4	4	5
	分维数 $D$	1.2495	1.3228	1.6784
	最大 Lyapunov 指数 $\sigma_{\max}$	0.0282	0.0304	0.0431
22 号 采场	嵌入维数 $m$	4	4	5
	分维数 $D$	1.2831	1.4218	1.7835
	最大 Lyapunov 指数 $\sigma_{\max}$	0.0312	0.0369	0.0489
34 号 采场	嵌入维数 $m$	4	4	5
	分维数 $D$	1.2769	1.3852	1.7543
	最大 Lyapunov 指数 $\sigma_{\max}$	0.0295	0.0342	0.0461

表 6-1 计算结果表明, 8 号、22 号和 34 号采场岩体声发射特征参数的最大 Lyapunov 指数  $\sigma_{\max}$  均大于零, 表明岩体声发射时间序列均存在混沌现象。岩体声发射大事件率的嵌入维数和最大 Lyapunov 指数高于能率和总事件率的嵌入维数和最大 Lyapunov 指数, 表明岩体声发射大事件率的演化过程比能率和总事件率的演化过程复杂。

#### 6.4.3 岩石声发射模拟试验

对大宝山矿矿石试件进行了声发射试验, 试验采用的加载设备为 MTS 刚性试验机, AE 测试系统为 DYF-2 型声波监测多用仪, AE 探头的频率响应范围为 100-10000HZ。单轴压缩条件下, 矿石试件的 AE 特性与所加载荷的关系曲线如图 6-9 示。

从试验结果看, 矿石试件声发射存在四个阶段: 第一阶段(图 6-9 中 OA 段, 下同)为稳定期, 此时试块内部的声发射数少, 以低频信号声发射为主; 第二阶段(AB 段)为声发射活动初期, 此时低频信号声发射活跃, 声发射大事件率开始增加; 第三阶段(BC 段)为声发射活动加剧期, 此时声发射大事件率明显增加; 第四阶段(CD 段)为声发射活动反转期, 此时试件的声发射与前期相比明显减少, 试件产生破坏。

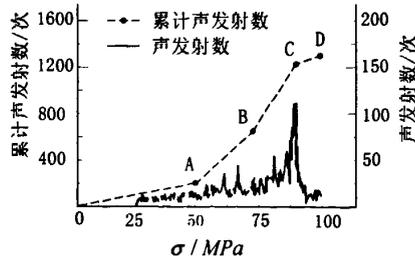


图 6-9 矿石试件 AE 发生与破坏过程关系

#### 6.4.4 大宝山矿岩体声发射分形维数变化规律

对 8 号采场岩体声发射能率和大事件率进行分析，每间隔 8 天计算该时间段的分维数  $D$  值。8 号采场岩体声发射能率嵌入维数  $m=4$ ，各时间段混沌吸引子(分维数) $D$  值变化如图 6-10 所示；声发射大事件率嵌入维数  $m=5$ ，各时间段混沌吸引子(分维数) $D$  值变化如图 6-11 所示。

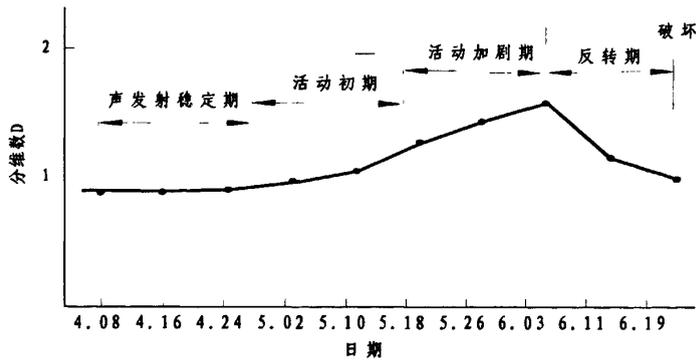


图 6-10 8 号采场岩体声发射各时间段分维数变化曲线(声发射能率)

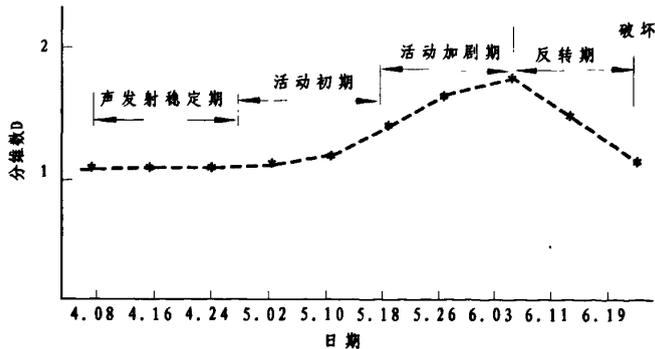


图 6-11 8 号采场岩体声发射各时间段分维数变化曲线(大事件率)

从图 6-10 和图 6-11 可以看出, 8 号采场从开始监测至 4 月 28 日, 岩体声发射能率分维数在 0.93~0.95 之间, 变化幅度较小, 大事件率分维数在 1.14~1.19 之间, 变化幅度不大, 对应图 6-9 试验过程中的声发射稳定期; 从 4 月 28 日至 5 月 22 日, 岩体声发射能率分维数在 1.07 至 1.35 之间, 声发射大事件率在 1.18 至 1.51 之间, 声发射能率和大事件率分维数随时间增长呈逐渐增大的趋势, 对应图 6-9 试验过程中的声发射活动初期; 从 5 月 22 日至 6 月 7 日, 岩体声发射能率分维数在 1.35 至 1.61 之间, 大事件率分维数在 1.51 至 1.87 之间, 能率和大事件率分维数呈逐渐增加的趋势, 对应图 6-9 试验过程中的声发射活动加剧期; 8 号采场 6 月 7 日以后, 岩体声发射逐渐减小, 声发射能率由 1.61 减小至 1.02, 大事件率由 1.87 减小至 1.08, 而后岩体发生破坏, 对应图 6-9 试验过程中的声发射活动反转期。

研究表明, 岩体声发射稳定期, 声发射能率和大事件率分维数呈逐渐增大趋势, 但曲线斜率小, 增加幅度较小; 岩体声发射活动初期, 能率和大事件率分维数逐渐增加, 曲线斜率明显增大; 岩体声发射活动加剧期, 能率和大事件率分维数继续增加, 曲线斜率继续增大; 岩体声发射活动反转期, 能率和大事件率分维数开始减小, 曲线斜率变负, 岩体开始产生破坏。

#### 6.4.5 大宝山矿岩体声发射神经网络预测

8 号采场岩体声发射能率和大事件率分维数变化数据计算后, 同理计算出 22 号和 34 号采场不同时间岩体声发射能率和大事件率分维数数据。将 8 号采场和 22 号采场岩体声发射能率分维数变化数据训练神经网络, 输入神经元个数  $m=4$ , 输出神经元个数为 1, 训练 50000 次模型误差如图 6-12 所示。同理将 8 号采场和 22 号采场岩体声发射大事件率分维数变化数据训练神经网络, 输入神经元个数  $m=5$ , 输出神经元个数为 1, 得大宝山矿岩体声发射大事件率分维数神经网络预测模型。

根据大宝山矿能率和大事件率神经网络预测模型, 预测 34 号采场岩体声发射能率和大事件率分形维数变化规律。输入大事件率的前 5 个数据可得第 6 个预测数据, 第二个数据预测时, 输入第 2~6 个实测数据, 可得第七个预测数据, 依此类推。同进, 输入能率的前 4 个数据可得第 5 个预测数据, 输入第 2~5 个实测数据可得第 6 个预测值。预测结果如图 6-13 和图 6-14 所示。

从图 6-13 和图 6-14 预测结果和计算过程可以看出, 岩体声发射预测模型以前期数据为基础, 根据声发射相空间演化规律进行预测, 具有较高的预测精

度，但适应于短期预测。

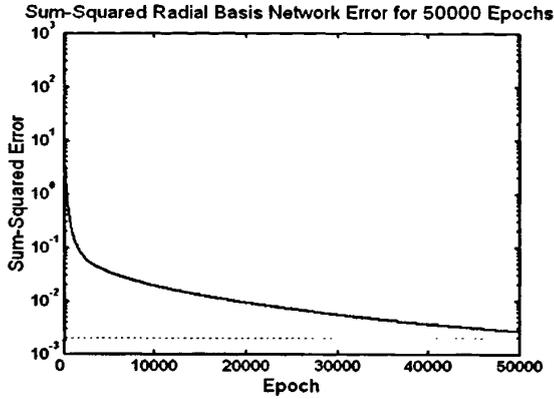


图 6-14 神经网络训练次数与误差均方

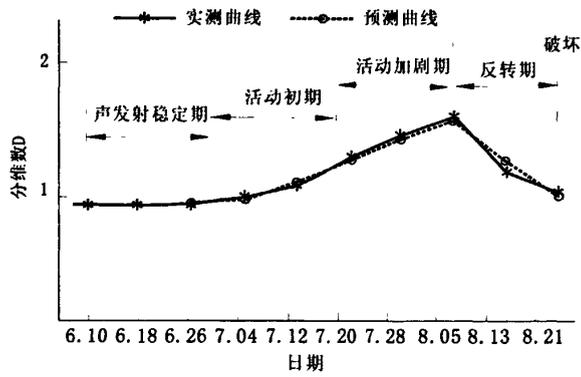


图 6-13 34号采场岩体声发射分维数实测与预测曲线(能率)

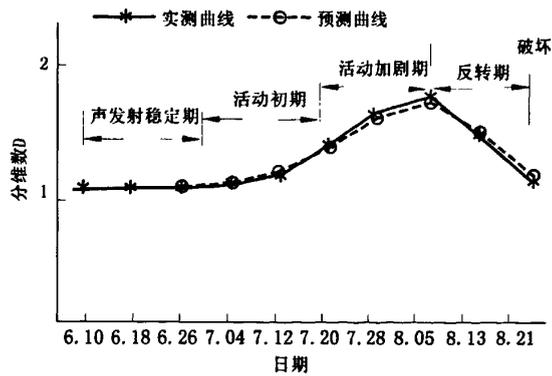


图 6-14 34号采场岩体声发射分维数实测与预测曲线(大事件率)

6.4.6 岩体稳定性智能辨识

对工程岩体声发射监测数据的分析中，可区分出工程岩体声发射相应的发展阶段。如果对多个采场的岩体声发射进行了监测，可采用神经网络建立采场稳定性智能辨识模型。

设岩体声发射的特征参数为： $A=[A_1, A_2, A_3]^T$ ，其中： $A_1、A_2、A_3$ 分别为声发射总事件率、能率和大事件率。 $A$ 为神经网络的输入， $A_1\sim A_3$ 均为 $k\times 1$ 数组， $k$ 为每个特征参数连续数据个数， $y^*$ 为输出。输出 $y^*=[1,0,0,0]^T$ 为岩体声发射第一阶段； $y^*=[0,1,0,0]^T$ 为岩体声发射活动初期； $y^*=[0,0,1,0]^T$ 为岩体声发射活动加剧期； $y^*=[0,0,0,1]^T$ 时，为声发射反转期，采场随时可能发生垮落。

以此模式采用BP神经网络建立岩体声发射稳定性智能辨识模型，对岩体声发射数据所处的阶段进行智能辨识，分析采场稳定性。神经网络输入输出层采用线性函数 $f(x)=x$ ，中间层采用Sigmoid函数 $f(x)=1/(1+e^{-x})$ 。

采用34号采场部分时间段(6月10日~6月14日、7月4日~7月8日、7月24日~7月28日和8月17日~8月21日)的监测数据进行分析和计算，34号采场稳定性智能辨识分析结果如表6-2所示。

表 6-2 34 号采场声发射监测与智能辨识结果

日期 /2004 年		6.10~6.14	7.4~7.8	7.24~7.28	8.17~8.21
监测岩体声发射分维数	总事件率分维数	1.50	1.62	1.91	1.29
	大事件率分维数	1.12	1.25	1.87	1.19
	能率分维数	1.07	1.37	1.59	1.25
监测岩体声发射所处阶段	智能辨识矩阵 $y^*$	$y^*=[0.901, 0.048, 0.051, 0]^T$	$y^*=[0.091, 0.850, 0.041, 0.018]^T$	$y^*=[0.014, 0.105, 0.845, 0.036]^T$	$y^*=[0, 0.022, 0.087, 0.891]^T$
	岩体声发射所处阶段	稳定阶段	声发射活动初期	声发射加剧期	声发射反转期
预测岩体声发射所处阶段	智能辨识矩阵 $y^*$		$y^*=[0.027, 0.859, 0.076, 0.038]^T$	$y^*=[0, 0.089, 0.875, 0.036]^T$	$y^*=[0, 0.081, 0.189, 0.828]^T$
	岩体声发射所处阶段		声发射活动初期	声发射加剧期	声发射反转期
岩体稳定性判断		稳定	稳定	稳定	不稳定

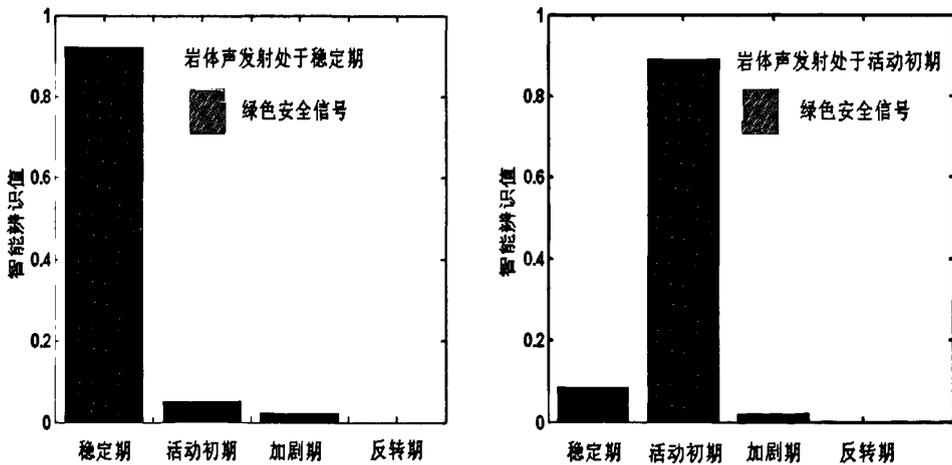
从表 6-2 可以看出, 岩体稳定性声发射智能辨识的实际结果与预测结果吻合, 34 号采场开采不必要进行全过程监测, 可根据短期监测结果判断采场稳定性。同时对预测结果采用稳定性智能辨识模型进行分析, 分析结果亦列在表 6-2 中, 从表 6-2 可以看出, 预测结果与实际结果吻合。表明 34 号采场可根据前期监测结果预测岩体声发射参数, 并预测和分析采场稳定性。

### 6.4.7 大宝山矿岩体稳定性智能预警系统建立

大宝山矿岩体稳定性智能辨识系统不仅可以预测岩体声发射各参数的分维数演化规律, 而且能对岩体稳定性所处的阶段进行判断。根据岩体稳定性智能辨识模型, 建立大宝山矿岩体稳定性安全预警系统。

对工程岩体声发射监测结果进行智能辨识, 如果辨识矩阵中第一项值最高, 表明工程岩体处于声发射稳定阶段, 此时岩体稳定, 显示绿色信号; 如果辨识矩阵中第二项值最大, 表明工程岩体处于声发射活动初期, 此时岩体稳定, 显示绿色信号; 如果辨识矩阵中第三项值最高, 说明岩体处于声发射加剧期, 此时应加强对岩体进行监测, 显示橙色信号; 如果辨识矩阵中第四项值高大, 表明岩体处于声发射反转期, 工程岩体处于不稳定状态, 应安全撤离, 显示红色信号。

用 34 号采场部分时间段(6 月 10 日~6 月 14 日、7 月 4 日~7 月 8 日、7 月 24 日~7 月 28 日和 8 月 17 日~8 月 21 日)的监测数据进行分析, 安全预警系统显示结果如图 6-15 所示。



(a)绿色安全信号(声发射稳定期)

(b)绿色安全信号(声发射活动初期)

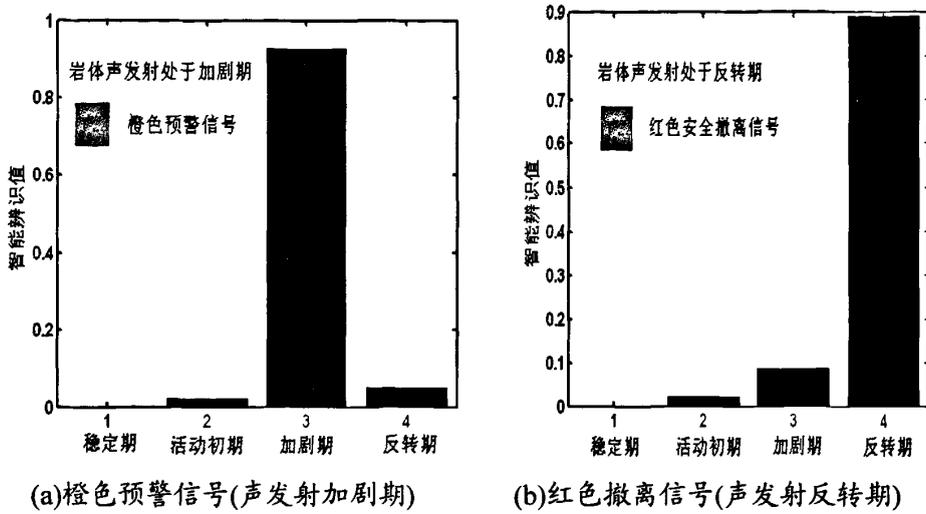


图 6-15 34 号采场不同时间段预警系统显示结果

从图 6-15 可以看出，采用岩体声发射预警系统对岩体稳定性进行分析，一目了然，该系统对大宝山矿床安全开采具有重要的指导作用。

### 6.5 本章小结

(1) 工程岩体声发射活动存在四个不同的阶段，即稳定期、声发射活动初期、声发射活动加剧期和声发射活动反转期，而后岩体产生破坏。

(2) 岩体破坏之前 AE 出现反常，声发射能率、大事件率急剧减少，混沌吸引子 D 值减小，岩体出现破坏的前兆特征。

(3) 混沌动力学能较好地反应岩体的声发射特征，神经网络预测与智能辨识系统能有效分析与预测工程岩体稳定性。

(4) 根据岩体声发射活动规律建立了大宝山矿岩体稳定性智能预警系统，采用该系统对岩体稳定性进行分析，一目了然，能识别岩体声发射所处的阶段，并发出预警信号，该系统对矿床安全开采具有重要的指导作用。

## 第七章 全文结论与展望

### 7.1 全文结论

大宝山矿采空区体积大、数量多且形状复杂,本文针对大宝山矿开采技术条件,研究了采空区探测方法并对采空区进行了精确探测,对空区群环境下的关键岩体结构(空区顶板和矿柱)稳定性进行了分析,通过不同配比胶结充填体力学试验,探讨了充填体与采空区岩体的合理匹配,研究了塌陷和胶结充填区域近区安全开采的合理矿柱尺寸及胶结充填体合理暴露面积,建立了采空区近区开采岩体声发射智能预警系统。通过开展上述研究工作,取得了以下成果:

(1) 采用激发极化电法和激光探测技术对大宝山矿采空区群进行地表宏观识别和地下精确成像,共探测到地下采空区 180 多万  $\text{m}^3$ ,这些探测结果对采空区稳定性分析和空区充填处理提供了基础数据。

(2) 首次综合采用结构力学、鲁佩涅伊特法、荷载传递线交汇法、厚跨比法、长宽比梁板法、有限元数值模拟法等对采空区顶板安全性和合理厚度进行了分析,确定了采空区顶板的安全厚度。

(3) 利用数值方法分析了考虑爆破震动等动载扰动的空区矿柱力学响应,对认识空区矿柱的力学规律和破坏防护提供了依据。

(4) 在研究塌陷区废石与岩体相互力学作用的基础上,将废石和围岩进行耦合分析,通过建立楔体模型,对大宝山矿塌陷区域的稳定性进行了分析。

(5) 尾砂是大宝山矿采空区充填的合适材料。尾砂胶结充填体强度试验表明,不同配比的胶结充填体有不同的力学特性,表现出不同的破坏规律。充填体配比越低,达到峰值应力时的损伤值越小,峰值应力后,损伤随应变发展越快,破坏过程越突然。

(6) 采空区用尾砂胶结充填后,充填体与岩体形成一个力学相互作用、能量平衡系统。采用突变理论研究了充填体与岩体的合理匹配,为采空区充填体强度设计提供了理论依据。研究表明,岩体的弹性模量越大,刚度越高,系统的稳定性越强,所要求的充填体配比越低;岩体弹性模量一定,充填体配比越低,系统越容易产生失稳。研究得到,大宝山矿采空区充填时,最低充填体强度取  $0.5\text{MPa}$  比较合理。

(7) 对塌陷区近区安全开采建立了力学分析模型,研究表明,矿柱内应力

大小与开采深度、采场高度、采场宽度及矿柱宽度相关。矿柱宽度越小，矿柱内垂直压应力越高，水平剪切应力越大；开采高度越高，矿柱宽度越小，矿柱越容易破坏。用可靠性理论研究了合理矿柱尺寸，得出大宝山矿 576 采空区以北（即 51 线以北）矿体的安全开采，开采中段高度在 70m 的条件下，矿柱宽度为 12m 比较合理。

(8) 采用极限平衡分析法，建立了充填体力学计算模型，用可靠性理论研究了大宝山矿充填区域近区开采充填体合理暴露面积和合理充填体强度。研究结果显示，大宝山矿采空区采用配比 1:10 的充填体能满足近区安全开采技术要求，但充填体暴露面积宜控制在  $3500\text{m}^2$  以内。

(9) 工程岩体声发射活动存在四个不同的阶段，即稳定期、声发射活动初期、声发射活动加剧期和声发射活动反转期，而后岩体产生破坏。岩体破坏之前 AE 出现反常，声发射能率、大事件率急剧减少，混沌吸引子 D 值减小，岩体出现破坏的前兆特征。根据大宝山矿岩体声发射监测数据，采用混沌与神经网络相结合的方法建立了大宝山矿采空区近区开采岩体声发射智能预警系统，该模型能实现岩体稳定性智能辨识，为大宝山矿采空区近区安全开采提供了技术保障。

## 7.2 进一步研究展望

采空区探测及近区安全开采是矿山面临的技术难题，其研究领域涉及多学科，作者今后将在如下几个方面进一步研究：

(1) 采用激发极化电法和激光探测技术对采空区群精确成像，测量比较复杂且工作量大，研究采空区边界预测方法，采用探测与预测方法相结合是今后作者进一步研究的方向。

(2) 综合采用结构力学、鲁佩涅伊特法、荷载传递线交汇法、厚跨比法、长宽比梁板法等确定采空区顶板合理厚度的计算分析工作量比较大，编制采空区稳定性分析程序并将其商业化亦是作者今后进一步研究的工作。

(3) 根据岩体声发射监测数据，建立采空区近区安全开采预警系统，该模型是基于大量实测数据的基础上进行的，作者将在今后的工作中继续补充完善岩体稳定性智能辨识模型，并将该成果应推广用至其它矿山。

## 参考文献

- [1] 王安建,王高尚. 矿产资源与国家经济发展[M]. 北京:地震出版社,2002
- [2] 陈晓红,延吉生,马继伦. 固体矿产资源技术政策研究[M]. 北京:冶金工业出版社,2006
- [3] 国家安全生产监督管理局研究中心.我国煤炭城市采空塌陷灾害及防治对策研究[R],2004.6
- [4] 国家安全生产监督管理局,国家煤矿安全监察局,国家安全生产科技发展规划非煤矿山领域研究报告(2004~2010)[R],2003
- [5] 国家安全生产监督管理局编.安全评价[M]. 北京:煤炭工业出版社,2002
- [6] 刘宗燕,纪洪广. 采空区顶板垮落造成的冲击性灾害预测[J]. 西部探矿工程,2007,(3):101-105
- [7] 王春帅;星玉才;何进等. 河南灵宝大湖金矿滑坡形成机制分析与稳定性评价[J]. 地质灾害与环境保护,2007,18(2):70-74
- [8] 中国职业防护网.合浦县恒大石膏矿"5.18"冒顶事故[EB/OL]. <http://www.cooen.com/shownews.asp?newsid=1826>,2001
- [9] 白木,周洁. 广西南丹矿井特大透水惨案始末[J]. 劳动安全与健康,2001,50-53
- [10] 安全文化网. 湖南石门县一石膏矿发生重大矿难6人遇难[EB/OL]. <http://www.anquan.com.cn/News/News/China/200608/44160.html>,2006
- [11] 中南大学,大宝山矿井下安全现状综合评估研究报告[R]. 广东省大宝山矿业有限公司,2005
- [12] 曾昭发,王海垠,赵旭荣.探地雷达法及其在金矿勘查中的应用[J]. 黄金,1997,18(12):3-8
- [13] 申宝宏.矿井地质雷达在煤矿中的应用现状.矿业安全与环保[J]. 1999,(1):3-5,48
- [14] 王连成.矿井地质雷达的方法及应用.煤炭学报[J]. 2000,25(1):5~9
- [15] 刘敦文,黄仁东,徐国元,古德生.探地雷达技术在西部大开发中应用展

- 望.金属矿山[J]. 2001(9): 1-4
- [16] Baker R L, Cull J P. Acquisition and signal processing of ground-penetrating radar for shallow exploration and open-pit mining[J]. Exploration Geophysics, 1992, 23(1-2): 17-22
- [17] George A M, Robert G L. Ground penetrating radar imaging of a collapsed paleocave system in the Ellenburger dolomite, central Texas[J]. Journal of Applied Geophysics, 1998, 39(1-3): 1-10
- [18] Claudio B, Bertrand G. Ground penetrating radar and imaging metal detector for antipersonnel mine detection[J]. Journal of Applied Geophysics, 1998, 40(1-3): 59-71
- [19] 倪新辉.地震勘探在煤矿水文地质勘探和水害防治中的应用.世纪之交煤矿地质学术论文集[C], 西安:中国煤炭学会煤田地质专业委员会, 中国地质学会矿井地质专业委员会, 1999年9月:362-363
- [20] 王辉, 黄鼎成.地震层析成像方法及其在岩体结构研究中的应用.工程地质学报[J]. 2000, 8(1):109-117
- [21] 唐大荣.地面岩溶塌陷的高分辨地震勘查[J]. 物探与化探, 1994, 18(1):35-39
- [22] 蒋向军; 韩永琦; 李来喜. 地震层析法在调查铁路路基塌陷区中的应用[J]. 工程地球物理学报, 2007, 4(1):37-42
- [23] 刘纯贵. 地震勘探法在井下探测陷落柱中的应用[J]. 中国煤炭, 2006, (1):43-45
- [24] 阎述, 陈明生, 单青生等. 二维自动地电阻率技术探测门头沟老窑.煤炭地质与勘探[J]. 1995, 23(5):453-457
- [25] 于景村, 李志腴. 高密度电阻率法检测地基注浆效果.地质与勘探[J]. 1998, 34(5):48-51
- [26] 王建军, 强健科, 李成香等. 高密度电法在地面塌陷勘察中的应用.工程地球物理学报[J]. 2005, 2(3):232~23
- [27] 祝卫东, 钱勇峰, 李建华. 高密度电阻率法在采空区及岩溶探测中的应用研究.工程勘察[J]. 2006(4):69-73

- [28] Frohlich R K, and Urish D W. The use of geoelectrics and test wells for the assessment of groundwater quality of a coastal industrial site[J]. *Journal of Applied Geophysics*, 2002, 50: 261–278
- [29] Ramirez A, Daily, W., LaBrecque, D., Owen, E., and hesnut, D., Monitoring underground steam injection process using electrical resistance tomography[J]. *Water Resources Research*, 1993, 29, 73–87
- [30] 徐首. 甚低频电磁法在隐伏采空区勘察中的应用[J]. *河北地质学院学报*, 1994, 17(3): 257-260
- [31] 李豺, 郭文波, 李毓茂. 瞬变电磁法在煤田矿井涌水通道勘察中的应用[J]. *西安工程学院学报*, 2000, 22(3): 35~38
- [32] Unsworth M J, Egbert G D, Booker J R. High resolution electromagnetic imaging of the San Andreas Fault in Central California[J]. *J Geophys Res*, 1999, 104: 1131-1150
- [33] 翟建山, 康静文, 张子虎等. 用激发极化法探测煤层采空区积水[J]. *山西矿业学院学报*, 1997, 15(3): 241-247
- [34] 龙凡, 韩天成. 激电法在地下水探测中的应用效果. *物探与化探*[J]. 2002, 26(6): 422-432
- [35] 邓靖武, 潘玉玲, 熊玉珍. 探查地下水的新方法—地面核磁共振找水方法的应用研究[J]. *现代地质*, 2004, 18(1): 121~12
- [36] 万乐、潘玉玲. 利用核磁共振方法探查岩溶水. *CT 理论与应用研究*[J]. 1999(3): 15~19
- [37] Atekwana E A, Sauck W A, Abdel A G. Geophysical investigation of vadose zone conductivity anomalies at a hydrocarbon contaminated site: implications for the assessment of intrinsic bioremediation[J]. *Journal of Environmental and Engineering Geophysics*, 2002, 7: 103–110
- [38] Mackie R L, Livel Ybrooks D W, Madden T R. A magnetotelluric investigation of the San Andreas Fault at Carrizo Plain, California[J]. *Geophys Res Lett*, 1997, 24: 1847-1850
- [39] 刘继东. 综合物探方法在不良地质体勘察中的应用[J]. *西安工程学院学*

- 报, 1998, 20(03):63-66
- [40] 张宗熙, 谢凤琴译. 用综合地球物探法探测地下废弃采区[J]. 世界采矿快报, 1992, 18(6):4~5
- [41] 王水强, 黄永进, 唐坚. 一个应用综合物探方法检测地下注浆效果的实例[J]. 上海地质, 2005, 96(4):38-41
- [42] 郭恩惠, 刘玉忠, 赵炯等. 综合物探探测煤矿采空塌陷区[J]. 煤田地质与勘探, 1997, 25(5):8~11
- [43] 徐白山, 王思德, 田钢. 地震横波反射法探测含水洞穴的研究[J]. 东北大学学报, 2006, 27(1): 84-87
- [44] 蔡俊朝, 赵登科. 地震勘探技术在探测小井采空区中的运用[J]. 煤, 15(5): 8-10
- [45] Mavko G, Mukerji T. Bounds on low frequency seismic velocities in partially saturated rocks[J]. Geophysics, 1998, 63(3): 918-924
- [46] Chen G, Liang G H, Xu D R. Application of a shallow seismic reflection method to the exploration of a gold deposit[J]. Geophysics and Engineering, 2004, 1(3): 12-16.
- [47] 刘敦文, 徐国元, 黄仁东, 古德生. 金属矿采空区探测新技术[J]. 中国矿业, 2000, 9(4):34-37
- [48] 薛金芳, 柴智. 高密度电法探测煤矿采空区的效果分析[J]. 安阳师范学院学报, 2007, (2): 137-139
- [49] 于宝新. 高密度电阻率法在采空区探测中的应用[J]. 金属矿山, 2007, (369): 51-53
- [50] 王俊茹, 张吉恒, 许柏青. 瞬变电磁法在高速公路采空区勘测中的应用[J]. 物探与化探, 2007, 31(4): 358-364
- [51] 蒋邦远. 瞬变电磁法勘探[M]. 北京: 地质出版社, 1998
- [52] 张开元, 韩自豪, 周韬. 瞬变电磁法在探测煤矿采空区中的应用[J]. 工程地球物理学报, 2007, 4(4): 341-344
- [53] 曾若云, 姚建华. 直流电法在探测老窑采空区的应用[J]. 中国煤田地质, 2001, 13(4): 53-54

- [54] 郭崇光, 刘君. 综合电法在采空区探测中的应用[J]. 科技情报开发与经济, 2004, 14(2): 142-144
- [55] Gilbertson, R. J. The application of the Cavity Measurement System at Olympic Dam operations [ C ]. Proc. Underground Operators Conference, Kalgoorlie, Western Australia, 13 ~ 14 November 1995: 245~252.
- [56] 过江, 古德生, 罗周全. 金属矿山采空区 3D 激光探测新技术[J]. 矿冶工程, 2006, 26 (5) : 16~19
- [57] Jones C J, Spencer W J. The implication of mining subsidence for modern highway structure[C], Large Ground Movements and Structures Proceedings, University of Wales Cardiff, 1977: P515-526
- [58] Jones C J, Rourke T D. Mining subsidence effect on transportation facilities[R], MIS, 1988., (7): 107-126
- [59] Shand M Sergeant. Highway damage due to subsidence[R], MIS, 1988, (2) : 18-32
- [60] Wang M C. Settlement behavior of footing above a void[C], PCGGE, New Orleans, 1982: 168-183
- [61] Zaman M M, Aharn J L, Najjar Y M. Stability analysis and characterization of ground subsidence of abandoned lead-zinc mines in northwest Oklahoma. Rock Mechanics[C], Proceeding of the 30th U S Symposium, 707-714
- [62] 郑学敏. 特大采空区下矿柱回采的安全性评价[J]. 矿冶研究与开发, 2002, 12 (6) : 16~18
- [63] 刘沐宇, 徐长佑. 地下采空区矿柱稳定性分析[J]. 矿冶工程, 2003, 20(1): 19-22 [64]
- [64] AHMED M H, THOMAS F W. Search algorithm for minimum reliability index of earth slopes[J]. Geotech Engr, ASCE, 1999, 125(4): 301-308
- [65] Janbu N. Slope Stability Computations, Embankment Dam Engineering, Casagrand Volume, 1973; 47-86
- [66] Sarma S K. Stability Analysis of Embankments and Slopes[J]. Geotechnique, 1973, 23: 423-433

- [67] Li Gongyu, Zhou Wanfang. Sinkholes in karst mining areas in China and some methods of prevention[J]. *Engineering Geology*, 1999, 52(1-2): 45-50
- [68] Andreev V I, Danikina T S. Stress concentration close to a cylindrical cavity an inhomogeneous medium[J]. *Soviet Applied Mechanics*, 1984, 20(2): 123-129
- [69] Park, Duk Won. Model studies of subsidence over room-and pillar coal mines using holographic interferometry [C]. *U.S. Symposium on Rock Mechanics*, 1980, 265-274
- [70] Oleinikov A I. Stress-strain state of a medium with different modulus for a spherical cavity[J]. *Soviet Mining Science*, 1989, 24(4): 305-309
- [71] Hardy H, Reginald J. Salt cavity design and performance[C]. *American Gas Association, Operating Section, Proceedings*[C], 1976, 76-80
- [72] Rodriguez C R, Reyes G R. Resistivity identification of shallow mining cavities in Real del Monte, Mexico[J]. *Engineering Geology*, 1992, 33(2): 141-149
- [73] Babich I Y, Guz A N, Lobovik S B. Stability of the elastoplastic half-space around a spherical cavity[J]. *Soviet Applied Mechanics*, 1978, 14(10): 1035-1038
- [74] Cravero M, Iabichino G, Del Greco O. Experiences in the measurement of stresses and displacements in the Masua mine[C]. *Proceedings of the 3rd International Symposium on Field Measurements in Geomechanics*, 1991, 653-662
- [75] 刘献华. 紫金山金矿采空区处理技术研究[J]. *有色矿山*, 2002, 31(1): 20-23
- [76] Anon. Coal mining technology: some british developments[J]. *Coal Mining*, 1986, 23(3): 38-40
- [77] Sakamoto Akio, Yamada Noritoshi, Iwaki Keisuke, et al. Applicability of recycling materials to cavity filling materials[J]. *Journal of the Society of Materials Science*, 2005, 54(11): 1123-1128

- [78] Stepanov Y, Solov V O. Effect of the main parameters of an explosion-reactive unit (ERU) on the size of the cavity formed in soft rock[J]. Soviet Mining Science, 1991, 26(2): 154-158
- [79] Mez W, Schauenburg W. Backfilling of caved-in goafs with pastes for disposal of residues[J]. Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication Series, 1998, n1: 245-248
- [80] 郭君, 甘德清, 王志国等. 白毛峪铁矿地下开采对潘家口水库大坝稳定性影响分析[J]. 矿业快报, No. 468: 48~51
- [81] 李俊平, 陈慧明. 采空区安全评价的理论与实践[J]. 科技导报, 2008, 26(9): 50-55
- [82] 胡建华, 周科平, 陈庆发等. 充填体下连续开采诱导顶板失稳演化时变分析[J]. 广西大学学报, 2008, 33(1): 96~99
- [83] 李兴尚, 许家林, 朱卫兵等. 从采充均衡论煤矿部分充填开采模式的选择[J]. 辽宁工程技术大学学报, 2008, 27(2): 168~171
- [84] 王明立, 张华兴, 张刚艳. 刀柱式老采空区上行长壁开采的采矿安全评价[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(1): 87~90
- [85] 任凤玉, 李楠. 团城铁矿多空区矿体开采技术研究[J]. 金属矿山, 2008, No. 381: 32~34
- [86] 王荣林. 宜昌磷矿采空区现状及隐患分析和建议[J]. 化工矿物与加工, 2008, 1: 25~29
- [87] 邢万芳, 郭树林, 姚香. 岩金矿山采空区处理技术探讨[J]. 2007, 23(6): 7~10
- [88] 蒋秀香, 白忠民, 王怀佳. 新型胶结材料充填采空区的研究与实践[J]. 2002, No.5: 71~72
- [89] 于学馥. 信息时代岩土力学与采矿计算初步[M]. 北京: 科学出版社, 1991
- [90] Hu K X, Kemeny J. Fracture mechanics analysis of the effect of backfill on the stability of cut and fill mine workings[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1994, 31(3): 231-241

- [91] Johnson R A, York G. Backfill alternatives for regional support in ultra-depth South African gold mines[C]. In: Bloss D M, eds. MINEFILL '98. Brisbane, Australia: Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication, 1998. 239-244
- [92] Ryder J A. Application of numerical stress analyses to the design of deep mine[C]. In: South African Inst of Mining & Metallurgy, eds. GOLD 100, Johannesburg: South African Inst of Mining & Metallurgy Publisher, 1986. 245-253
- [93] Ryder J A. Excess shear stress in the assessment of geologically hazardous situations[J]. Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, 1988, 88(1): 27-39
- [94] James J V, Macdonald A J, Raffield M P. Backfilling philosophy for massive mining at depth in the South Deep section, Western Areas Gold Mine[C]. In: Bloss D M, eds. MINEFILL '98. Brisbane, Australia: Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication, 1998. 153-157
- [95] Henderson A, Jardine G, Woodall C. Implementation of paste fill at the Henty Gold Mine[C]. In: Bloss D M, eds. MINEFILL '98. Brisbane, Australia: Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication, 1998. 299-304
- [96] Jones M Q W, Rawlins C A. Thermal properties of backfill from a deep South African gold mine[J]. Journal of the Mine Ventilation Society of South Africa, 2001, 54(4): 100-105
- [97] Haase H. Potential for cost reductions by reducing heat loads in deep level mines[J]. Journal of the Mine Ventilation Society of South Africa, 1994, 47(3): 34-44
- [98] Grice A G. Recent Minefill Developments in Australia[C], In: Stone D, eds. MINEFILL 2001, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration , 2001. 351-358
- [99] Desouza E, Degagne D, Archibald J F. Minefill Applications, Practices and Trends in Canadian Mines[C], In: Stone D, eds. MINEFILL 2001, Society for

- Mining, Metallurgy, and Exploration , 2001. 311-320
- [100] 何继善.电法勘探的发展与展望[J]. 地球物理学报, 1997, 40: 308-315
- [101] 日丹诺夫 著, 潘玉玲, 王守坦译. 电法勘探[M]. 武汉: 中国地质大学出版社, 1990
- [102] 储绍良. 矿井物探应用[M]. 北京: 煤炭工业出版社,1995.
- [103] 梁光河; 徐兴旺; 肖骑彬等. 大地电磁测深法在铜镍矿勘查中的应用——以与超镁铁质岩有关的新疆图拉尔根铜镍矿为例[J]. 矿床地质, 2007, 26(1):120-126
- [104] Vozoff K. The magnetotelluric method in the exploration of sedimentary basins[J]. Geophysics, 1972, 37(1): 98-141
- [105] 萨姆纳(美)著, 陈文化译. 地球物理勘探的激发极化原理[M]. 北京: 地质出版社, 1981
- [106] 廖秀英.基于激发极化数据处理的系统研究 [D]. 长沙: 中南大学, 2006
- [107] HidehiroKumeetal.High speedgated, high resolution digital intensified CCD camera[C]. Proc.SPIE, 2003, 4948:38-44
- [108] 胡汉平, 李德华. 三维激光彩色扫描系统[J]. 高技术通讯, 2001, 11(3): 25-30
- [109] 严惠民, 倪旭翔, 陈奇霖等.无扫描三维激光雷达的研究[J].中国激光.2000,27(9):861-864
- [110] Jeffery A, Durucan S, Dennis J. An automatic laser scanning system for mine tunnel surface characterization[J]. Control Engineering Practice, 1994, 2(6): 531-534
- [111] Robson K, Chalmers A, Saigol T. An automated laser scan survey of the upper palaeolithic rock shelter of cap blanc[J]. Journal of Archaeological Science, 2001, 28(3): 283-289
- [112] Canada: Optech System Corporation, Cavity Monitoring System User Manual (Version 2.3) [EM ], 1996.
- [113] Measurement Devices Ltd(MDL), Cavity Auto Scanning Laser System(C-ALS)[EM], 2007

- [114] 郭广礼, 何国清等.部分开采老采空区覆岩稳定性分析[J].矿山压力与顶板管理, 2003 (3): 70~73
- [115] 赵文, 任凤玉.哑铃状两大型连通采空区岩石冒落与冲击气浪的预防[J].中国矿业, 2000, 19 (3): 76~79
- [116] 万虹.大面积采空区的稳定性研究[J], 1995 (3): 21~25
- [117] 刘克功.大采高综放工作面顶板活动规律研究[J].金属矿山, 2008, (6): 9-11
- [118] 谭捍华, 罗强, 汪稔.集中荷载作用下洞穴顶板变形规律研究[J].2008, (4): 188-193
- [119] 黎斌, 范秋雁, 秦凤荣.岩溶地区溶洞顶板稳定性分析[J].岩石力学与工程学报, 2002, 21(4): 532-536
- [120] 袁腾方, 曹文贵, 赵明华.岩溶区高速公路路基下岩溶顶板稳定性的模糊评价方法[J].中南公路工程, 2003, 28(1): 8-11
- [121] Guo GL, He GQ, Qiao ZC. The stability analysis of structure's foundation rockmass over shallow mine goafs and its treatment—A case study[C]. Mining Science and Technology, A A Balkmen, Rotterdam Brookfield, 1996, 349-352
- [122] 徐长佑.露天转地下开采[M].湖北: 武汉工业大学出版社, 1990
- [123] 蔡美峰, 何满潮, 刘东燕.岩石力学与工程[M].北京: 科学出版社, 2002
- [124] Hoek E, Brown E T. Underground Excavation in Rock [M]. London: Institution of Mining and Metallurgy, 1980
- [125] 邱贤德, 黄木坤.数值计算在采空区稳定性评价中的应用[J].矿山压力与顶板管理, 2002 (4): 105~118
- [126] 秦艳华; 王晓军; 钟春晖.矿柱回采对采空区稳定性影响数值模拟研究[J].2007, (3): 8-10
- [127] 张娇, 姜谟男, 易南概.东坪金矿采空区开挖过程的三维有限元数值模拟[J].中国矿业, 2006, 15(11): 81-84
- [128] 杨伟忠.爆破动载影响矿柱稳定性的研究[J].工业安全与防护, 1998, 12:21-24

- [129] 李江腾, 曹平. 非对称开采时矿柱失稳的尖点突变模型[J]. 应用数学与力学, 2005, 26(8): 1003-1008
- [130] 袁瑞甫, 李元辉, 赵兴东. 围压卸荷对矿柱破坏模式影响分析[J]. 矿业研究与开发, 2006, 26(2): 24-26
- [131] 李庶林, 桑玉发. 尾砂胶结充填体的破坏机理及其损伤本构方程[J]. 黄金, 1997, 18(1): 24-29
- [132] Ghali A. Concrete structures: stresses and deformations[M]. New York: Chapman and Hall, 1986
- [133] 冯乃谦主编. 实用混凝土大全[M]. 北京: 科学出版社, 2001
- [134] Ilgner H J, Kramers C P, Developments in backfill technology in South Africa. Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication Series, 1998, n1: 129-135
- [135] Peterson S, Szymanski J, Planeta S. Statistical model for strength estimation of cemented rockfill in vertical block mining. In: Bloss D M, eds. MINEFILL '98. Brisbane, Australia: Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication, 1998. 173-177
- [136] Luker I, Waters J A. Large scale in-situ test to investigate the mechanical characteristics of the backfilled soil and rock from a surface mining operation. Proceedings of the International Conference on Ground Movements and Structures[C], 1992. 29-35
- [137] Ouellet J, Bidwell T J, Servant S. Physical and mechanical characterisation of paste backfill by laboratory and in-situ testing. In: Bloss D M, eds. MINEFILL '98. Brisbane, Australia: Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication, 1998. 249-253
- [138] Ouellet J, Servant S. In-situ mechanical characterization of a paste backfill with a self-boring pressuremeter. CIM Bulletin, 2000, 93(1042): 110-115
- [139] Eringen A C. 连续统力学(程昌均, 俞焕然译). 北京: 科学出版社, 1991
- [140] 徐定华, 徐敏. 混凝土材料学概论. 北京: 中国标准出版社, 2002
- [141] 沈观林. 复合材料力学. 北京: 清华大学出版社, 1996

- [142] 于晓中, 谯常忻, 周群力. 岩石和混凝土断裂力学. 长沙: 中南工业大学出版社, 1991
- [143] 李兆霞. 损伤力学及其应用. 北京: 科学出版社, 2002
- [144] Mazars J. A description of micro-and macroscale damage of concreted structures. *Engineering Fracture Mechanics*, 1986, 25(5/6): 729-737
- [145] 陈湘才, 郭昌寰, 胡增强. 固体力学基础. 南京: 东南大学出版社, 1990
- [146] Gurtunca R G, Topper A Z, Squelch A P, et al. Rock Engineering Criteria for Backfill in Ultra-Deep Level Mining Environments, In: Stone D, eds. *MINEFILL 2001*, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2001. 133-144
- [147] 卢平. 制约胶结充填采矿法发展的若干充填体力学问题. *黄金*, 1994, 15(7): 18-22
- [148] Henley. S. Catastrophe theory models in geology[J]. *Mathematical Geology*, 1976,8(6):649-655
- [149] Cubit John M, Shaw Brian. The geological implication of steady-state mechanisms in catastrophe theory[J]. *Mathematical Geology*, 1976, 8(6): 657-662
- [150] Qin S, Jiao J J, Wang S. A cusp catastrophe model of instability of slip-buckling slope[J]. *Rock Mechanics and Rock engineering*, 2001, 34(2): 119-134
- [151] 龙辉, 秦四清, 朱世平等. 滑坡演化的非线性动力学与突变分析[J]. *工程地质学报*, 2001, 9(3): 331-335
- [152] 谢和平, 陈忠辉. 岩石力学[M]. 北京: 科学出版社, 2004
- [153] 张永兴. 岩石力学[M]. 北京: 中国建筑工业出版社, 2008
- [154] 陈国荣. 弹性力学[M]. 南京: 河海大学出版社, 2002
- [155] 米海珍, 李春燕. 弹性力学[M]. 重庆: 重庆大学出版社, 2001
- [156] 褚卫江, 徐卫亚, 杨圣奇等. 基于 FLAC~(3D)岩石黏弹塑性流变模型的二次开发研究[J]. *岩土力学*, 2006, 27(11): 2005-2010
- [157] 邬爱清, 张奇华. 岩石块体理论中三维随机块体几何搜索[J]. *水利学报*,

- 2005, 36(4): 426-432
- [158] SHAPIRO A, DELPORT J L. Statistical analysis of jointed rock data[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts, 1991, 28(5): 375-382
- [159] Ahn S H, Lee C I. Removability analysis of rock blocks by block theory and a probabilistic approach[J]. Int. J. Rock Mech. Min. Sci, 2004, 41(3): 1-6
- [160] 贾厚华, 贺怀建. 边坡稳定模糊随机可靠度分析[J]. 岩土力学, 2003, 4(4): 657-660
- [161] 邓建, 李夕兵, 彭怀生. 确定充填体临界高度的极限分析法. 金属矿山, 1999, 277(7): 13-15
- [162] Harlow D G, Phoenix S L. Probability distributions for the strength of fibrous materials under load sharing[J]. Adv. Appl. prob., 1982, vol 14: 68-94
- [163] 高社生, 张玲霞. 可靠性理论与工程应用. 北京:国防工业出版社,2002
- [164] 祝玉学. 边坡可靠性分析. 北京: 冶金工业出版社, 1993
- [165] 刘志祥, 李夕兵, 戴塔根等. 尾砂胶结充填体损伤模型及与岩体的匹配分析, 岩土力学, 2006, 27(9): 1442~1446
- [166] 高 磊. 矿山岩石力学. 北京: 机械工业出版社, 1987
- [167] Mansurov V A. Acoustic emission from failing rock behavior[J]. Rock Engng, 1994, 27(3): 173-182.
- [168] 程久龙. 岩体测试与探测[M]. 北京: 地震出版社, 2000
- [169] 唐春安. 岩石声发射规律数值模拟初探[J]. 岩石力学与工程学报, 1997, 16(4): 368-374
- [170] 张银平, 岩体声发射与微震监测定位技术及其应用[J]. 工程爆破, 2002, 8(1):58-61
- [171] 唐绍辉, 吴壮军. 岩石声发射活动规律的理论与试验研究[J]. 矿业研究与开发, 2000, 20(1): 16-18
- [172] 郁俊莉. 资本市场非线性特性与混沌控制研究: [博士学位论文]. 天津: 天津大学, 2001
- [173] 姚洪兴. 混沌经济系统的复杂性及非线性方法的研究: [博士学位论文].

- 东南大学, 2001
- [174] 曾开华, 陆兆溱. 边坡变形破坏预测的混沌与分形研究. 河海大学学报, 1999, 27(3): 9-13
- [175] 简湘超, 郑君里. 混沌和神经网络相结合预测短波频率参数. 清华大学学报(自然科学版), 2001, 41(1): 16-19
- [176] Sivakumar B, Jayawardena A W, Fernando T M. River flow forecasting: Use of phase-space reconstruction and artificial neural networks approaches. *Journal of Hydrology*, 2002, 265(1): 225-245
- [177] Tiwari R K, Rao K N. Phase Space Structure, Attractor Dimension, Lyapunov Exponent and Nonlinear Prediction from Earth's Atmospheric Angular Momentum Time Series. *Pure appl. geophys.*, 1999, 156: 719-736
- [178] 蒋卫东. 尾矿坝非线性系统混沌与安全研究[博士学位论文]. 长沙: 中南大学, 2003
- [179] Albano A M, Muench J, Schwartz C, et al. Singular-value decomposition and the Grassberger-Procaccia algorithm. *Phys. Rev. A*, 1988, 38: 3017-3026
- [180] 权先璋, 蒋传文, 张勇传. 径流预报的混沌神经网络理论及应用. 武汉城市建设学院学报, 1999, 16(3): 33-36
- [181] 安鸿志, 陈敏. 非线性时间序列分析. 上海: 上海科学技术出版社, 1998
- [182] 陈士华, 陆军安. 混沌动力学初步. 武汉: 武汉水利电力出版社, 1998
- [183] Wolf A, Swift J B, Swinney H L. Determining Lyapunov exponents from a time series. *Physica D*, 1985, 16: 285-317
- [184] 何国光, 周坚强. 基于前向神经网络的知识获取. 吉首大学学报(自然科学版), 2002, 23(6): 62-65
- [185] Kobayashi M, Hattori M, Yamazaki H. Multidirectional associative memory with a hidden layer. *Systems and Computers in Japan*, 2002, 33(6): 1-9
- [186] 飞思达科技产品研发中心编著. MATLAB(6.5)辅助神经网络分析与设计. 北京: 电子工业出版社, 2003
- [187] 余英林, 李海洲. 神经网络与信号分析. 广州: 华南理工大学出版社, 1996

- 
- [188] 戴 葵. 神经网络实现技术. 长沙: 国防科技大学出版社, 1998
- [189] Kobayashi M, Hattori M, Yamazaki H. Multidirectional associative memory with a hidden layer. *Systems and Computers in Japan*, 2002, 33(6): 1-9
- [190] 余英林, 李海洲. 神经网络与信号分析[M], 华南理工大学出版社, 1996

## 致 谢

本论文是在导师李夕兵教授的精心指导下完成的。导师深厚的学术造诣、严谨求实的治学态度、丰富的经验以及孜孜不倦的工作精神，使学生终身受益。攻读博士学位的三年间，在学习、工作、生活等各方面都得到了导师无微不至的关怀和帮助。从论文的选题到论文的修改，各章节的构思与研究思路都饱含着导师的智慧与辛勤。在此，谨向恩师表示深切的敬意和衷心的感谢！

学习期间，得到了资源与安全工程学院领导和老师的关心和支持，古德生院士、曹平教授、吴超教授、赵国彦教授、刘爱华教授、王新民教授、周科平教授、张钦礼教授等提供了许多帮助。我的师兄弟（妹）刘志祥、周子龙、李启月、凌同华、张义平、王卫华、龚声武、张伟、马春德、刘希灵、宋友红、李地元、廖国礼、胡家国、马海涛、崔栋梁、李永刚、段瑜等提供了多方面的帮助。在此，表示衷心的感谢。

最后，向给予过作者关心、支持和帮助，在此难以一一署名的每一位领导、师长、朋友和同学表示诚挚的谢意！

作者：彭欣  
2008年11月

## 攻读博士学位期间发表的学术论文

- [1] PENG Xin(彭欣), LI Xi-bing(李夕兵), ZHANG Qin-li(张钦礼), WANG Xin-min(王新民). Quality evaluation of layerlike backfilling and flow pattern of backfill slurry in stope[J]. Journal of Central South University of Technology, 2007, 14(4): 580-583
- [2] 彭欣, 崔栋梁, 李夕兵, 李永刚, 特大采空区近区开采的稳定性分析[J]. 中国矿业, 2007, 16(4): 70-73
- [3] 赵国彦, 彭欣, 石志纯, 袁新华, 矿山安全中的照明问题与科学对策[J]. 采矿技术, 2005, 5(1): 31-32, 100
- [4] 廖国礼, 彭欣, 王云海, 胡家国, 李全明, 马海涛. 大型复杂采空区隐患治理工程安全性评价技术实践[J]. 中国安全生产科学技术, 2008, 4(1): 15-20
- [5] 凌同华, 彭欣, 李夕兵. 软岩巷道变形的混沌研究[J]. 地下空间与工程学报, 2007, 3(3): 420-429
- [6] 王新民, 姚建, 彭欣. 火灾时期致命因素危害时间的研究[J]. 消防科学与技术, 2005, 24(1): 28-30
- [7] 王新民, 段瑜, 彭欣. 采空区灾害危险度的模糊综合评价[J]. 矿业研究与开发, 2005, 25(2): 83-85
- [8] 彭欣. 采空区群地表宏观识别和地下精确成像技术. 矿业研究与开发, 已接收。
- [9] 彭欣, 李夕兵, 刘志祥, 刘超. 大宝山矿采空区近区安全开采可靠性研究, 矿冶工程, 已接收。

作者: [彭欣](#)  
学位授予单位: [中南大学](#)

## 相似文献(3条)

1. 期刊论文 [赵国彦](#), [刘志祥](#), [李夕兵](#), [刘超](#), [ZHAO Guo-yan](#), [LIU Zhi-xiang](#), [LI Xi-bing](#), [LIU Chao](#) 塌陷采空区近区安全开采可靠性研究 - [矿冶工程](#)2009, 29(4)

为实现大宝山矿塌陷采空区近区矿体安全开采和最大限度地回收资源,建立了塌陷采空区近区开采保安矿柱力学分析模型,得出了矿柱内应力大小与开采深度、采场高度及矿柱宽度的计算公式,并用可靠性理论确定了大宝山矿塌陷区近区开采合理保安矿柱尺寸。研究结果表明,矿柱宽度越小,矿柱内垂直应力越高;开采高度越高,矿柱越容易破坏。结合大宝山矿塌陷采空区近区开采工程实际,推荐了不同开采高度下的保安矿柱宽度。

2. 期刊论文 [彭欣](#), [崔栋梁](#), [李夕兵](#), [李永刚](#), [Peng Xin](#), [Cui Dongliang](#), [Li Xibing](#), [Li Yonggang](#) 特大采空区近区开采的稳定性分析 - [中国矿业](#)2007, 16(4)

广东大宝山矿由于民采泛滥,在井下形成了大小不一的众多空区,其中576特大采空区高达数百万m<sup>3</sup>,在其北部有大量矿体赋存,开采迫在眉睫。为避免冲击地压及塌陷隐患,必须对576空区进行处理。提出用废石充填576采空区的方案并且正在实施。应用ANSYS三维有限元程序研究了采空区处理前的围岩应力应变情况,分析了采空区在充填处理后其对近区开采的影响。结论表明,采空区在未经处理前,围岩表现为局部应力集中,空区顶部拉应力集中,在充填处理后,应力集中程度明显减小,应变程度也得到遏制,安全隐患得到消除,近区开采得以保证。

3. 学位论文 [刘玲平](#) 大宝山地下采空区探测与防治技术研究 2007

广东省大宝山矿业有限公司地下矿床采用分段空场法开采,多年来由于民采与矿山开采形成了数百万m<sup>3</sup>的采空区。近年,井下出现过三次明显的冒落和地压活动,对地表、露天边坡、露天铁矿开采及井下安全生产产生了一定的影响,主要表现在:(1)对地表环境和设施造成了破坏;(2)破坏井下安全生产系统;(3)引起人员、设备的安全事故;(4)造成一定的经济损失。

为了充分合理回收地下资源,广东省大宝山矿业有限公司特提出《地下采空区探测与处理》课题,在对现有采空区状况进行充分调研的基础上,通过理论与数值分析、取样实验等技术手段,对采空区群进行探测与分类,重点对涉及井下安全开采的塌陷区及关键采空区充填区域的稳定性进行了研究,并提出与该区域矿体开采的安全指标与技术措施,以保证后续地下安全开采。通过系列研究,获得了如下重要成果:

(1)CMS系统是进行空区探测的有效手段。它具有探测空区效率高,探测结果可视化效果好的优点,CMS探测成果可直接用于计算空区体积和顶板面积、建立空区三维模型、对模型沿任意方向和位置切割面,可进一步用于指导空区充填、开展空区稳定性分析等相关采矿管理和控制过程。

(2)对矿区采空区进行了系统调查和研究,大宝山矿井下I~IX采空区总体积约为181.05万m<sup>3</sup>,其中I号为较小的民窿,II、VI已进行充填,V、VII、VIII自然崩落至地表,III、IV充填尚未结束,IX为民采老窿。II、VI等空区充填体积约为39.8万m<sup>3</sup>,三次大塌方填实空区体积83.1万m<sup>3</sup>,现存空区体积58.15万m<sup>3</sup>。掌握了采空区的具体分布状况,采空区与露天开采以及露天边坡的空间关系,采空区与井下重大生产设备空间位置关系。统计结果表明,在610、600、570中段,采空区最为集中。较大的采空区和采空区群主要集中在23~31线、37~41线、45~49线之间。

(3)对大宝山矿“六·一二”、“七·九”和“一一·二七”三次大的空区坍塌进行了调研,统计了各次塌方范围、塌方量及塌方原因。用下限法、应力分析法和简化Bishop法分别对塌陷区进行了力学分析,得到各种方法的安全分别为1.90、2.13和1.96,各方法计算的平均安全系数为2.53。研究认为,应力最为集中的三个空区经过塌陷以后,应力得到了极大程度的释放和缓解,大的宏观地压显现已不复存,塌陷区上下盘围岩是稳定的,不会发生再次滑移与塌陷。

(4)对576特大采空区进行了充填前及充填后的数值模拟分析,研究表明,576空区形成时释放了大量的应力,现阶段空区基本稳定,但上方自顶板贯穿至地表的较大区域出现拉应力,这个区域易受拉破坏,故存在安全隐患,随着时间的推移,岩体破坏加剧,会影响整个采空区的稳定性。576采空区实施废石充填后,充填体虽然不能完全阻止围岩和矿柱的变形,但给予矿柱的侧向阻力能使矿柱的受力变形状况得到很好的改善,采空区两帮围岩的应力集中现象亦有明显改观,并且采空区塌陷造成强烈空气冲击波的危险消除,是576采空区近区开采先决条件。

(5)对576采空区以北矿体的安全回采应采取如下技术措施:①576特大采空区充填至顶部时,可采用注浆方式,必须实现充填顶接,使充填体承受采空区顶部覆盖岩层的压力;②576采空区充填后,同样会产生应力转移和应力重分布,可能对周边矿柱和空区顶板的稳定性产生影响,必须加强对充填区域周边地压监测及预测预报工作;③51线以北的矿体是大宝山矿今后较长时期井下开采的主要区域,这部分矿体的开采,应该科学合理的设计采矿方法,严格规划矿块的回采顺序和充填顺序,产生的新采空区均应及时进行处理,避免欠账;④大宝山矿井下采空区可以采用充填、崩落、空场联合处理的办法,对于矿岩条件相对较好的、孤立且规模不大的采空区,采用封闭和隔离的方法处理;对相对比较独立的上部采空区若地表允许塌陷,可以采用崩落采空区的方法处理;而对于下部矿岩条件相对较差的大型采空区最好采用充填料充填采空区;⑤随着开采范围扩大,地压活动加剧,建议大宝山矿建立一套完整的适合大宝山矿实际情况的地压监测预报系统,为地下矿床安全开采提供安全保障。

本文研究工作立足学科前沿,运用最新探测技术与手段,对地下采空区的探测和处理进行了系统研究,为矿山现场采空区的影响提出了有效的控制措施。

本文链接: [http://d.g.wanfangdata.com.cn/Thesis\\_Y1538871.aspx](http://d.g.wanfangdata.com.cn/Thesis_Y1538871.aspx)

下载时间: 2010年5月31日