

# 望儿山金矿 1 号井筒稳定性分析及治理研究

## 摘 要

本文围绕着望儿山金矿 1 号井筒出现的变形、开裂及治理问题开展研究工作。首先从工程地质角度对望儿山金矿 1 号井筒周围的地层、构造、岩石特性和裂隙分布进行详细的分析，为井筒变形破坏机制的研究、井筒治理方案的选择、参数的设计提供依据。并且采用先进的地质雷达设备及分析方法对井筒周围的采空区进行探测，得到采空区的分布和塌落变形可靠的资料。然后从力学角度及有限元分析方法对井筒的稳定性进行了分析，发现由于采空区的塌落使得井筒围岩出现了拉应力和较大的塑性区，这是由于局部采空区塌落后，井筒围岩出现应力重分布产生的。根据井筒变形破坏的力学机制，采用了巧妙的爆破卸载与加固相结合的治理方案，并采用稳定性分析方法确定相应的参数。通过分析现场围岩位移和锚索内力量测，证明了治理方案的正确性和可靠性。爆破卸载的实质是调整围岩的应力状态。通过爆破生成裂缝，将围岩的拉应力变为压应力，使井筒的稳定性大大地提高。为岩土工程环境治理提供了一种新的途径。

**关键词** 力学特性 破坏机理 有限元 稳定性 治理

# Research on Stability Analysis and Disposal of No.1 Shaft in Wang Er Shan Gold Mine

## Abstract

Research is carried out in this text ,which focus on deformation ,crack and disposal of NO.1 shaft in Wang Er Shang gold mine. At first, the text analyses the stratum, structure, rock characteristic and crack around it from the geological angle of project, which can offer the basis to the research of the mechanism, choice of managing scheme of shaft, design of the parameter for the shaft out of shape. And it adopts the advanced geological radar equipment and analytical method to survey the goaf of shaft, and gets hold of the distribution and slump reliable materials out of shape of the goaf. Then the text analyses stability to the shaft through mechanics method and finite element, find that the slumps of goaf make shaft appear tensile stress and heavy plasticity district. This because wall rock appears stress redistribute behind part goafs caving. According to the mechanics mechanism that destroys out of shape of the shaft, the text have adopted proposal which comprises ingenious blast and enforcement, and adopted the analytical method of the stability to define the corresponding parameter. Through analysing the displacement of wall rock and examining the strength of anchor , the text proves exactness and dependability of managing scheme. The blast essence is to adjust stress state of wall rock. Through blasting

the crack is produced, which makes tensile stress become pressure stress. It makes the stability of shaft raise greatly. This offers a kind of new way for geotechnical engineering environmental improvement .

**Key words** mechanics performance destructive mechanism finite  
element stability disposal

## 声 明

本人声明所呈交的学位论文是在导师的指导下完成的。论文中取得的研究成果出加以标注和致谢的地方外，不包含其他人已经发表或撰写的研究成果，与我一同工作的同志对本研究所作的任何贡献均已在论文中做了明确的说明并表示谢意。

本人签名：

陈景瑜

日

期：

2023.8.16

# 第一章 前 言

## 1.1 课题的来源

随着国民经济的发展,岩体工程发展迅速,越来越多的水利、交通、能源和国防工程建筑在岩石地区,这就需要开掘大量井巷、隧道和各种硐库等,其工程设计、施工、运营、稳定性等都直接依赖于岩体的强度、变形、渗透性及破坏等特性。

岩体,作为一种天然的地质材料,经历了漫长的成岩和改造历史,赋存在一定的地质物理环境中,具有内在的缺陷,并为各种尺度和形态的软弱结构面(主要是节理面)所切割。因此,它是一种各向异性的非线性、非连续、具有初始损伤的力学介质。通常,岩体处在复杂应力状态下并承受三向应力的作用,岩体的强度、变形及其稳定性除与其本身的组构有关外,主要受构造应力、环境(水、气、温度、风化及地震等)及人类工程活动的影响。特别是随着采掘事业向深部发展,遇到越来越多的软岩或高应力地层,由于工程施工的扰动(即人为施加爆炸力或机械切削力将岩石破碎、运出),岩体原有的平衡状态被打破,由此引起岩体内的应力重分布,促使岩体中内在裂纹(裂隙)不断累积和发展,进而产生宏观的时效断裂,导致岩体发生破坏失稳,进而对巷道、硐室等的维护结构产生巨大影响,出现井筒断裂、巷道底鼓、崩塌等灾难性事故,其工程实例比比皆是。因此,传统的加固支护法作为一种被动的支护方式,很难适应这类巷道或井筒的围岩变形。

综观近些年来国内外一些井筒、巷道的破坏形式及其破坏原因,主要是由于围岩塌方及因地下水位下降引起的地层沉降,是造成井筒断裂或巷道破坏破裂的直接原因。为了治理这类生产井筒或巷道破裂灾害,减小巷道围岩应力,人们研究除了一种新的治理方法:卸压法,如切缝、钻孔和爆破卸压法等。这些方法的实质在于将巷道周边附近围岩的高应力转移到深部围岩使其处于应力降低区,从而达到减小围岩变形、提高围岩稳定的目的。它与传统支护方式不同之处在于:卸压法是一种主动的支护式措施,而后者是抗衡或适应巷道围岩破坏和变形的被动支护方式。

在卸除井筒或巷道周边附近围岩高应力集中后,尚需对该部分岩体进行必要的加固,以确保其不会对井筒或巷道产生附加压力,造成二次破坏。常用的加固方式锚杆或锚索加固法。通常,锚固支护可分预应力和非预应力锚固两类。一般来说,锚固工程措施可使岩体等效刚度增大,对预应力锚固,则需再行施加外荷载(锚固力)。锚固力和锚固深度均需根据初始应力卸荷范围和卸荷量级初步确定,再经多方案比较优选。在确

定锚固方案后, 仍需研究锚固时机、锚固后岩体应力场改善情况(三次应力场)、岩体最终可能变形量、锚固工程的力学状态、裂隙可能张开度的发展、地下水渗流场的变化及最终确定工程排水措施。

目前, 许多研究者已对工程岩体的卸荷破坏机制及其锚固效应进行了大量的研究, 但是, 由于受客观条件的限制, 该课题无论在研究范围还是在深度上都有待进一步的研究。

## 1.2 国内外的研究现状和存在的问题

对于软岩巷道、某些深采巷道、高应力地段硐室, 以及由于围岩塌方沉陷, 地下水流渗透影响的岩体工程, 只靠支护往往难于维护, 于是, 国内外出现了人工改变围岩体应力状态的巷道维护方法, 它们被称为应力控制法或卸压法。德国在极松软底板的巷道中开底板卸压槽, 使底板围岩边缘处的水平应力向岩体内部转移。前苏联提出了“锚杆支护—爆破卸压法”以及“爆破卸压—注浆加固法”。波兰多个煤矿采用预裂爆破方法使巷道两帮卸压。此外, 捷克斯洛伐克和荷兰还试验了钻孔卸压法。从国外近些年的研究及工程实践看出, 卸压法有着广阔的应用前景。

从国内方面看, 康红普(1994)详细分析目前常用的卸压法并按照卸压措施和被保护巷道和硐室的位置关系, 将其分为周边卸压法和掘巷卸压法。周边卸压法是指从被保护巷道或硐室内向其附近围岩实施的卸压措施, 如切缝、钻孔及破等方法。掘巷卸压法就是在被保护巷道和硐室附近围岩中开掘卸压巷(槽), 使被保护巷道和硐室处于应力降低区, 从而提高围岩的稳定性, 减小围岩的变形。根据卸压巷(槽)与被保护巷道或硐室的位置关系的不同, 可将掘巷卸压法分为顶部、底部、侧帮及侧下脚卸压法。在此基础上还研究了各种卸压法控制巷道和硐室围岩变形的机理、参数确定和适应范围。朱维申通过研究巷道开挖后围岩的能量重新分布, 指出围岩发生的变形、破坏等力学效应可以看作是原来聚集在岩体中的弹性应变能释放做功的结果, 通过分析并近似得到如下的卸压原理能量方程:  $W_c + W_n + W_f = f$ , 其中  $W_c$ —非完全弹性介质中开挖硐室时围岩重新积聚的应变能,  $W_n$ —岩体变形及破坏等各种运动形式琐细的应变能,  $W_f$ —支护吸收的应变能,  $f$ —支护吸收的应变能, 为了保证巷道围岩稳定, 应使其积聚的应变能  $W_c$  不超过一定的限度 $[W_c]$ , 即  $W_c \leq [W_c]$ 。景海河, 胡刚, 武雄(2000)基于卸压的能量原理研究了卸压的应力分布和位移原理, 并在此基础上研究了用孔底爆破卸压法控制采区巷道底鼓。周同龄, 李玉寿, 高春花(1997)分析了爆破卸压防止巷道底鼓的力学原理, 认为爆破卸压就是减小膨胀, 释放应力的有效方法之一。炸药在软岩深部爆炸(称内部作用药包), 在其周围依次形成爆腔, 破碎压, 裂隙带和震动区。在上述区带中, 与卸

压相关的是破碎区和裂隙带,按应变能密度因子理论,在裂隙层理发育的软岩中爆破,爆破裂隙只会按原方向扩展,此时,爆生气体将会在应力波作用的基础上扩大裂隙。底板裂隙带的形成,将导致应力集中向深处转移。潘天林(1996)依据爆破理论,进行了巷道围岩松动爆破卸压的试验研究,并通过声波测试,证明了松动爆破有调整围岩应力分布的作用,即不仅降低了应力峰值,而且集中应力转移到深部围岩。韦涌清,潘天林,徐福堂,杨高明(1994)通过在巷道两帮支承压力带内进行深孔松裂爆破研究,得出爆破连通裂隙构成了一条变形模量降低数倍的软化带,使支承压力向深部转移,巷帮岩柱处于降压区成为自撑岩环体,并与弹性围岩及巷内支护共同组成自撑体系,从而提高巷道稳定性。齐庆杰,白福臣(1997)研究了软岩巷道围岩蠕变与支护形式的关系,提出了允许围岩蠕变的卸压支护技术原理,并给出了卸压支护结构技术参数。谢飞鸿(2001)研究了在页岩、泥岩等极易吸湿或遇水膨胀的高应力岩石中开掘巷道、硐室时的稳定性分析,并据此进行爆破卸压来改进软岩巷道的支护方式。何廷峻(1999)进行了导巷卸压支护软岩巷道的研究,即通过第一阶段掘小断面导巷并架设有限可缩的临时支架,待围岩稳定塑性圈形成之后再行第二阶段施工;第二阶段施工是将导巷刷大到设计断面并架设永久支架,砌筑水沟,铺设轨道,这时巷道施工全部完成。冯圣洪,黄伯轩(1994)研究了软岩巷道通过壁后充填卸压支护的原理。柯昌松(1999),杨俊杰(1999)分别研究了井壁卸压槽的作用机理及其影响因素,指出其在一定程度上能释放井壁中的应变能,提高井壁抵抗负摩擦力作用的能力。吕恒林,崔广心(2000)结合深厚表土中井壁破裂后采用卸压法进行治理的实际工程,根据物理模拟试验和现场实测取得的力学参数,通过数值模拟对“卸压”的力学机理和长期效果进行研究,得到卸压法治理井壁破裂各阶段中井壁内部应力、应变的动态变化规律和卸压槽压缩量的变化规律。

近年来,随着科技的发展和计算手段的提高,对于岩体的卸压研究又有了新的进展。一些学者将有限单元法和有限差分法引入岩体卸压的研究,取得了一些喜人的结果。在试验研究方面,由于电子扫描电镜和其他一些精密测量仪器的应用,使得人们对于岩石卸压减荷的微观机理有了更多的认识。然而,由于岩体本身及其卸荷破坏问题的特殊性和复杂性,目前此方面的研究尚处在初始阶段,存在的主要问题表现在如下几方面:

- (1) 对地下岩体工程的巷道、硐室围岩由于开挖卸荷、塌方沉陷、地下水渗流等引起的应力集中机理还不能给出理论上完备的推导。
- (2) 对岩体卸压减荷机理及其影响因素还有待进一步的研究。
- (3) 在试验研究方面,尚不能很好的模拟地下围岩实际应力状态。对于卸压减荷法还不能通过实验法得到验证。
- (4) 实际工程中,对待井巷、硐室围岩的高应力集中的处理办法还是比

较被动,基本上还是采取让、避、抗等方法。目前所能采取的卸压减荷法的应用还是比较有限,且大多还是依靠经验法为主,这就需要研究出更加经济实用、可靠的方法。

### 1.3 本文的研究内容和方法

本文主要研究以下几个方面的内容:

(1) 研究由于采空区的变形破坏引起井筒围岩应力场的变化以及井筒破坏的力学机制

(2) 从工程地质理论入手,探讨岩体在卸荷条件下的破坏形式,以及对井筒、巷道和硐室稳定性的影响。

(3) 根据望儿山金矿1号井筒的特定条件,提出一套全新的治理方案。

(4) 采用稳定性分析方法确定治理方案的各种参数。

本文结合莱州市望儿山金矿一号井筒的治理这一工程实例,采用理论分析、数值计算、工程实例相结合的研究方法。具体步骤如下:

首先,是从理论上分析岩体在开挖卸荷作用下的破坏形式及其变形机理,以及卸载和锚杆(索)的加固效应。

其次,从工程地质理论入手,探讨岩体在卸荷条件下的破坏形式,以及对井筒、巷道和硐室稳定性的影响。通过有限元程序模拟岩体的卸压减荷和加固效应。

最后,利用实测数据与计算所得的结果对比分析,说明本文研究方法正确性。

### 1.4 本课题研究的意义

开展工程岩体由于开挖卸荷或塌方沉陷等因素引起的岩体破坏机理的研究,并根据该条件下岩体破坏机理来采取卸压减荷研究以及锚杆(索)的加固效应研究,不仅具有重要的理论意义,而且可以较好的指导岩土工程的设计与施工,并能为工程建设提供一定的借鉴和指导作用。本课题的研究不仅解决了矿山的一个实际问题,而且为岩土工程的灾害治理方法提供了一种新的思路。



## 第二章 望儿山金矿工程地质分析

### 2.1 概述

望儿山金矿位于山东省莱州湾东部、莱州市东约 35km、莱州市金城镇境内；西与焦家金矿毗邻，东与招远市仅有一界之隔。矿区范围：西起东季村，东至冯百家，北起新城，南至曲城，总面积 24km<sup>2</sup>。该矿为地方国营企业，隶属于山东省莱州市黄金工业（集团）总公司。

望儿山金矿位于望儿山西坡，渤海平面为当地最低侵蚀基准面，矿床离渤海岸的最近距离约 6km。

矿区地形东南高、西北低。望儿山为最高点，标高 177.39m。矿区东部、南部为以侵蚀作用为主的丘陵区，沟谷发育，基岩裸露，标高 60—110m，坡降一般为 99%。西部、北部为平原区，地面标高 20—35m，地势平缓，向西或北倾斜，坡降为 6%。

区内地表水系不发育，仅有朱桥河的支流曲城河由东向西从矿区的南部流过。

望儿山金矿矿体埋藏比较深，当前采矿生产集中在浅部（以 -270m 标高为界），矿山采用主副井开拓系统，1<sup>#</sup>为副井，井深 252m（以 +102m——-150），井筒断面 3.5×2.6m；2<sup>#</sup>为主井，井深 192m（以 +102m——-90m），井筒直径  $\Phi$ 3.1m。2<sup>#</sup>井在 -90m 中段通过盲斜井开拓到 -150m 中段，-150m——-270m 通过盲竖井开拓，井深 120m。目前矿山生产主要集中在 -190m、-230m 和 -270m 中段。矿山采用的采矿方法为普通上向水平分层充填法。矿井通风主要靠自然通风、巨扇辅助。浅部工业场地及民用建筑均处于深部矿体的地表移动范围之内。

### 2.2 矿区地质

在大地构造位置上，望儿山矿处于我国东部新华夏第二隆起带胶北隆起的西北部，西侧与沂沭断裂带相毗连。

#### 2.2.1 地层

区内出露地层主要为新生界第四系及下元古界——太古界胶东群蓬乔组。新生界第四系地层主要分布于矿区东南、西南及西北部，由洪积层和冲击层的亚粘土、沙、砾石等组成，厚度 2—40m，胶东群蓬乔组出露于矿区西部焦家断裂带西侧，面积于 4km<sup>2</sup>。岩层走向北西，倾向北东，倾角 40° 左右。岩

性为黑云斜长片麻岩、黑云角闪长片麻岩、斜长角闪岩、黑云变粒岩等。

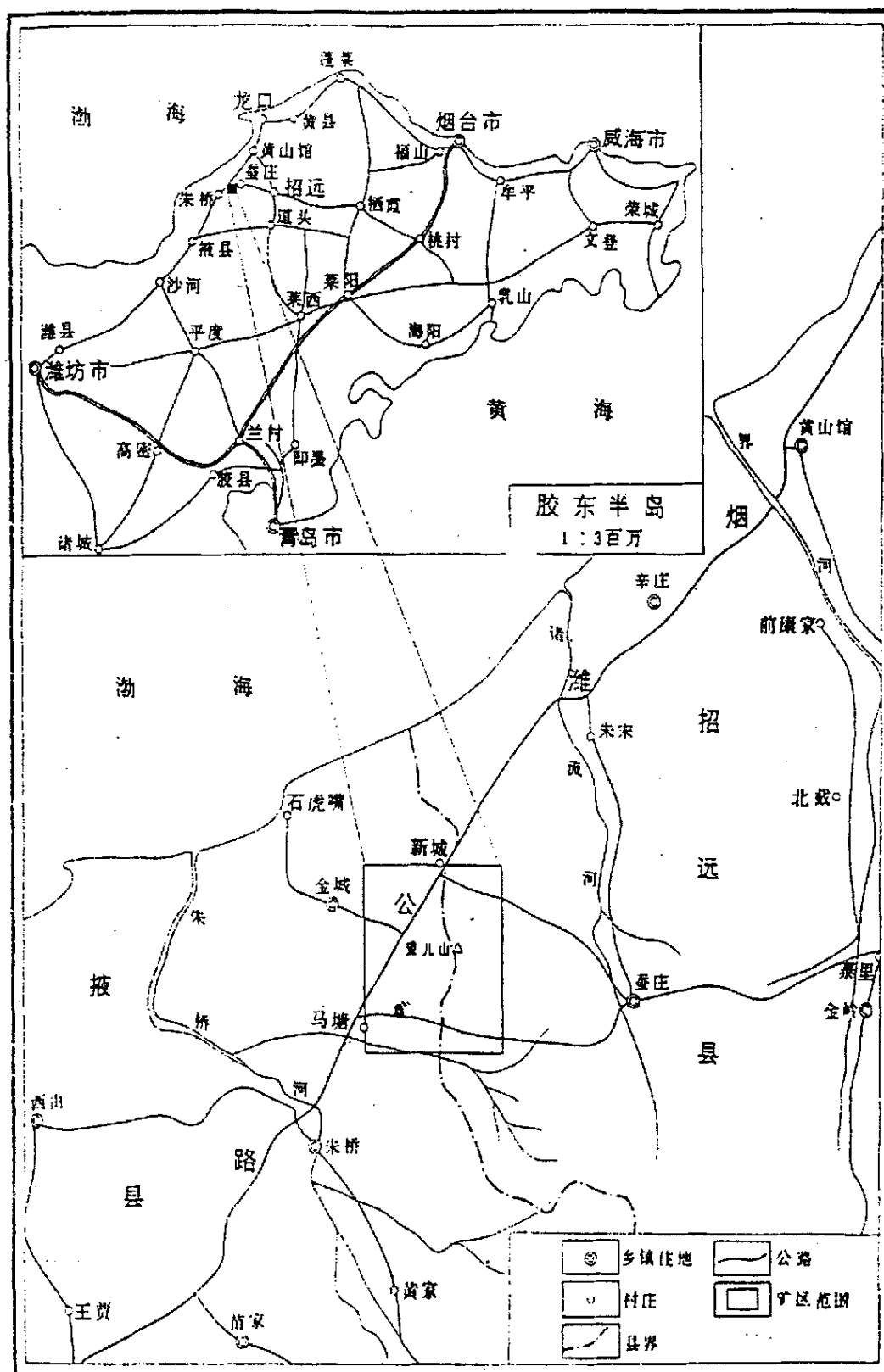


图 2.1 望儿山金矿区地理位置示意图

Fig.2.1 The geographical position of Wan Er Shan gold mine

### 2.2.2 构造

区内构造主要为断裂构造，属早新华夏系的压扭性断裂。按其规模大小大致可分为：Ⅰ级、Ⅱ级和Ⅲ级。

Ⅰ级构造：焦家断裂带。区内为总体走向  $30^\circ$  左右，北西倾，倾角  $40^\circ - 45^\circ$ 。宽 40-400m，由断层泥、绢英岩、绢英岩化碎裂岩等组成。

Ⅱ级构造：河东——望儿山断裂带主断裂。6 线至 46 线地段间为  $20^\circ$  至近南北，倾向北西至西，倾角一般  $45^\circ - 60^\circ$ 。宽 20—100m。目前控制最大倾向延伸 1200m。断裂带内主断层为  $F_1$ ，位于断裂带中间部位，宽 5—20cm，由断层泥、糜棱岩等组成。 $F_1$  主断层一般延伸 1000m 左右，倾角  $42^\circ - 55^\circ$ ，既是导矿构造又是储矿构造。望儿山金矿床最大的 1—1 号矿体即位于其下。

Ⅲ级构造：河东——望儿山主断裂上、下盘与主断裂近于平行的同序次一级构造。它们分别控制了  $A_{II}$ 、 $A_{III}$ 、 $A_{IV}$ 、 $A_V$ 、 $A_{VI}$  等矿化蚀变带，主要控制着次要矿体及零星矿体的分布。

区内岩石节理构造发育，比较发育的节理有走向为  $15^\circ$ 、 $35^\circ$ 、 $340^\circ$  和  $290^\circ$  四组。前三组节理分别显压性、扭性，后一组节理显张性。上述节理在部分地段可发育成一些小规模断层。

### 2.2.3 花岗岩类及脉岩

矿区内花岗类出露广泛，站基岩出露面积的 90% 以上，主要为黑云母花岗岩，其次为似斑花岗岩闪长岩脉岩主要有伟晶岩脉、煌斑岩脉和石英脉。黑云母花岗岩广泛分布于矿体内。似斑状花岗闪长岩呈枝状产出。出露于矿区东北角，矿床内少数钻孔中见到此种岩石。上述两种岩石呈渐变过渡关系。

## 2.3 矿床地质

矿床位于河东——望儿山断裂带南断 6 线至 46 线间， $1.96\text{km}^2$

### 2.3.1 蚀变带地质

矿床内共发育  $A_I - A_{VI}$  好六条蚀变带。其中以  $A_I$  号蚀变带规模最大，该断裂受河东——望儿山断裂带主断裂控制，其它均受次一级构造控制。 $A_V$ 、 $A_{VI}$  蚀变带隐伏于  $A_I$  号蚀变带上盘，其它三条均分布于  $A_I$  号蚀变带下。 $A_I$ 、 $A_V$ 、 $A_{VI}$  蚀变带为含矿蚀变带。 $A_{II}$ 、 $A_{III}$  号蚀变带仅在矿床边有小部分出露。

$A_I$  蚀变带受河东——望儿山断裂带在该矿床范围内的  $F_1$  好断层所控制，宽 10—70m，倾向上延伸 1200m。走向  $25^\circ$  至南北，倾向北西至西，倾角  $40^\circ - 50^\circ$ 。蚀变带中心部位（ $F_1$  主断裂面）蚀变强，岩性为石英脉、不纯质石英脉。向两侧蚀变渐弱，依次为绢英岩、绢英岩化花岗岩、硅化花岗岩、硅化红化花岗岩、绢云母化红化花岗岩、红化花岗岩。I-1~I-6 号矿体产

于其中。

$A_v$ 号蚀变带位于 26~46 线+100~-550 标高间  $A_l$  蚀变带上盘, 距  $A_l$  蚀变带水平距离 30~120m, 为隐伏蚀变带, 长 200~600m, 宽 10~40m, 倾向延伸 600~700m。蚀变带走向近南北, 西倾, 倾角  $40^\circ \sim 50^\circ$ 。蚀变带中心部位为硅化红化花岗岩, 向两侧逐过渡为红化花岗岩。V-1、V-2 矿体产于其中。

$A_{VI}$ 号蚀变带位于 42~46 线+60~-120m 标高间  $A_v$ 号蚀变带上盘, 距  $A_v$ 号蚀变带 140m 处, 为隐伏蚀变带。V<sub>I</sub>-1 号矿体产于其中。

矿体围岩蚀变有红化、绢英岩化、黄铁矿化及碳酸盐化。其硅化、绢英岩化、黄铁绢英岩化和黄铁矿化与金矿化关系密切, 为成矿期主要蚀变作用。

### 2.3.2 矿床类型

矿床成因类型应属于区域变质重熔岩浆活动有关的中(偏底)温热液裂隙充填交代型金矿床。

### 2.3.3 矿体地质特征

详细探明 24 个工业矿体按其储量和规模分为主要矿体、次要矿体和小矿体。主要矿体为 I-1、I-2 和 V-1 号矿体, 次要矿体为 V-2 和 23 号矿体, 其它 19 个矿体即 I-3~I-6、VI-1、24~37 均为小矿体。

I-1~I-6 号矿体产生于  $A_l$  号蚀变带中, V-1、V-2 号矿体产生于  $A_v$  号蚀变带中, 23-29、31 号矿体产生于  $A_l$  号蚀变带上盘, 30、32、34~36 号矿体产生于  $A_l$  号蚀变带下盘, 33、37 号矿体产生于  $A_v$  号蚀变带上盘。

主要及次要矿体产状及规模见表 2.1

### 2.3.4 矿石性质

(1) 矿石的矿物组成: 主要金属矿物有黄铁矿及自然金, 脉石矿物有石英、长石及绢云母。次要矿物有黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、辉钼矿及银金矿; 脉石矿物有方解石、重晶石等。

(2) 金矿物特征: 矿石中金矿主要为金银系列矿物。金矿物主要为自然金, 其次为银金矿。金矿物形态以粒状和角砾状为主, 合计占 70.58%; 其次为板片状、针状, 合计占 23.5%。

(3) 矿石结构构造: 矿石结构以自形——半自形晶粒状结构为主, 矿石构造以脉状和细脉侵染状构造为主。

(4) 矿石类型: 由于矿体多埋藏在-300m 以下, 因此除 VI-1 号矿体-60m 标高以上尖刀混合矿石外其他矿体中的矿石均为原生矿石。根据矿石结构、构造、主要矿物组合蚀变岩石特征, 可分为含金石英脉型和含金蚀变岩型矿石。含金蚀变岩型矿石为主要的矿石类型。

(5) 矿石的化学成分: 矿石中有用元素为金, 伴生元素为银、硫、铜。

表 2.1 矿体产状及规模表

Table 2.1 The shape and scale of mineral body

矿体号		矿体分布范围 及位置	产状 (走向/ 倾向/倾 角)	矿 体 形 态	矿体长 度 (m)	矿体平 均厚度 (m)	矿体延 伸 (m)	赋存标 高 (m)
主 要 矿 体	I -1	10~38 线, 分布于 F1 断层下盘, F1 断层为该矿体的 直接顶板	25~90°/ 北西~西 /40~45°	脉 状	最长 860 — 一般 600	2.70	最深 570 — 一般 428	-250~ -650
	I -2	22~38 线, 分布于 I -1 上盘 20-60m 处	5 ~ 20° / 北 西 /40~45°	脉 状	最长 320 — 一般 250	2.80	最深 395 — 一般 300	280~ -590
	V -1	26~42 线, 分布于 V-1 号矿体上盘 35-140m 处	20~90°/ 北西~西 /40~50°	脉 状	最长 420 — 一般 300	1.60	最深 590 — 一般 360	-1000~ -520
次 要 矿 体	V -2	30~38 线, 分布于 V-1 上盘 5-37m 处	350~20° /南西、北 西 /32 ~ 48°	脉 状	280	2.30	193	-120~ -330
	23	14~22 线, 分布于 V-1 号矿体上盘 150-210m 处	7 ~ 15° / 北 西 /43~50°	脉 状	275	1.40	155	-265~ -405

## 2.4 矿区水文地质

### 2.4.1 地形地貌

矿区内地形东南高、西北低, 望儿山为最高点, 海拔 177.39m。矿区东部、南部是剥蚀作用为主的丘陵区, 沟谷发育、基岩裸露, 标高 60~110m, 坡降一般为 99%; 矿区西部、北部为平原区, 地面标高 20~35m, 地势平缓, 向西或向北倾斜, 坡降约 6%。

望儿山金矿床位于望儿山西坡, 即分水岭的西侧。渤海平面为当地占最低侵蚀基准面, 矿床离渤海海岸的最近距离约 6km。

### 2.4.2 含水层

#### (1) 第四系孔隙含水层

①冲击孔隙含水层：主要分布于曲城河及其两岸。由粗砂、砾石、细砂、粉沙质粘土组成。厚度 4~6m，地下水位埋深 2~5.5m。透水性好，含水丰富。

②洪积孔隙含水层：主要分布于李格庄一带。由砂、砾石、粉质粘土组成。厚度 2~10m，地下水埋深 5.25~8.00m。该含水层大部分地下水已干涸。

(2) 基岩风化裂隙含水层：矿区内大面积出露黑云母花岗岩、黑云斜长片麻岩等岩石，近地表风化较强，岩石破碎，分化裂隙发育。风化深度一般 20~35m。

### (3) 构造裂隙脉状含水带

①焦家断裂构造裂隙脉状含水带：宽 60~250m，主断面有断层泥与糜棱岩互层，胶结程度较好，不含水。地下水主要赋存在断面两侧的岩石破碎带中。焦家断裂带是区域内的主干断裂，该含水带对望儿山矿坑充水具有间接补给作用。

②河东——望儿山断裂构造裂隙脉状含水带：宽 20~100m，主断面有 5~20cm 的断层泥或 10~50 的糜棱岩，角砾岩断续出现，破碎带赋水性较好，主断面相对割水，在矿床范围内地下水的补给情况差。主断面两侧附近的岩石，由于局部地段的节理裂隙被后期的硅质细脉、黄铁矿细脉充填，从而使含水带的透水性和富水性不均一。

以上个含水层间水力联系较好，可相互补给，都为矿床充水的补给源，但对矿床开采最为直接影响的是构造裂隙水。

### 2.4.3 隔水带及隔水层

隔水带与构造裂隙含水带相间出现，其铅垂厚度大于 100m。该带节理裂隙不发育，局部裂隙较发育，但多被后期硅质细脉充填，透水性和含水性微弱。

矿区内大面积出露的黑云母花岗岩，黑云母斜长片麻岩，斜长角闪岩等岩石，除地表风化裂隙较发育外，其深部在未遭受断裂构造破坏的情况下，仅发育有少量的区域构造节理，其透水性和含水性微弱，可视为矿区的隔水层。

## 2.5 矿床水文地质特征

由于望儿山金矿的坑内排水，引起了矿床范围内构造裂隙含水带地下水位的大幅度下降。其特点是当一个中段开拓时，地下水位下降速度变快，且上中段的地下水基本被疏干。

望儿山金矿坑内小断裂较为发育，坑内充水主要来自近东西向的小规模的张性张性断裂，走向在 270~290° 之间，倾角一般大于 80°。地段发育密集时，形成连通性较好的裂隙网，这些部位是地下水赋存的有利场所，出水方式一般为强滴水 and 淋水。

## 第三章 望儿山金矿岩石力学特性 与地质环境分析

### 3.1 岩体稳定性的地质背景

#### 3.1.1 矿区岩体构造特性

望儿山金矿，大地构造位置位于新华夏系第二隆起带次级隆起——胶北隆起的西北部，处于断裂带，岩浆活动、褶皱变质作用十分强烈的胶东地区。

新构造活动不甚频繁，地壳较稳定。

远在燕山运动早期，受到近南北又北西——南东向水平挤压的作用，形成了本区最早的东西向基底构造和规模较大的三山岛，焦家、河东——望儿山及北截灵山沟等北东向断裂构造。断裂构造为岩浆活动提供了成岩和成矿的有利条件。含金破碎蚀变带岩型大型望儿山金矿床由此产生并赋存于Ⅱ级构造：河东——望儿山断裂带之中。

矿区地质构造不仅受控于区域性断裂构造，而且矿区地应力场的发育构造及现今应力状态也必将为区域构造体系共同作用于本区的结果。

矿区以断裂构造为主，褶皱、节理构造亦较发育。

矿区地层较简单，主要为新生界第四系地层，其次为下元古界——太古界胶东群蓆芥组地层。

矿区主要基岩为分布和出露广泛的花岗岩岩石，主要有块状构造的黑云母花岗岩和斑状花岗闪长岩。矿区内与金矿相继生成的脉岩类主要有伟晶岩脉和煌斑岩脉。

矿区地势东南高，沟谷发育，基岩裸露。西北低平，被第四系洪积层、冲击层所覆盖。

地表水系不甚发育，流经矿区的朱桥河支流曲城河近年来已经长期干涸。地表径流良好，降水可沿冲沟很快流走。

地表水的赋存条件、规模、连通状况等均受断层构造带裂隙程度的控制。地下水的补给条件较差，水位恢复缓慢。

### 3.1.2 矿床岩体条件

望儿山金矿为一含金破碎带蚀变岩型的大型金矿床。该矿床的 I -1、I -2、V -1 号矿体为主要矿体。其分布较集中，矿体形态简单，产状和厚度基本稳定。

矿体埋藏较深，一般距地表 300m 以下。破碎蚀变带主要有绢英岩、黄铁绢英岩及破碎岩、绢云母化红化花岗岩组成。由于受构造应力的影响，蚀变带内节理裂隙发育，岩石的力学强度有所降低。

矿体以含金黄铁矿化蚀变岩型为主，其次为含金黄铁矿化石英脉型。一般较坚硬、较稳固。、矿体顶底盘岩石主要由绢英岩化花岗岩、硅化花岗岩和绢云母化红化花岗岩组成。除绢云母化红化花岗岩局部裂隙发育外，其它为中细粒结构，块状构造，裂隙不发育，稳固型较好。

矿床内构造较简单。主断裂 F<sub>1</sub> 断层为成矿前形成，处于最大矿体 I -1 的上盘。断层宽 5-20m，由断层泥、糜棱岩等组成，胶结程度较好。成矿后受张扭作用，矿体上盘断层面有沿矿体滑落的活动，但对矿体无明显破坏。

矿床内节理裂隙较发育，而北东、北西向两组主导节理因其规模不大，对矿床无明显破坏作用。I -1 号矿体下盘发育的一组走向 N30°E，倾向南东，倾角 20-40°的成矿后节理和一组走向 N30°E 倾角近直立的含矿节理，对开采 I -1 号矿体有一定的影响。

### 3.1.3 岩体力学性质

有关的力学参数详见表 3.1、表 3.2：

表 3.1 抗压强度（单位：Mpa）

Table 3.1 The compress strength

矿石	黑云母花岗岩	绢云母花岗岩	硅化红化花岗岩	红化花岗岩	硅化花岗岩
68.9	54.3	98.4	81.5	134.7	84.9

矿石物理性质：

容重：2.72t/m<sup>3</sup>；松散系数：1.50；安息角：42°-45°。

## 3.2 井筒变形、破坏的工程背景

### 3.2.1 矿山开采现状



望儿山金矿建于 1975 年,在莱州列属开发较早的黄金矿山,它与焦家、河西等大中型金矿相毗连。现已形成 350t/d 的采选规模,竖井开拓。目前生产中段主要有 -150m,-190m; 正在进行生产开拓和探矿中段 -230m, -270m, 另外, 在 +120m 标高处有一条平峒与地表相通。

该矿采矿方法主要为上向水平分层尾沙充填法,其次为留矿法。受矿体上盘 F1 断层和矿体下盘北东向节理组的影响。在 -90m 中段采场可见似三角形顶板,采场暴露高度较高,一般情况良好。

井巷工程的支护量较少,仅占工程总长的 3%左右。车场和巷道交叉处可见砖料直墙、混凝土拱顶的整体支护型式。这些地段的巷道跨度都在 6-7m 以上,受断裂构造的影响施工中都发生过不同程度的顶板冒落。-120m 中段车场掘进时因岩石破碎产生冒落给施工带来困难。

目前井下施工最低水平为 -270m 中段,其中段内多处巷道的顶板和两帮可见淋、流、涌水现象。临时泵房设两台 75 千瓦水泵交替连续排水。

地下水位随中段下降而下降。

### 3.2.2 采空区及地表状况

由于民采及矿山早期的露天开采和地下留矿法采矿,致使从地表到地下在岩体中都形成并留下大量的采空区,仅选矿厂下部遗留的空区达 20 万  $\text{m}^3$ 。近地表(望儿山顶)的老硐,采空区明显可见,地表塌陷也有发生。这些空区除部分近地表的老硐已被自然塌落的土石覆盖外,其余大部分空区形成隐患。

焦家及河东——望儿山两大断裂带从矿区通过,地表有多处蓄水池(水库)、尾矿库、沟谷与之相通,随着开采深度有的不断加深,宏观上已经构成地表水向地下渗流甚至迳流的良好通道,对地表的稳定形成潜在的威胁。

鉴于当时的具体情况,地表选矿厂、行政生活区以及焦家金矿尾矿库均座落在矿体上盘,根据现在深部设计的圈定,它们同时又处于深部矿体开采的地表移动范围之内。这再一次提出地下开采对地表稳定性影响的问题。

## 3.3 岩体破坏的初步分析

### 3.3.1 塌陷破坏

地表岩体的塌陷主要应具备两个条件:第一个是地表或近地表岩体内有坑或硐,第二是水流,而且水流可达坑或硐。

早年的民采，由于受开采水平和开采能力的限制，采矿活动都在近地表进行，而且是以取矿为主，留下采空场地。日久，覆盖层较薄的坑或硐由于地表水流的不断渗透，导致岩土强度降低而自然塌落。在没有地下采矿的情况下，这种地表岩土的塌落破坏规模不大，会就地稳定。这类破坏，首先是查清坑或硐分布位置及与周围环境的关系，以便能够采取预防和避免措施。

继老硐之下进行采矿活动，着不仅破坏了水体的平衡，而且又有大量空区形成，同时也为地表水向底下渗流提供了空间。地表水将会沿着老硐甚至地表沟谷断裂带着泥砂向空区流入，慢慢又会将自然塌落堵塞的老硐再次掏空塌落。长时间暴露的采空区，受风化振动和水的作用整体强度会大大降低，它会受地表塌陷的影响，引起采空区塌方的连锁反应。

### 3.3.2 构造破坏

根据井下调查和了解到被揭露出的断层构造，蚀变带构造及严重淋水地段的破坏形式和给施工带来的困难，这些破坏主要受矿区主构造断裂（ $F_1$ ）、主节理等的展布规律，产状及与工程的空间关系所控制。据了解这类破坏（冒落）来势严重，经施工处理后也会达到相对长时间的稳定。

为此，对现有井巷工程，采场进行地质调查和实测，了解其在工程荷载作用下岩体的变化规律，破坏形式和控制岩体变形破坏的地质结构的产状，岩性及诱发因素和矿区地压活动规律等十分必要。

### 3.3.3 研究路径

矿山的生产建设实践证明：井巷开挖、采矿活动都在不同程度地破坏岩体，造成岩体、水体、地表建筑物的不稳定。而岩石力学的根本任务则应是查清其不稳定因素相互影响的实质和相互影响的程度，找出解决问题的途径。

结合每个矿山的共同特性及其各自不同的具体情况，望儿山金矿深部开采，矿体埋藏较深，施工或生产过程中反映出诸如：地应力的状态，变化和影响， $F_1$  断层的产状及分布规律，开采方法的合理性，对地表稳定的影响程度等等岩石力学问题需要得到解决。对望儿山金矿一号井筒周围采空区的分布情况的调查是研究井筒的变形破坏的首要问题。为此，采用世界先进的 EKKO100 型地质雷达（加拿大产）进行探测、分析，然后采用有限元分析程序进行分析，对井筒周围岩体、矿体进行力学分析，从竖井的稳定性研究着手，展开多项有关深埋矿体开采问题，支护问题，疏干

排水问题、岩体稳定、地表稳定等问题的研究，得出井筒周围岩体、矿体的应力场和位移场，从而判断井筒的稳定状态，再在上述的工作基础上研究治理方案，并确定有关治理加固参数，以保证治理后的井筒的稳定性。

研究的技术路径如图 3.1 所示。

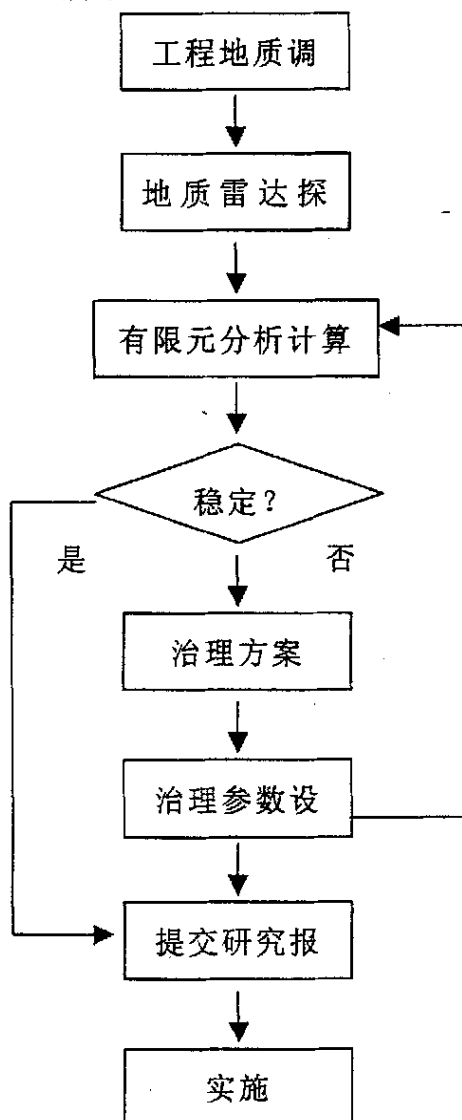


图 3.1 稳定性分析与治理方案论证流程图

Fig. 3.1 The demonstrative of stability analysis and disposal project

### 3.4 望儿山金矿一号井筒周围采空区雷达探测

#### 3.4.1 探地雷达探测原理及仪器组成

##### 3.4.1.1 雷达探测的基本原理

探地雷达方法是一种用于确定地下介质分布的广谱电磁技术,它是从

地面或地下介质表面发射高频电磁脉冲波,利用其反射来探测目的体及地质现象,故亦称之为地质雷达.由于地质雷达使用了高频宽频带短脉冲和高频采样技术,因此其探测的分辨率高于其他的地球物理勘测手段。

探地雷达利用一个天线 T 发射高频宽频带电磁波 (主频为数十兆赫至数百兆赫乃至数千兆赫),送入地下,经地下地层或目的体反射后返回地面,为另一天线 R 所接收,如图 3.2 所示。

脉冲波行程需时:  $T = \sqrt{4Z^2 + X^2} / V$ 。当地下介质中的波速为已知时,可根据测到的精确的 T 值 ( $\mu s$ ,  $1\mu s = 10^{-9}s$ ),由上式求出反射体的深度 (m)。电磁波在地下介质中传播时,其路径、电磁场强度与波形将随所通过介质的电性质及几何形态而变化。因此,根据接受到波的旅行时间 (亦称双走时)、幅度与波形资料,可推断介质的结构。

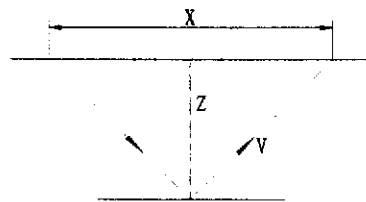


图 3.2 雷达反射探测原理

Fig3.2 The exploration mechanism of radar reflection

地下介质的电磁波可通过其中心点 (CMP) 测量得到,也可由下式求得:

$$V = \left[ 1 - (\sigma / \omega \epsilon_r)^2 / 8 \right] / \sqrt{\epsilon_r \mu}$$

式中,  $\epsilon_r$  为介质的相对介电常数;  $\mu$  为介质的电磁系数;  $\sigma$  为介质的电导率;  $\omega$  为介质的角频率。

对于地下介质,  $\sigma / \omega \epsilon_r \leq 1$ , 故上式可以简化为:

$$V = c / \sqrt{\epsilon_r}$$

式中, C 为光速,  $C = 0.3m / \mu s$ 。

地下介质的相对介电常数  $\epsilon_r$  可利用现成的数据或通过测定获得,所以上述公式可以确定地下介质的电磁波速。

雷达图形以脉冲反射波的形式记录。波形的正、负峰值分别以黑、白色表示,也可以灰阶或彩色表示,这样,同相轴或等灰度、等色彩即可形象地表征出地下反射面。图 3.3 对应一个简单的地质模型,发射天线与接受天线以一定的间隔沿测线向前移动,每移动一次计算机记录下电磁波在地下介质中的传播时间,即地质雷达勘测的原始数据,然后,将原始数据进

行各种处理后即可得地质雷达勘测剖面。

地质雷达图象反映的是地下介质的电性分布。地质雷地质解释通常是在数据处理后得到的地质雷达图象剖面中,根据反射波的波形与强度特征,通过同相轴的追踪,确定反射波的地质含义,同时结合地质情况解释成果图,为工程设计提供依据。

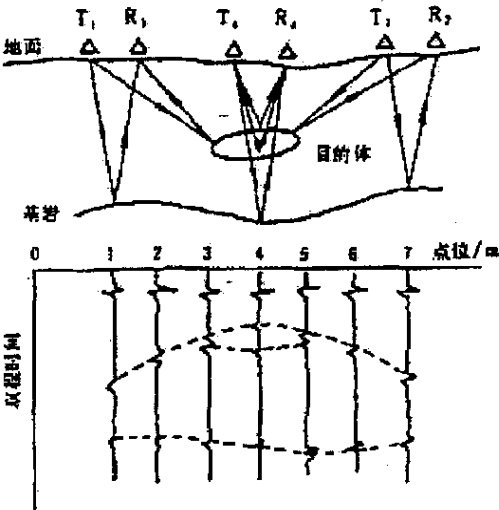


图 3.3 地质雷达波形记录示意图

Fig3.3 The wave recording sketch map of GPR

3.4.1.2 探地雷达仪器组成

本次探测采用仪器由以下几部分组成:计算机、控制面版、发射电路,发射天线、接收电路与接收天线六部分组成,电磁波信号通过光缆传输如图 3.4 所示。

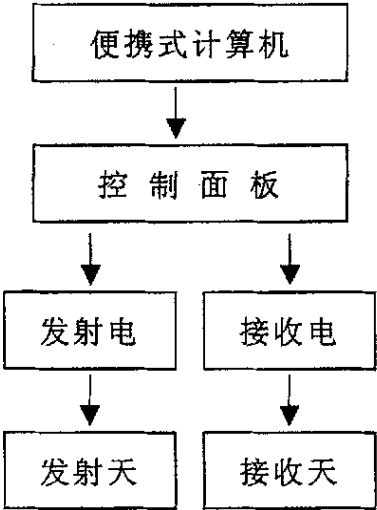


图 3.4 地质雷达仪器组成

Fig.3.4 The instrumental component of GPR

### 3.4.2 井筒周围采空区雷达探测的可行性及波形特征

雷达波的穿透能力是衡量雷达能否应用及应用效果的重要指标。而雷达波的穿透能力取决于介质的电磁波的衰减系数。衰减系数越小，雷达波的穿透能力越大。因此，衰减系数是影响电磁波能量的重要指标，它受介质的相对介电常数及电导率的影响，其关系式（经简化）为：

$$\beta = 60\pi\sigma / \sqrt{\epsilon_r}$$

衰减系数  $\beta$  随介质相对介电常数  $\epsilon_r$  的增大而减小，而随介质电导率  $\sigma$  的增大而增大。

由于井筒周围采空区附近均为矿脉或花岗岩，雷达波在探测采空区时其衰减系数较小，采用探地雷达探测是比较合适的。

另外，对于地下介质，其界面两侧的反射系数可表示为：

$$\gamma_{12} = (V_2 - V_1) / (V_2 + V_1)$$

式中， $\gamma_{12}$  为两种介质分界面上的反射系数； $V_1$ ， $V_2$  分别为雷达波在介质 1，介质 2 中的传播速度。

由上式可知，截面两侧介质的电磁波传播速度差异越大，反射能量越大，因此，采用雷达探测时，对于物性差别较大的两种介质面，探测效果较好。

由于采空区一侧介质为矿脉或花岗岩，另一侧为空气或松散的跨落矿石，因此其物性差别较大，雷达波在穿过时必然会出现较强的反射界面。若采空区内为岩石，介质非常均匀，雷达波在其中传播时基本无反射界面；若采空区内为松散的跨落矿石，雷达波在穿过时会出现相轴不连续的特点。根据雷达波在穿过采空区时的这些特征即可大致确定采空区的位置及形态。

### 3.4.3 雷达探测测线布置

根据已掌握的地质情况及地形情况，本次探测在地面上共布置测线 6 条，测线总长度 181m，测线布置情况见图 3.5。在井筒+102 与+62 水平间布置测线一条，测线长度 12m，在+102 水平大巷布置测线 2 条，测线长度 20m。

### 3.4.4 探测参数选择及数据处理

#### 3.4.4.1 探测参数设置

探测参数选择的合理与否，直接关系到探测效果的优劣。探测参数主要包括雷达天线的中心频率、发射天线与接收天线的间距、测点间距以及时窗等。

由于采空区距地表有深有浅，为尽可能将采空区探测清楚，选择探测深度较大的雷达中心频率 100MHz 和 50MHz 两种天线（其中在测线 1、2 中采用 50MHz 天线，其余采用 100MHz 天线），时窗在地面测线上开到 1000  $\mu$ s（探测深度可达 60m），在井下测线上升到 700  $\mu$ s（探测深度可达 40m），。这样即可满足探测深度的要求，同时精度较高。为保证探测深度并避免天线间相互干扰，选择天线间距 1.0m，点距选择 1.0m。

#### 3.4.4.2 数据处理方式、

探地雷达数据处理的对象主要是现场采集中的原始波形资料选取各种合理的处理方法以压制随机的和规则的干扰因素，突出利于解释的有用信号，以最大可能高的分辨率在雷达图象剖面上显示反射波，对于合理的解释雷达图象和作出可靠的解释非常重要。

因此，数据的处理主要采用自动时变增益以补偿介质以吸收和抑制杂波，突出有用信号，增益倍数根据电磁波吸收情况选择 500dB。道平均滤波法可增强反射波同相轴的连续性，点平均滤波法可以增加反射波纵向特点。通过处理对比，采用 5 道平均并辅以 3 点平均可以较为清晰地反映雷达图的反射波形，便于结果解释。

这样，井上下共布置测线 9 条，探测点长度 213m。

#### 3.4.5 探测结果分析

图 3.6 和 3.7 是测线 1 和测线 4 的地质雷达探测图象及解释图。通过地质雷达探测可以看出

- （1）在井筒周围分布着采空区，采空区的深度一般在 22—45 米之间。
- （2）有的采空区已经出现塌落，塌落高度超过 5 米。
- （3）井筒周围所留的矿柱很小，仅为 2—6 米。在进行锚索施工时应特别注意。

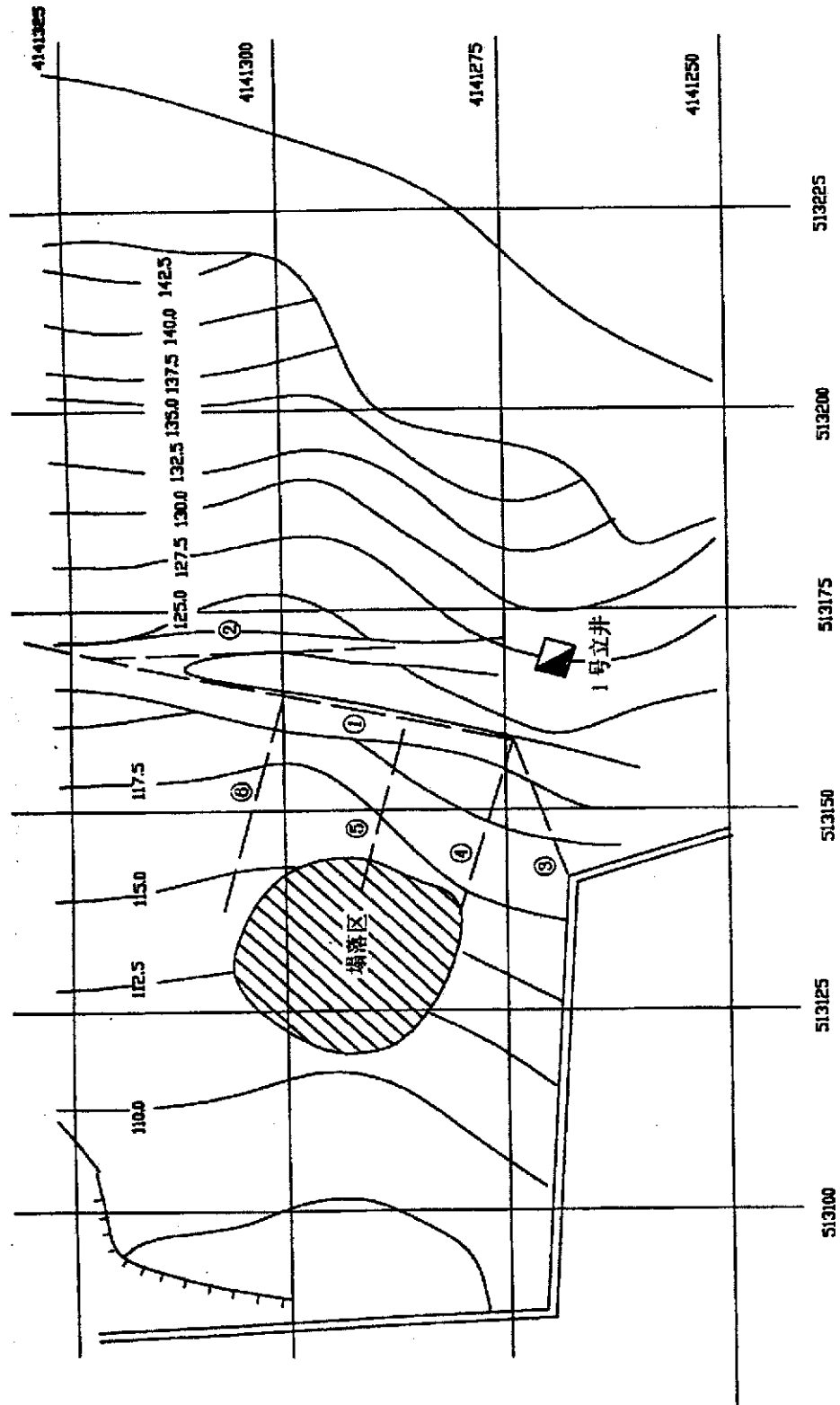


图 3.5 望儿山金矿 1 号立井地质雷达探测线布置图

Fig. 3.5 The survey lines of GPR in No.1 vertical shaft Wang Er Shan



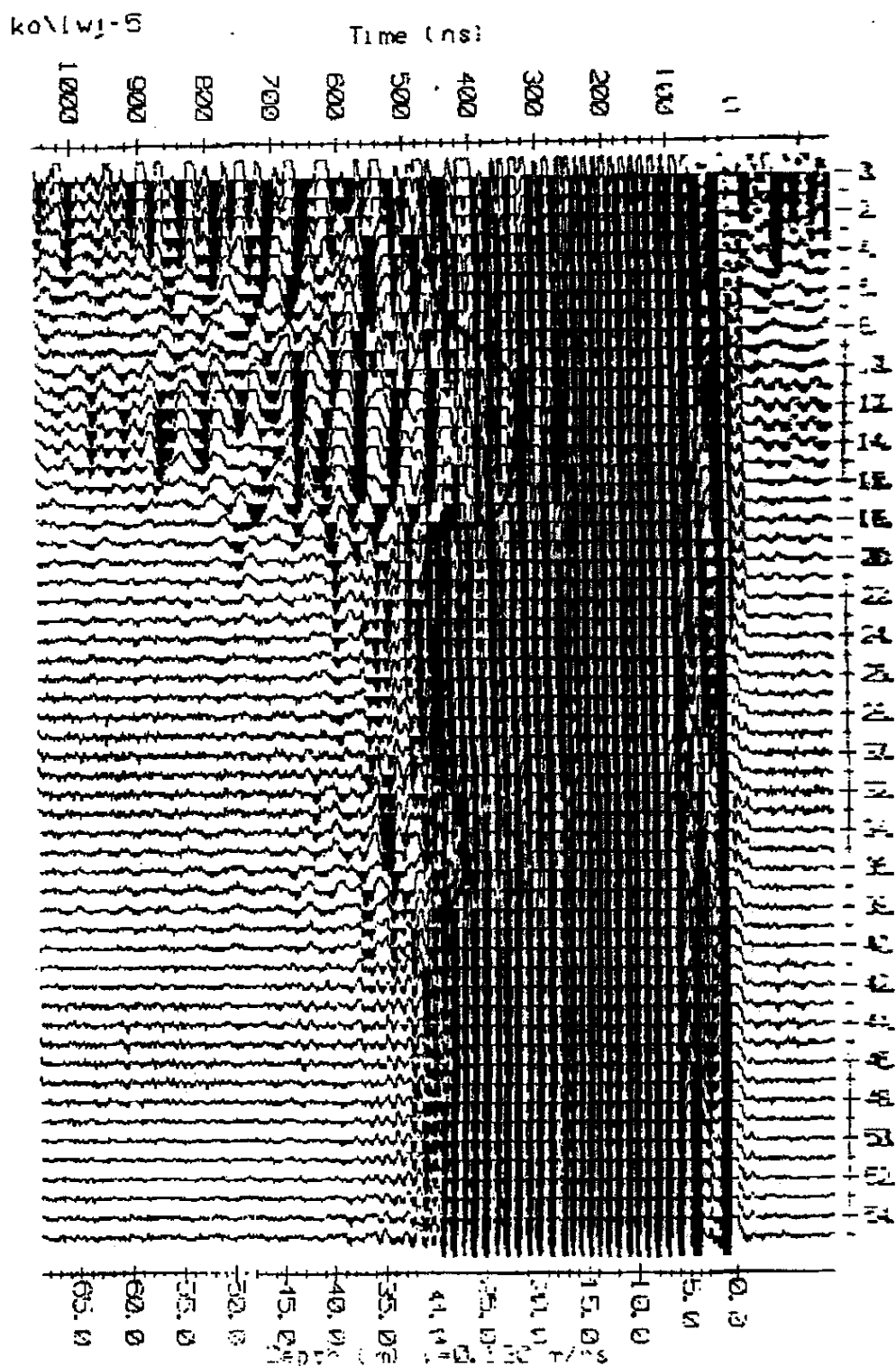


图 3.6 测线 1 雷达探测图象及解释

Fig.3.6 The GPR detection Fig. and explanation for the first survey line

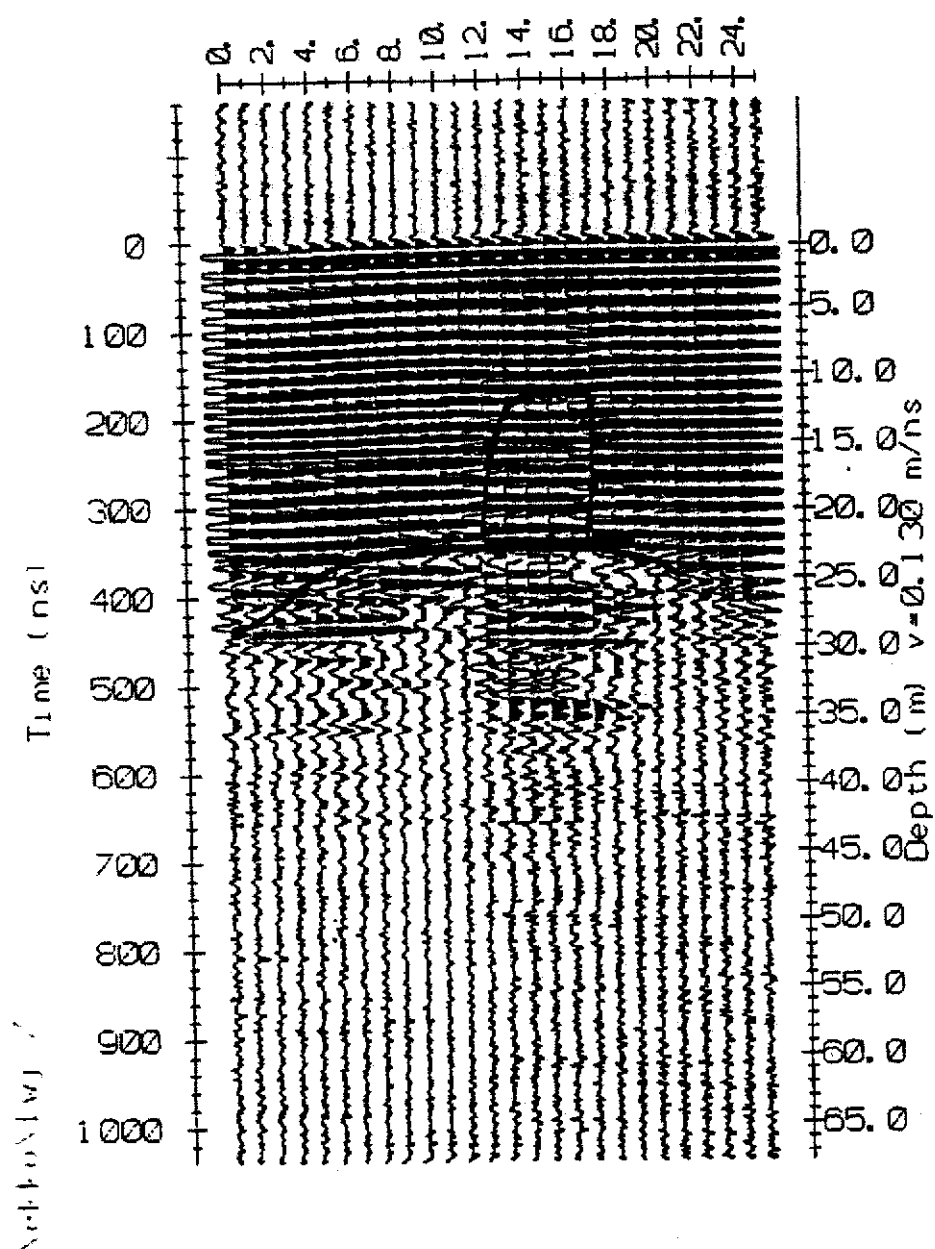


图 3.7 测线 4 雷达探测图象及解释

Fig. 3.6 The GPR detection Fig. and explanation for the first survey line

表 3.2 岩矿力学性能测定计算结果表

Table 3.2 The rock mechanic performance survey and calculation result

采样位置	岩矿石 名称	抗压 强度 (Mpa)	抗剪强度								变形参数 (Mpa)			单 项 抗 拉 强度	摩氏 硬度	肖氏 硬度
			45°		50°		55°		内 摩 擦 角 ( $\phi$ )	凝 聚 力 (c)	割 线 模 量 $E_s$ ( $10^5$ )	切 线 模 量 $E_t$ ( $10^5$ )	泊 桑 比 $\mu$			
			正 应 力	剪 应 力	正 应 力	剪 应 力	正 应 力	剪 应 力								
I-1、V-1 号矿体之间	黑云母花岗岩	54.3	25.1	25.1	18.4	18.4	22.0	11.6	9.8				4.99	6.5-7.0		
I-1 号矿体上盘	绢云母红化花岗岩	98.4	31.5	31.5	25.0	25.0	29.8	15.0	14.0				9.23	6.0-6.5		
I-1 号矿体上盘	硅化红化花岗岩	81.5	26.6	26.6	20.6	20.6	24.5	11.8	10.2				8.44	6.0-6.5		
I-1 号矿体上盘	硅化花岗岩	127.5	23.2	23.2	23.2	17.4	20.6	11.8	11.2	1.46	1.64	0.32	7.40	6.0-6.5		
V-1、I-2 号矿体之间	红化花岗岩	134.7	24.5	24.5	24.5	17.6	20.9	10.6	8.8	1.40	1.90	0.31	9.18	5.0-5.5		
I-2 号矿体下盘	硅化花岗岩	88.3	26.5	26.5	26.5	19.2	22.8	12.0	10.2				6.54	5.0-5.5		
I-1 号矿体	含黄铁矿英岩	6.89													69	
I-1 号矿体上盘	含黄铁矿英岩												10.0		61	

## 第四章 井筒围岩稳定性及破坏机理分析

### 4.1 结构面的岩体工程特性

岩体由各类结构面与结构体以不同形式结合而成。因为结构面的存在,许多工程岩体特性被大大改观,岩体完整性受到破坏,强度降低,应力分布不均,渗透性及各向异性增强。在岩体工程中出现的地质事故,绝大部分与软弱结构面有关,软弱结构面与岩体滑动面相联系,实践证明:工程岩体失稳与结构面的发育程度、组合特性有着密切的内在联系。因此,软弱结构已经成为岩体力学研究的中心内容,或者说,没有结构面就没有岩体力学。正因为如此,在国内外重要的水利水电、铁道、矿山等工程建设中,结构面一直为工程地质学家所关注。

结构面是地质历史发展过程中,在岩体内形成的具有一定方向、一定规模、一定形态和特征的地质界面,由于结构面的存在,不仅破坏了岩体的完整性,而且直接影响岩体的力学性质和应力分布形态。岩体结构面具有不连续性,它标志着结构面的切割方式和程度。目前,在工程地质中,十分重视结构面的研究。对于铁路岩质边坡来说,结构面主要为节理裂隙面和小断层。从岩质边坡发生的滑动事故来看,影响边坡稳定性的因素很多,总的分为地质因素和非地质因素。前者为滑坡提供了外力和触发条件,后为滑坡提供了物质基础。地质因素包括岩体的结构面特性、岩体介质的结构特性、地下水及地应力场等,非地质因素为大气降水、地震、爆破震动和行车震动等。

结构面包括物质的分界面和结构的不连续面,如:褶皱轴面、断层面、节理面和层面等,各种类型的结构面具有各自的特点,对围岩稳定性具有不同的影响。

#### (1) 褶皱轴面

褶皱轴面是一种标志性的结构面,它与断层面、节理面和层面等具体的分划性结构面不同,它是一个抽象的几何界面。但是,因受褶皱应力场的作用,在褶皱轴面附近常形成一系列的伴生断层、节理、劈裂和层间滑动面。她们在空间上组合成一个平行于褶皱轴的条带状复合结构体。它的宽度、延展性、几何形态对工程岩体的稳定性有重要影响。

#### (2) 断层

断层对巷道围岩稳定性的影响与断层规模、断层本身的特点及其组合情况有关。断层性质、产状,断层两侧地层的岩性、岩体质量、断面形态、断层破碎带的宽度、层泥存在与否及断层的导水性等都不同程度的影响巷道的变形

与破坏。穿过巷道的断层直接影响巷道的变形破坏。巷道过断层，尤其是过破碎带宽的断层，围岩容易失稳，支护容易变形破坏。

### (3) 节理

节理作为一种结构面，对巷道围岩的影响表现在破坏了围岩的完整性，是围岩掩体破碎；同时由于节理的发育，使单一的均质岩层成为不连续介质。光滑平直的节理抗剪强度较低，不能传递较大的剪应力。因此，节理发育的围岩常常造成巷道变形破坏。

### (4) 层面

许多层面是力学性质差异分界面或剥离面，层面引起巷道围岩失稳主要表现在两个方面：一是顺层剪切滑动失稳；而是软弱岩层内巷道内塑性流动失稳，层间剥离面常与节理、断层共同切割岩体对巷道稳定性造成不良影响。

## 4.2 影响围岩稳定性的基本因素

采场围岩稳定性是地下采矿突出的工程地质力学问题之一。岩体是随着地质历史发展而形成的复杂地质体，其稳定性是个相对的概念，在一定的时间内和一定的工程荷载条件下，它会产生非破坏性的塑性变形、剪切滑移和拉张开裂等破坏，而地下工程岩体失稳冒落的主要原因是岩体应力大于岩体强度。采矿工程实践表明，采场岩体稳定性不仅取决于岩体强度，而且，更主要的是取决于采场岩体结构及其应力状态。岩体结构是岩体本身的属性，是第一位的；岩体的应力与岩体稳定性密切相关，影响采场岩体稳定性的因素很多，有内在因素，有自然因素，还有人为因素，因此，必须抓住主要矛盾，以岩体结构因素为基础，采用多因素的综合分析方法，分析各种主要工程地质因素对岩体稳定性的影响和控制作用。

### 4.2.1 岩体结构类型

#### (1) 整体块状结构

岩性均一的巨块状岩浆岩、变质岩和巨厚度的沉积岩，构造影响轻微，构造变动小、无断层，无软弱结构面，岩层产状为单斜及平斜褶皱，节理裂隙发育较小。结构面多闭合，粗糙、层间结合力强，抗摩擦力大，无充填物或夹少量碎屑泥质充填物，这类岩体完整性良好，是井下采矿理想的稳定岩体。

#### (2) 层状结构

岩性单一或互层的中厚层沉积岩和变质岩，构造影响较严重，构造变动较大，层理、片理、原生软弱夹层和小断层均较发育，层间结合力较差，结构面微张或张开，多有碎屑、泥质物充填，有不稳定组合，其稳定性较整块结构岩体差，冒落受软弱结构面所控制，常见的冒落形式有：滑移破坏、坍落破坏和

弯折破坏。

### (3) 碎裂结构

岩性复杂的破碎岩层，构造变动强烈，构造影响严重，原生软弱夹层、褶皱断层、层间错动，接触和挤压破碎带、风化带、节理、劈理等均发育，结构面组数多，密度大，彼此交切，其完整性系数小于 0.35，是导致岩体大冒落的主要岩体结构类型。

### (4) 散体结构

此种类型是较大的断层破碎带，大型岩浆岩侵入接触带和强烈风化带，松软的粘土以及未胶结好的松散沉积物，其构造影响很严重，结构变动剧烈。地层强烈挤压变形，断层及结构面组合发育，岩层产状杂乱，断层破碎带、接触破碎带、节理、劈理等均很发育，结构面摩擦系数小于 0.25，组合成泥、岩粉、碎硝碎片等不稳定散块状结构体，这是冒落规模最大、最危险的一种岩体结构类型。

综上所述，岩体结构由结构面和结构体两个要素组成，是反映岩体工程地质特征的最基本因素，不仅影响岩体的内在特性，而且影响岩体的物理力学性质及其受力变形破坏的全过程。结构面和结构体的特性决定了岩体结构特征，也决定了岩体结构类型。岩体的稳定性主要取决于这两个方面，结构面性质及其空间组合和结构体的性质及其立体形式，这是影响岩体稳定性的最基本因素。

## 4.2.2 岩体质量

岩体的完整性、岩石质量和不连续面特性是控制岩体质量的内在因素，而地下水状况则是评价岩体质量好坏的外部条件，这四个因素的综合指标是评价岩体质量的准则。

### (1) 岩体的完整性

岩体的完整性是指岩体的开裂或破碎程度，它反映了不同成因、不同规模、不同性质的结构面在岩体中存在的不同状态，是岩体工程地质特性差异的根源，也是区别岩体不同结构的重要标志。岩体完整性用完整性系数、岩石质量指标 (RQD)、结构面平均间距等来表征。

### (2) 岩石质量

岩石质量优劣对岩体质量的好坏有着明显的影响。在采矿工程中，其工程属性的好坏主要表现在岩体的强度和变形特性两个方面。一般来说，裂隙岩体变形特性和变形量的大小，主要取决于岩体的完整程度，即岩体在受力后变形破坏过程中，结构面及其结构体特性起着固有的重要作用。岩石质量可由岩石单轴抗压强度  $R_b$ 、岩石纵波速率  $V_p$  之一或由它们的综合情况来确定。

### (3) 不连续面特性

不连续面特性的光滑或粗糙程度、组合状态及其充填物的性质，都直接影

响结构面的抗剪特性。结构面越粗糙，其抗剪强度中的摩擦系数越高，对块体运动的阻抗能力越强；结构面宽度或充填物厚度越大且其组成物质越软弱，则压缩变形量越大，抗滑移的能力越小。

节理裂隙的组合状态不同也直接影响岩体的工程地质特性。在地下工程中，顶板的不稳定结构体有刃向上、尖向上的锥体、长轴竖向的锥体和棱体，被陡倾裂面切割的缓倾板体；在侧壁，主要是被倾向壁外的棱体、刃倾向壁外的楔形体。

#### 4.2.3 地下水

地下水的存在是影响岩体质量的重要因素之一，各种结构面的阻抗能力大小固然受其自然特性所制约，同时也受地下水的影响。地下水的赋存情况和渗透压力，往往促使结构面中的充填物质的软化和泥化，直接降低了结构面的抗剪强度。在岩体内裂隙水的动水压力作用下，尤其是在岩体中出现涌水时，结构面中充填物质遭受冲刷而被大量带走，从而大大削弱了岩体的力学强度，改变了岩体的性状，严重破坏了岩体的稳定性，加剧了不稳定结构体滑落速度，促使不稳定结构体迅速冒落。

#### 4.2.4 围岩应力

井巷开挖后，岩体原有的平衡状态遭到破坏，在井巷周围出现塑性变形区或松动区，因而对支撑结构物产生压力即围岩应力。围岩应力的方向及大小对冒落有明显的影响。在构造应力场中，当硐室轴线受地形并与构造应力方向仅于垂直时，将对硐室侧壁的稳定性极为不利。而且，硐室形状不同对围岩的稳定性影响也不同，矩形硐室在拱角处常呈高度应力集中区，以致拱角出现破坏。主应力方向垂直滑动面时，对抗滑稳定有利。

#### 4.2.5 采空区尺度

理论计算和实测结果均表明，围岩的松动范围与硐室跨成正比。大跨度地下硐室围岩的松动范围远远大于小跨度硐室。一般来说，相同结构类型岩体，大跨度发生冒落的数量要多于小跨度的；就不同结构类型而言，散体结构和碎裂结构岩体冒落要多于层状结构和块状结构岩体。

#### 4.2.6 采矿工艺

主要是指采场、硐室或巷道的爆破方法。普通爆破方法比光面爆破方法的围岩松动范围要大三倍。支护时间和质量影响则更显著，在硐室顶板内存在不稳定结构体的情况下，极易发生冒落。

### 4.3 井筒围岩破坏机理分析

井筒围岩在变形破坏以前，围岩中赋存有一定的应力状态，并储存有相应

的应变位能。岩体局部变形破坏以后,原有岩体整体的力学平衡被破坏,趋向新的平衡,因而发生一定的位移,同时,岩体由表及里也要发生应力的重新调整,以维持力学平衡。如果在应力重分布后岩体仍保持在弹性限度之内,那么岩体只限于发生弹性变形而趋于稳定,但如超出这个界限,则岩体就会产生一定的塑性区或破坏区。这时,如不对岩体及时加以支护,当围岩岩体的弹性或弹塑性持力区发展到一定深度后,可能产生各种方式的破坏。地下工程围岩岩体的变形破坏方式是多种多样的,影响围岩稳定的因素也是多方面的。当围岩应力不很大及围岩母体较坚硬时,岩体结构面及其分布状况则成为围岩稳定与否的控制性因素。对于块状或次块状岩体,一般说来稳定性较好,但当岩体受结构面(尤其是软弱结构面)的交切,形成暴露于拱顶或边墙的不稳定块体时,这种块体和围岩的联系较弱,在自重应力或围岩应力的作用下,有向临空面运动的趋势,有可能形成块体滑动、塌落等失稳方式。

岩体工程开挖效应岩石在地壳内处于自然应力状态,岩体中任意一点都受到力的作用,处于受力状态之中;如果不受外力作用或扰动,那么在地壳不同空间单元上的应力 $\{\sigma_0\}$ 基本保持不变。地下岩体工程开挖将改变其周边地壳中的原岩应力状态,且不同的开挖量,其开挖效应的影响域大小不同;此时在开挖影响域内的岩体应力状态已由原岩应力 $\{\sigma_0\}$ 转变为 $\{\sigma_1\}$ 。然而,在开挖影响域内的不同空间位置上,其应力变化量不等,即 $\{\Delta\sigma_1\}=\{\sigma_1\}-\{\sigma_0\}\neq$ 常数。由于应力重新分布的结果,在其影响域内,原岩应力产生根本性变化,形成了不同的应力变化区。

对于望儿山金矿一号井筒,从第三章的地质雷达探测结果可以看出,在井筒的周围,赋存着大量的采空区,这些空区的特点是无规则的,有的已经局部塌落。在距井筒 30 米左右的一处空区的塌落已经发展到地面,形成直径约 6 米的塌落坑。井筒的变形破坏是在塌落坑形成后开始出现的。这说明采空区的变形和塌落是与井筒的变形破坏有紧密的联系的。图 4.1 井筒与采空区相对位置示意图。从图中可以看出,由于采空区的变形和塌落,井筒围岩的应力状态势必发生很大的变化。这里可以做宏观地分析一下:在塌落区没有形成之前,空区上部岩层相互夹持,形成拱状的受力体系,在井筒周围的岩体中,围岩所受的主要是压应力,裂隙虽然发育,但处于闭合状态,而岩体的抗压强度相对较高,因此处于相对稳定状态。一旦塌落区形成之后,原来的拱状的受力体系被破坏,采空区的上覆岩体在平面上形成如悬臂梁状的结构,靠近井筒的围岩受到较大的弯矩,上部出现拉应力区,裂隙处于张开状态,而且岩石的抗拉强度远小于抗压强度(一般只为抗压强度的几分之一到几十分之一),因此井筒势必沿纵向出现拉裂破坏。实际上井筒的破坏状态就是如此。



## 4.4 井筒稳定性数值模拟与分析

### 4.4.1 井筒稳定性计算的基本条件

根据望儿山金矿所积累原始地质及开采资料、现场工程地质调查资料以及地质雷达探测所获的资料,综合作出沿矿脉倾向的1号立井井筒剖面图(如图4.1所示)。为有限元分析计算方便,图4.1对实际情况进行了适当的简化。在计算区域内,主要材料为裂隙发育的花岗岩,其次为矿脉以及塌落体。由于在塌落区中,下部采空区中为完全冒落的散体,而上部基本整体下沉,岩体保持一定的完整性,上、下部岩体有较大的差异,此将塌落区划分为塌陷区和冒落区两个区域,在材料性质上分别对待,计算区域内的岩体力学性质如表4.1所示

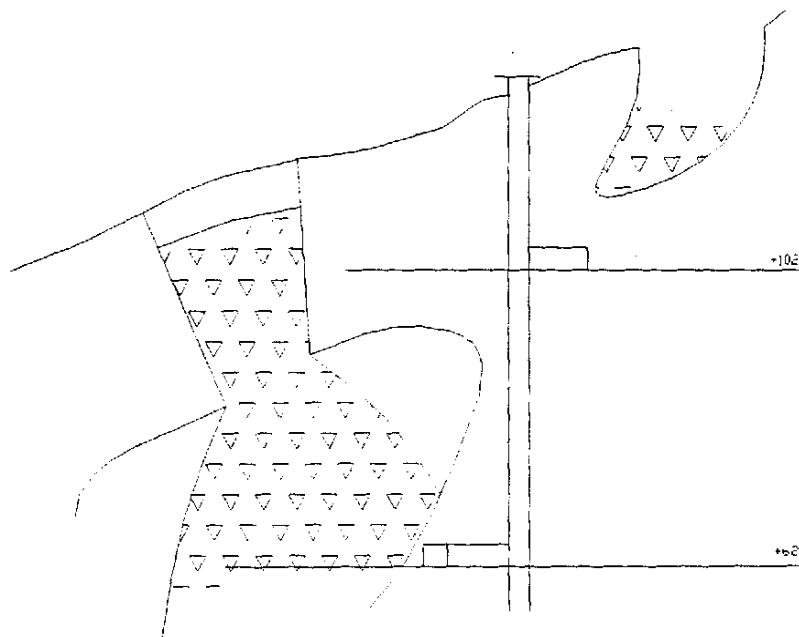


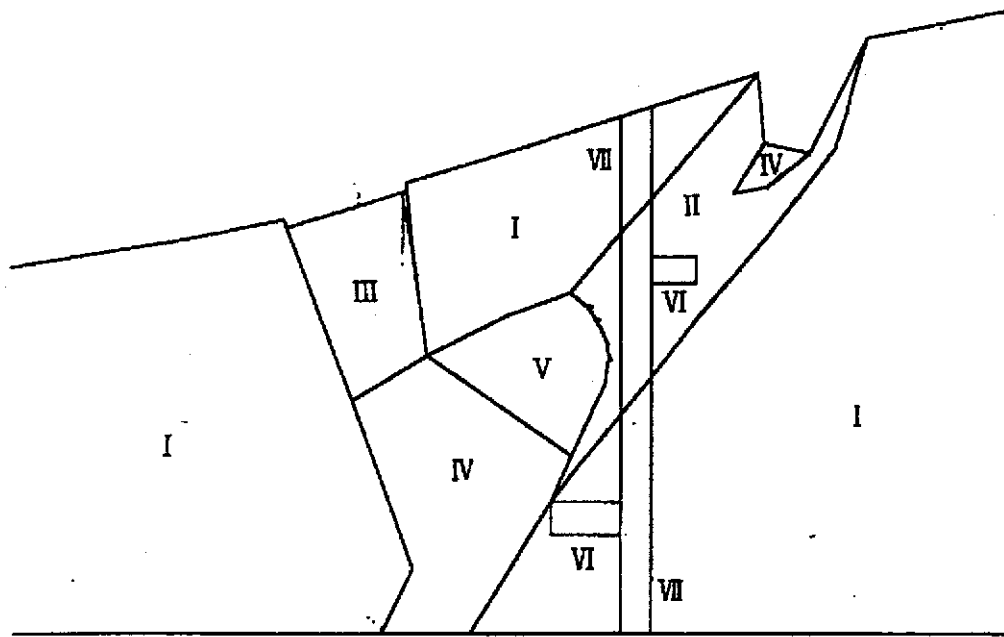
图 4.1 井筒与采空区相对位置示意

Fig.4.1 The relative location of shaft goaf

表 4.1 岩石力学性质

Table 4.1 The property of rock mechanics

	材料	E	$\mu$	$\gamma$	$\phi$	C
1	花岗岩	6000Mpa	0.2	2.6t/m <sup>3</sup>	45°	0.5Mpa
2	矿体	5000Mpa	0.2	2.4t/m <sup>3</sup>	35°	0.2Mpa
3	塌陷区	50Mpa	0.25	2t/m <sup>3</sup>	10°	0.04Mpa
4	冒落区	30Mpa	0.3	1.6t/m <sup>3</sup>	5°	0.02Mpa



I—岩体 II—矿体 III—塌陷区 IV—冒落区 V—采空区 VI—平硐 VII—井筒

图 4.2 岩石力学性质分区

Fig. 4.1 The subarea of rock mechanics property

#### 4.4.2 有限元力学分析简介

为对井筒的稳定状态有定量的了解,采用 2D—6 有限元分析技术,使用日本软脑株式会社 (SoftBrain Co. Ltd) 研究开发的有限元分析软件,该软件的最大特点是自动化程度高,界面友好、成果直观,下图是 2D— $\sigma$  的系统构成。

2D— $\sigma$  包括前处理器、分析器和后处理器。前处理器可自动将用户输入的数据转换成分析用的有限元数据。2D— $\sigma$  的分析器将对前处理器的输出数据进行分析,并输出有限元的分析结果。2D— $\sigma$  的后处理器则用于将分析器的分析结果转换成直观的且具有实际意义的结果。通过使用 2D— $\sigma$ ,用户只须将设计图、材料常数、载荷、边界条件等参数以及回填、挖掘、支护等与施工工艺相关的数据直接输入给前处理器,就可从后处理器得出变形图、等值曲线图、应力分布曲线、轴力曲线、数值表等易于理解的直观结果。

2D— $\sigma$  的前处理器和后处理器可以单独地运行,而分析器则不能单独被启动。分析器嵌入在前处理器中。前处理器提供了启动分析器的功能,这样可将分析器看做是前处理器具有的一个子功能,从而使分析器能很好地嵌入在前

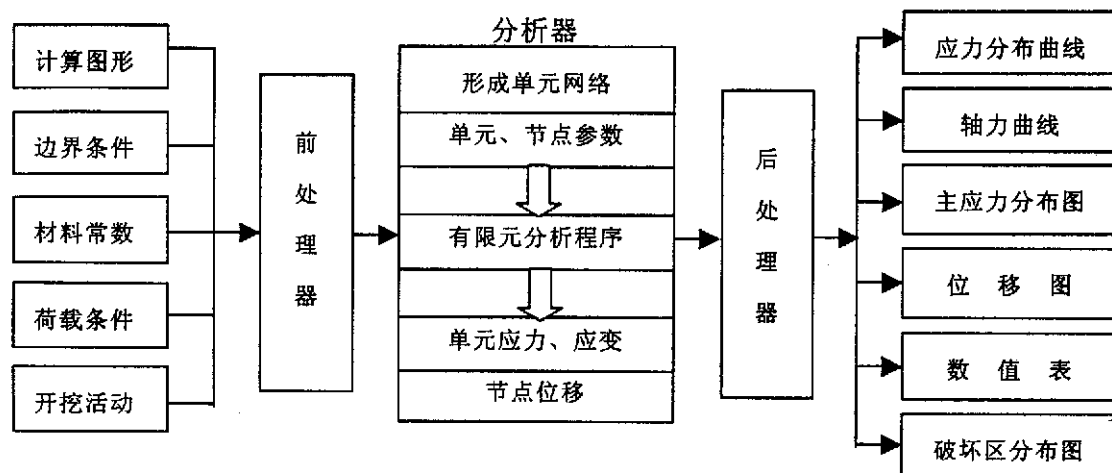


图 4.3 2D— $\sigma$  系统

Fig. 4.3 The 2D— $\sigma$  system

处理器。当对前处理器生成的数据进行确认后，可立即将生成的数据输入到分析器中进行处理，一经分析完成，后处理器则被自动启动于显示分析器输出的相应结果。

#### 4.4.3 计算方法及成果分析

根据望儿山金矿 1 号主井井筒周围的地形特征，采空区分布，巷道硐室布置及工程地质特征，将计算区域内进行有限元网络划为图 4.4 所示，共形成单元 9000 多个，节点 10000 个左右，图 4.5 至图 4.9 是计算结果与成果分析图，分析成果图可以看出以下几点：

1. +102 以上的矿体应力状态复杂，尤其是局部出现较高的拉应力区，已超过岩体的自身强度，有失稳的趋势。
2. 沿矿体出现较大的剪应力，其最大剪应力迹线平行于矿体，且超过矿体强度，有滑移的趋势。
3. 采空区及塌落区的上方岩体尚未处于稳定状态，其应力状态复杂，有进一步冒落和塌落的趋势。
4. 塌落区与采空区上部的岩体之间尚有较大的相互作用力，二者处于极限平衡状态，当受外界扰动因素的影响时，可能破坏其平衡状态而使塌落范围扩大，进一步影响井筒的安全。

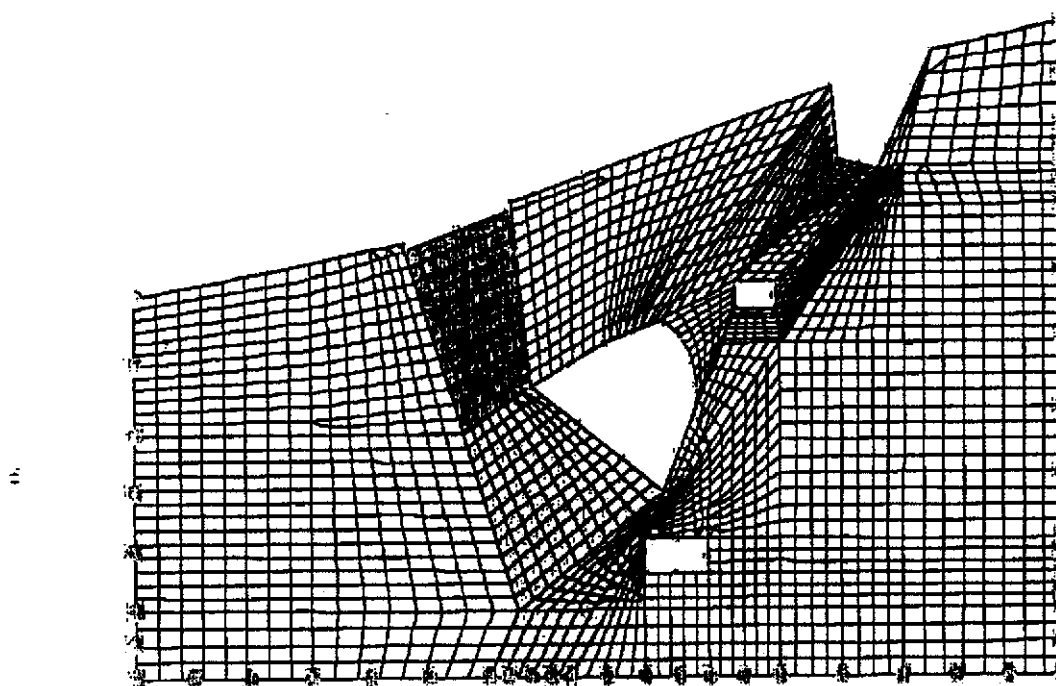


图 4.4 有限元网格划分

Fig4.4 The finite element meshing

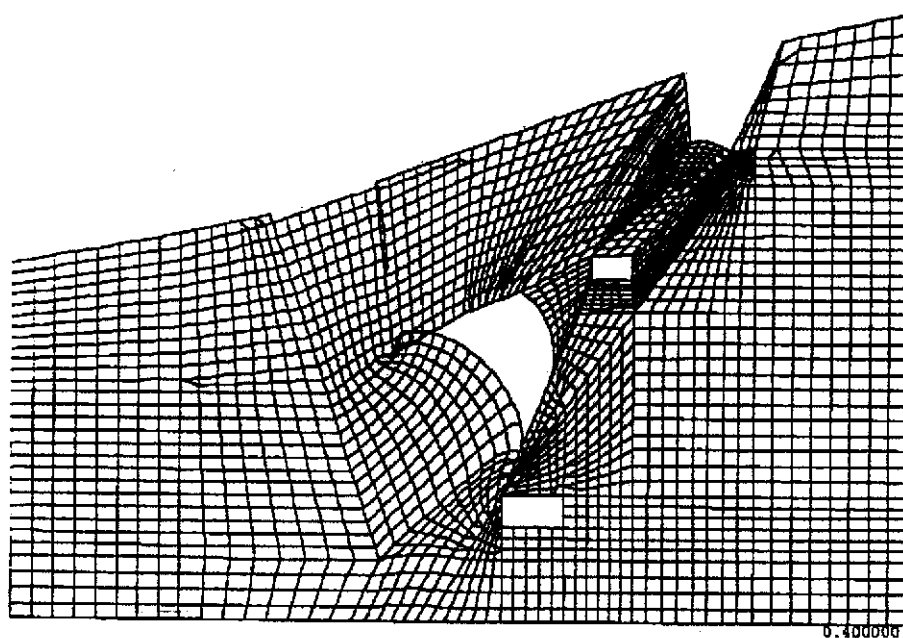


图 4.5 围岩位移图

Fig. 4.5 The displacement of wall rock

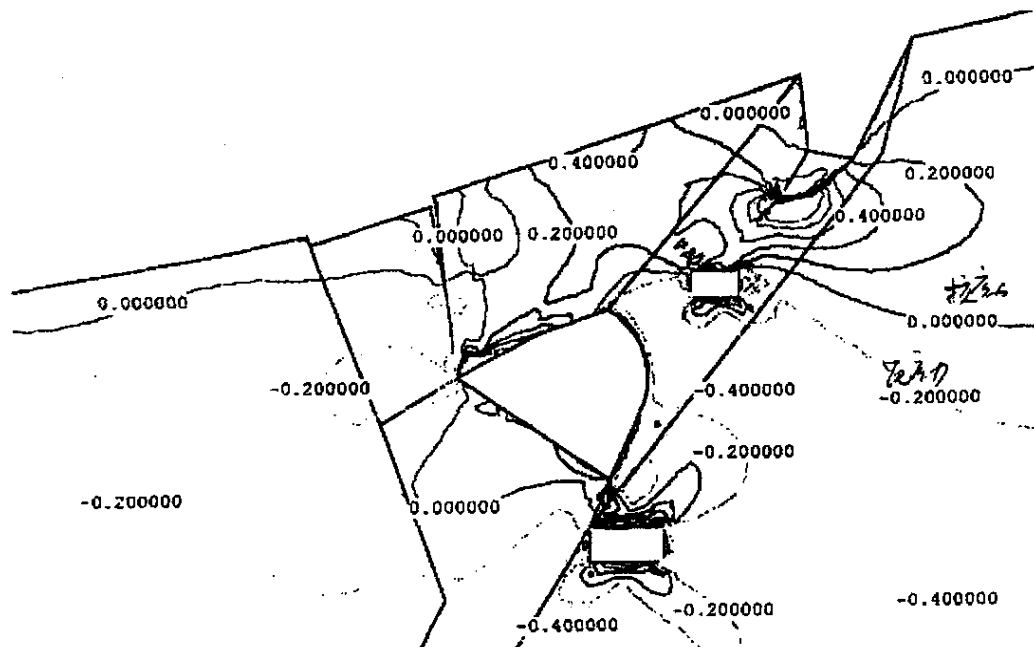


图 4.6 最大主应力力等值线图

Fig. 4.6 The contour of maximum normal stress

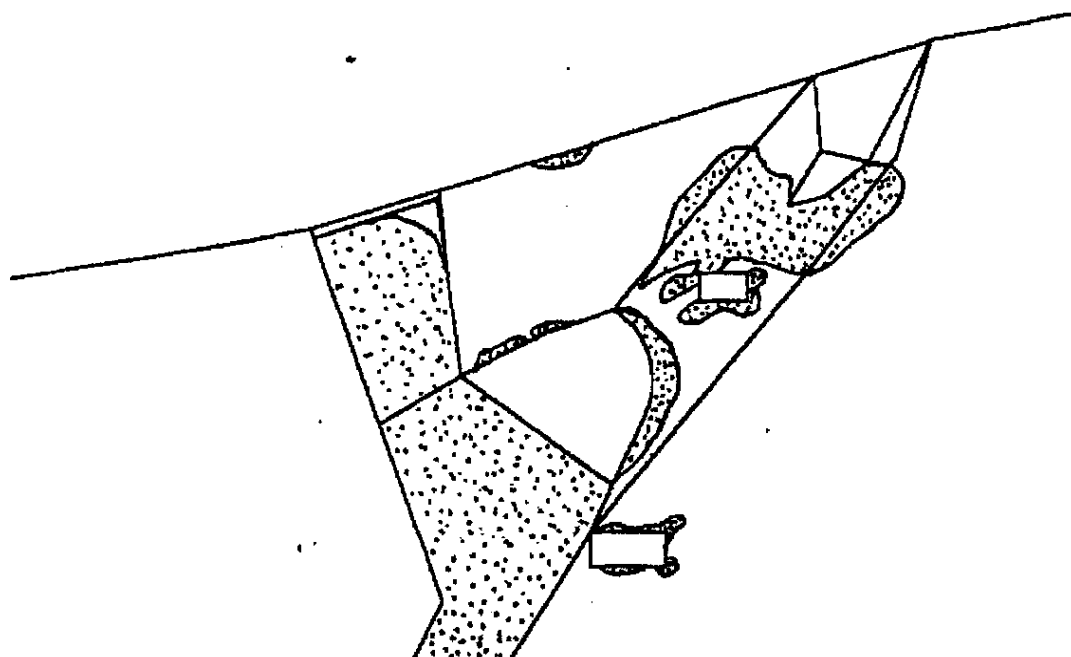


图 4.7 塑性区分布图

Fig. 4.7 The distribution of plastic area

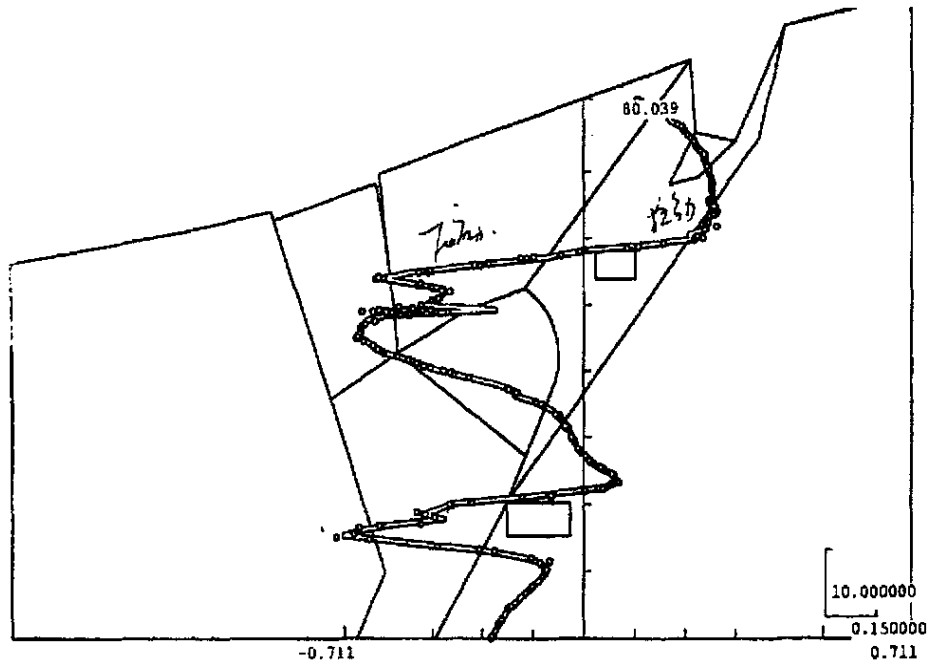


图 4.8 井筒剖面水平应力图

Fig. 4.8 The plane stress of shaft section

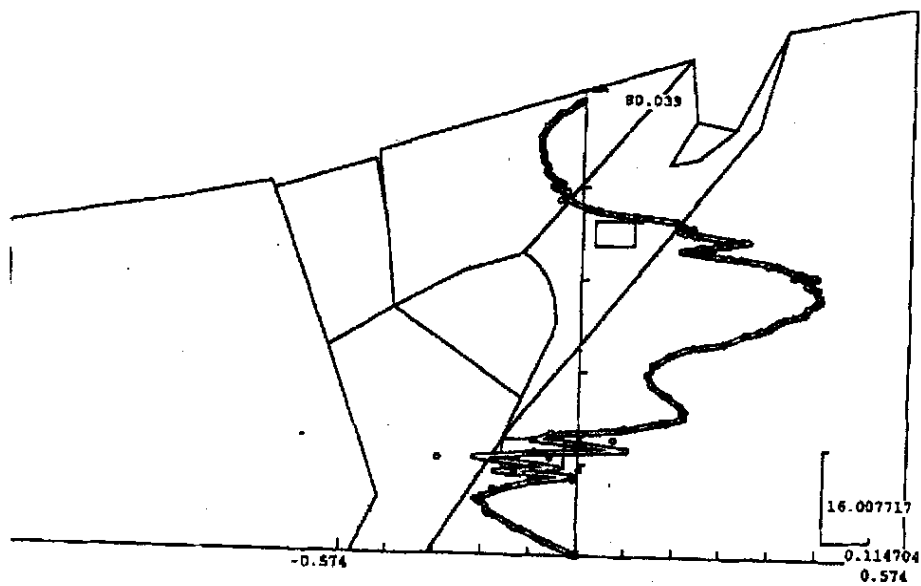


图 4.9 井筒剖面剪应力图

Fig. 4.9 The shear stress of shaft section

## 第五章 治理方案及实施效果分析

### 5.1 概述

根据上述的望儿山金矿 1 号井筒地质特征、现场岩体变形裂隙发育情况、稳定性分析和有限元计算以及可以看出, 导致井筒开裂变形, 甚至丧失整体稳定性的主要原因是由于采空区的存在极其变形、塌落, 主要特征是:

1. 沿矿脉整体滑移, 使井筒产生剪切破坏而形成错位, 这点可由剪应力分布图及破坏区分布图看出, 而且在现场中, +102 井口信号房的近水平裂纹也能证明这一特征。

2. 在井筒周围开裂沉陷, 使井筒出现开裂变位, 在井筒剖面 $\times$ 方向正应力图上可以看出井筒上方(+110m)以上出现了较大的拉应力区, 而裂隙发育的花岗岩岩体的抗拉强度较低, 从破坏区分布图中可看出该区域是主要的破坏区。在地表, 靠近井筒附近以及井筒至塌落区方向发育的塌陷裂隙是这一情况的特征。

### 5.2 治理方案的选择

#### 5.2.1 采空区充填治理方案

这一方案的主要思路是: 对井筒周围的采空区进行密实性充填, 控制井筒周围的岩体进一步的变形, 从而使得井筒在目前状态下趋于稳定。

对采空区充填的方法很多, 如水砂充填、低充浓度胶结填、高浓度胶结充填、全尾砂膏体泵送充填、高水速凝材料固结充填等等。

**水砂充填:** 水砂充填是十九世纪中叶就出现的一种充填工艺。1864 年, 在美国宾西法尼亚的一个矿区进行了第一次水砂充填, 以保护一座教堂。随后南非、德国、澳大利亚、中国等也试验了水砂充填。进入 20 世纪后, 美国和加拿大发展了基于尾砂的充填工艺, 在悬浮液输送固体物料、水力脱泥等方面取得进步。这种工艺形成的充填体没有凝聚力, 具有一定的可压缩性, 充填之后井筒还会经历一定的变形。

**水砂胶结充填:** 20 世纪 60 年代开始采用了硅酸盐水泥或其它胶结材料添加到水砂充填料中, 以提高充填体的强度。水砂胶结充填可分为低浓度胶结

充填（浓度在 35%-70%之间）和高浓度胶结充填（浓度在 70%-75%之间）。这些充填工艺需要井下脱水设备，产生大量污水，对于高浓度胶结充填，设备技术条件要求较高，难以推广应用。

全尾砂膏体泵送充填：全尾砂膏体泵送充填的特点是料浆浓度大，其重量浓度可达 75%-85%，呈牙膏状，必需采用加压输送。膏体充填料内摩擦角较大，凝固时间短，可压缩性小，对围岩有较强的支撑能力。但全尾砂膏体泵送充填设备一次投资大，技术难度大，给实际应用带来困难。

高水速凝材料固结充填：该工艺技术的实质是以高水速凝固化材料作胶凝剂，使用尾砂作充填剂骨料，按一定的配比加水混合后，形成高水固结充填料浆。根据工艺设备条件和现场技术要求，充填料浆的浓度在 30%-70%之间变化，充入采空区后形成固态充填体。其特点是可以实现低浓度水力输送，而不需脱水，但固化材料来源少、成本高。

采空区充填工艺已有一百多年的历史，并有广泛的应用。其特点是原理简单，效果直观，容易被接受。但是对治理望儿山金矿 1 号井筒的变形开裂问题，存在着下列主要问题：

1、采空区范围大，充填成本高。根据查探的资料分析统计，望儿山金矿 1 号井筒周围的采空区总量接近 20 立方米。不论采用那种充填工艺，充填成本都得在数百万元以上。

2、采用充填工艺，井筒围岩还将产生一定的变形，充填体才能起作用。而这一变形量的大小取决于充填体。从上述的分析可以看出，变形量小的充填体则成本更高。

3、设备投资大，占用大量的场地、物力和人力，影响正常的生产。

### 5.2.2 卸载与加固结合的综合治理方案

井筒由于围岩的变形和破坏而产生开裂，最常用的办法是对井筒围岩进行加固处理。对望儿山金矿 1 号井筒的情况，有效的方法是大锚索加固，通过锚索施加预应力，使得围岩原来的拉应力状态变为压应力状态，裂隙趋于闭合，而使得井筒进入稳定状态。但是通过稳定性分析和计算，发现需要的加固力达近 10000 吨。不但费用高，而且由于采空区密集，井筒周围的保护岩柱狭窄，没有加固的空间。因此单纯的方案是不可行的。为此，望儿山金矿 1 号井筒的治理应该有新的思路。

针对上述分析，在井筒综合治理方案中着重考虑以下两个措施：

1. 改善井筒周围岩体的应力状态。目前沿矿脉上分布的较大剪应力以及



井筒上方出现的较高的拉应力，主要是受大片的采空区上方岩体自重所制约，如果将该部分岩体与井筒周围岩体分离，使井筒周围岩体卸载，必然使上述部位的应力状态大为改善，因此“卸载”是井筒治理的主动手段之一。

2. 井筒周围岩体加固，井筒破坏的根本问题是井筒周围岩体强度问题，采取一定的措施，在破坏区内加固岩体，提高岩体的强度，也是井筒治理的必要手段。

通过经济技术指标的综合分析、多方案的比较研究，提出采用爆破卸载与预应力锚索加固的综合治理井筒方案：

1、爆破卸载。采用深孔爆破方法“卸载”，使采空区上方岩体脱离井筒周围岩体，以致改善井筒周围岩体的应力状态。采用预裂爆破的方法，在距井筒 11.0m 处沿矿体走向布置一排炮眼，同时起爆，以导出裂隙，达到岩体分离的目的。

2、井筒周围岩体预应力锚索加固，采用多股钢绞线编成锚索体，从地面倾斜穿过矿体，至稳定岩层，内锚固段采用压力注浆，然后进行预应力张拉，最后对自由段进行二次灌浆。在这种情况下应用预应力锚索，其作用机理是：

1° 锚固段位于稳定岩体和矿体中，采用压力注浆可以使浆液渗透入矿体中，增强矿体的自身强度；

2° 锚固段穿过矿体，增强了矿体和岩体的抗剪能力；

3° 由于采用施加预应力，抵消岩体内部的拉应力，改善了岩体的应力状态；

4° 预应力能增加岩体滑移面的正应力，从而提高其抗滑阻力，从而达到加固岩体的目的。

井筒治理方案如图 5.1 和图 5.2。

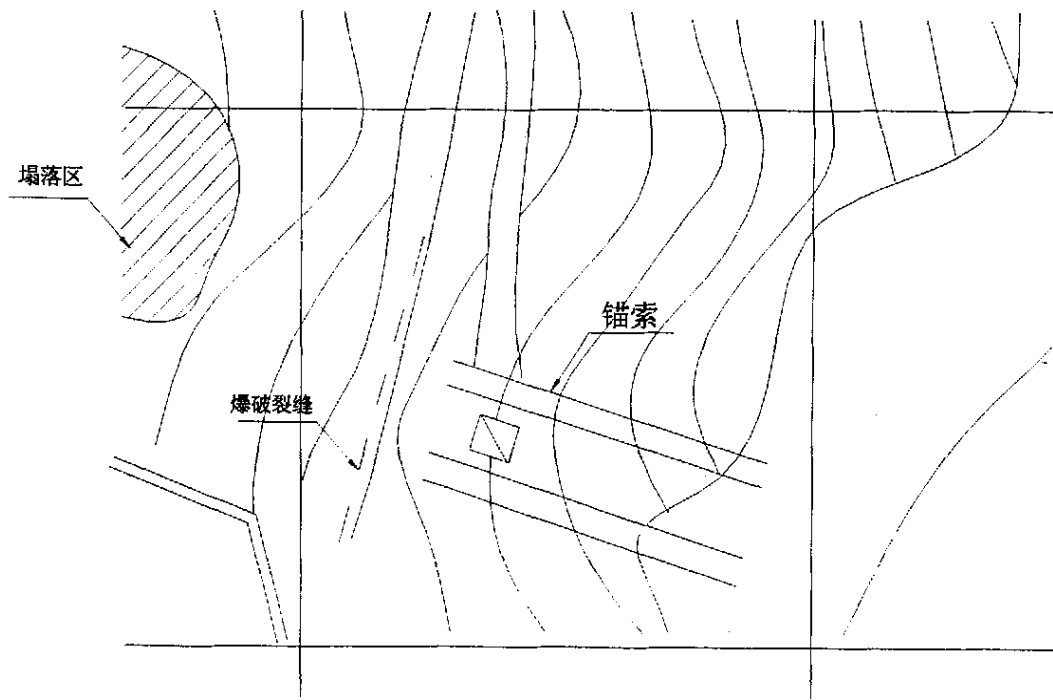


图 5.1 治理方案平面图

Fig. 5.1 The plane of disposal project

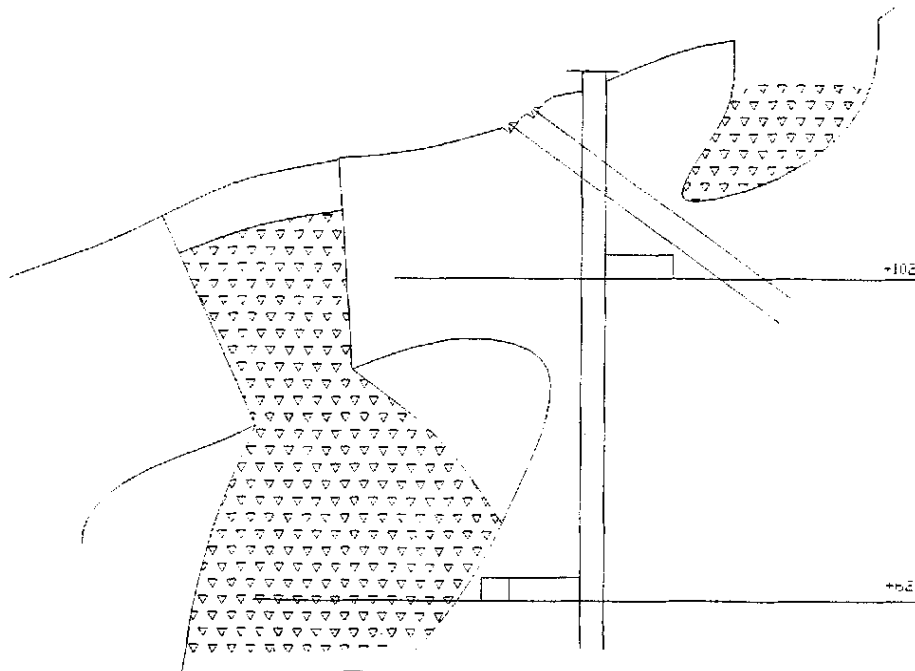


图 5.2 治理方案剖面图

Fig. 5.2 The section plane of disposal project

## 5.3 治理方案主要技术参数和施工要点

### 5.3.1 主要技术参数

#### 1. 预裂爆破参数

预裂爆破裂隙总长度 18.0m。

炮眼深度：18~20m。（根据地质雷达测线 1 资料确定）

炮眼间距：1000mm。

钻孔直径：Φ75mm。

起爆与传爆方式：毫秒电雷管—导爆索。

平均每米炮眼药量：1.44kg/m。

装药结构：间隔装药。

#### 2. 预应力锚索加固参数

预应力锚索结构：采用 1200KN 级预应力锚索，如图 5—3 所示。

锚索索体：由 7 根 Φ5×7 钢绞线（抗拉强度 1860Mpa）编成。内锚固采用注浆锚固。外锚具采用 XM<sub>7</sub> 锚具和混凝土支座 30mm 垫板构成。

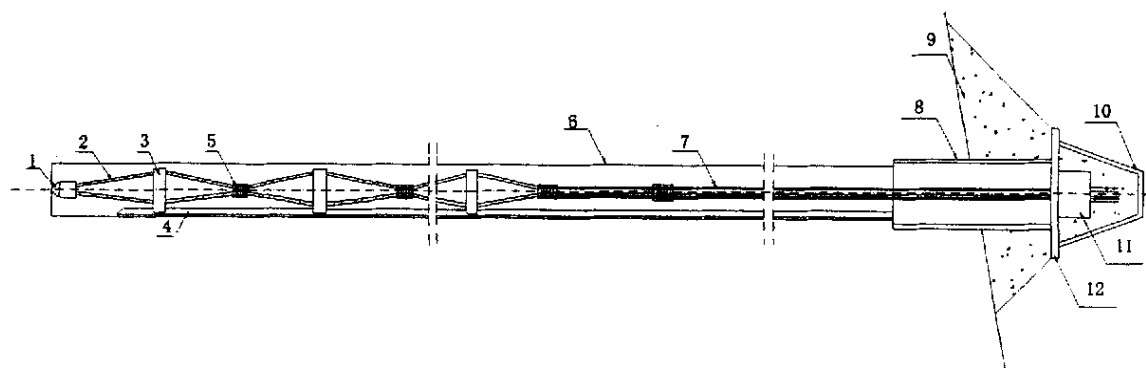
锚索长度 45m，其中锚固长度为 11.0m，锚索孔 Φ105mm，共设 8 组，分别布置于井筒两侧，间行距为 3.0×3.0m。

锚固浆体及二次灌浆浆体配合比如表：

表 5.1 微膨胀高强水泥净浆配合比

Fig.5.1 The quota of grout of small expansion and high strength

浆 体 标 号	水 灰 比	胶材 (%)		减水剂 UNF— 5 (%)	技 术 性 能 指 标				
		52 号 水泥	膨 胀 剂		流动度 (cm)	密 度 (t/m <sup>3</sup> )	凝结时间 (h)		析水率 (%)
							初 凝	终 凝	
70 号	0.39	90	10	0.5	18~22	1.940	4.5~5.5	5.5~6.5	0.5~1



1—导向帽 2—钢绞线 3—分离架 4—一次注浆管 5—扎紧铁丝 6—钻孔  
7—隔离套 8—孔口保护台管 9—锚台 10—保护盖 11—锚具 12—钢板

图 5.3 锚索结构图

Fig.5.3 The anchor cable structure

### 5.3.2 施工工艺要点

预应力锚索施工程序为：

钻孔→除锈→制索→清孔→安装→内锚段浇注→一次张拉→裂缝爆破→二次张拉→切断多余钢绞线→二次灌浆→锚头保护

#### 1) 钻孔：

钻孔直径为 105mm，要求必须达到设计深度，更不准许钻孔弯曲，倾斜角度不得偏差 $\pm 2^\circ$ ，方向不得偏差 $\pm 1^\circ$ 。

2) 制索锚索由 7 根  $7\Phi 5$  钢绞线组装而成，组装前对钢绞线进行质量检查，对有磨损、锈蚀、松散等现象的应予剔除，对合格的按设计的长度要求截断，然后量出内锚段和自由段长度，对自由段进行隔离处理。

#### 隔离处理步骤

(1) 将钢绞线放在架上，进行除锈处理。

(2) 将绞线涂一层防锈漆，用无氯石油沥青涂刷或浸泡，待沥青固化后在沥青表面涂一层脱水黄油。

(3) 外包两层塑料薄膜。

把经过处理的 7 根钢绞线理顺放齐, 同时将直径为 1.5 英寸 (38mm) 的聚乙稀注浆软管 (此管与钢绞线等长) 并排放置, 但在内锚段一端距绞线端部为 0.5m 处, 将钢绞线围绕着注浆软管捆扎。在自由段与内锚段接角处也需用铝丝捆好。

在内锚段每隔 1m 左右放一个分离支架, 分离支架之间的钢绞线用 10#铁丝拢紧, 使整个内锚段呈一串枣核状。孔底端装导向帽。在自由段每隔 2m 放一个对中支架。

### 3) 锚索安装

采用人工精心仔细缓慢地就位, 然后将一根外径 270mm 定位薄壁钢管插入孔口内, 定位管外部分长度正好到浇注的垫墩顶。

### 4) 注浆

锚索就位后进行注浆, 砂浆标号 150#, 外加剂用量为早强剂 5%, 膨胀剂 10%, 减水剂 3%, 水灰比 0.6, 注浆直至孔口返浆为止。过一段时间后应进行补浆。

### 5) 外锚段浇注

浇注外锚墩必须保证垫墩顶面与钻孔轴线垂直, 砼固结全将钢垫板套到墩上预埋的地脚螺丝上固定。

### 6) 张拉

当砂浆和垫墩的强度均达到 25MPa 以上时即可张拉。步骤:

(1) 先将每组锚索装上锚板和夹片, 同时在每排安装一压力传感器, 以便长期观察

(2) 由单根 180KN 张拉千斤顶分别进行预张拉 50KN, 张拉的顺序应是对角循环, 依次进行。

(3) 用 2000KN 千斤顶直接张拉锚具的方法反复张拉, 即预拉—超张拉—返原—再超张拉, 超张力 1320KN, 然后退回到 1000KN 位置进行恒载张拉 30 分钟, 以检验锚具是否达到设计要求, 注意荷载必须缓慢逐级施加。

### 7) 断绞线

将外锚头 15cm 以外绞线用砂轮切割机切断。

### 8) 二次灌浆

在预留孔二次灌浆

### 9) 除锈

对外锚具除锈

### 10) 封锚

对裸露在外面的锚具除锈后涂一层黄油后用混凝土封闭。

## 5.4 实测结果及分析

### 5.4.1 现场量测布置

为了了解爆破卸载及预应力锚索对井筒周围岩体所产生的作用及影响，在现场井筒治理前后进行了围岩位移和锚索内力量测。

围岩变形量测：为了更直观地观察围岩的变形情况，围岩变形量测直接在井筒内进行。选用纵向典型的裂隙，利用百分表量测裂隙张开度的变形情况。

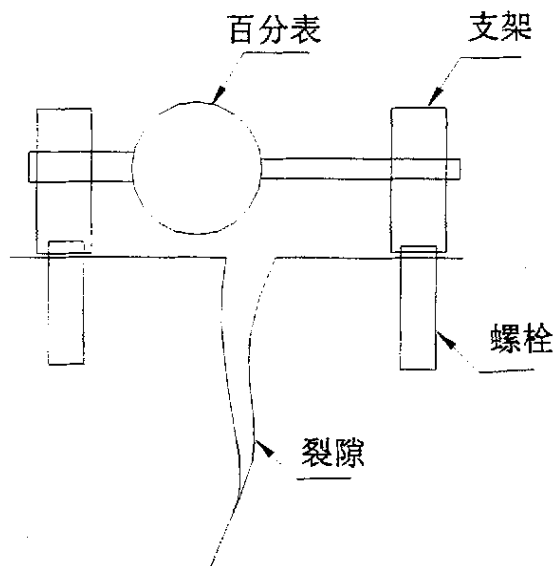


图 5.4 裂隙张开度量测装置

Fig.5.4 The measure apparatus used in COD of crack

锚索内力量测：锚索内力的变化情况是预应力锚索进行评价岩土工程加固的一个重要指标。采用钢弦式锚索内力计进行锚索内力量测。这种量测仪器具有稳定性好，精度高，量测方便等特点。在安装外锚装置时，将传感器设置于锚板和锚环之间，然后进行测试，并钢弦的频率由标定曲线换算为内力。

### 5.4.2 实测结果

图 5.5 为井筒中+102 水平的三条典型裂隙在治理前后的变形情况。

图 5.6 为 2# 和 7# 锚索在张拉和爆破前后的内力变化情况。

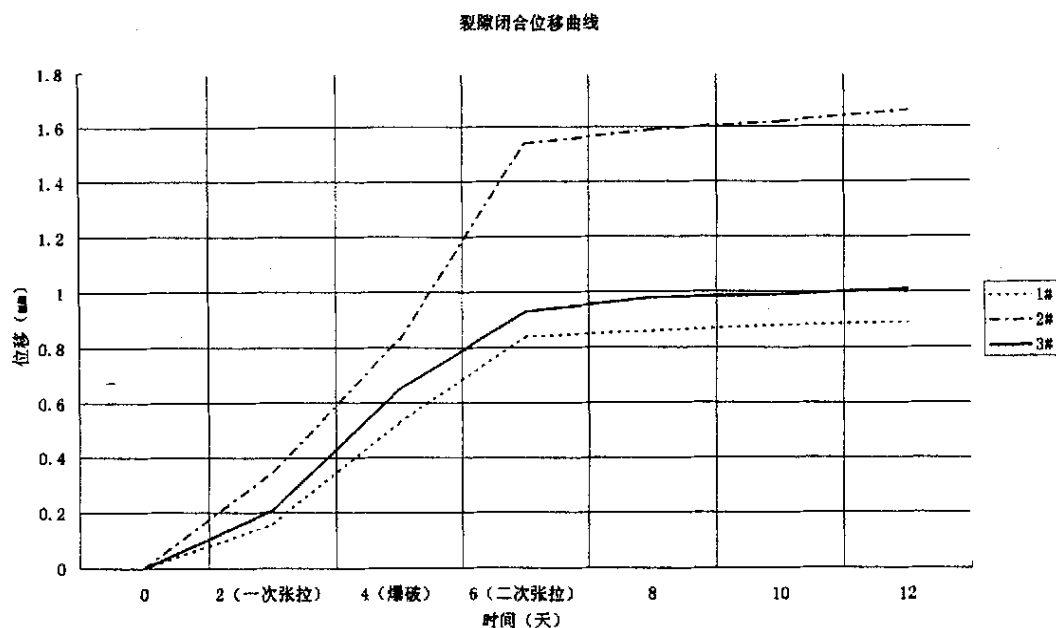


图 5.5 裂隙闭合位移曲线

Fig. 5.5 The curve of crack close displacement

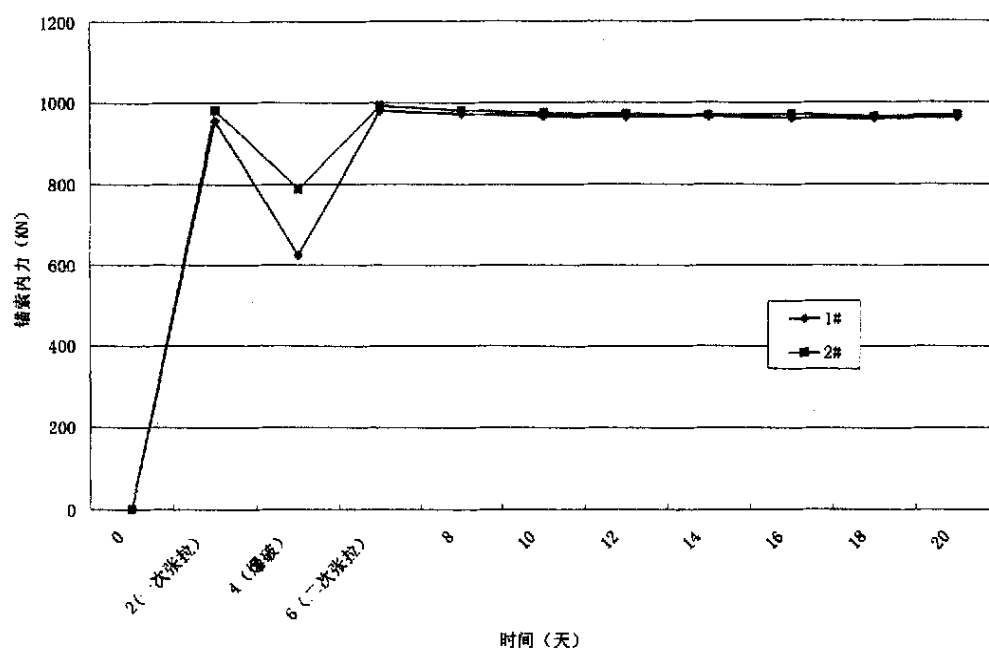


图 5.6 锚索内力变化曲线

Fig. 5.6 The change of anchor cable force

### 5.4.3 量测结果分析

通过图 5.5 的裂隙闭合位移曲线和图 5.6 锚索内力变化图可以看出：

1、 预应力锚索的张拉和爆破卸载对裂隙的闭合有明显的影响。当第一次张拉时，裂隙有轻微的闭合，但不是很明显。在爆破卸载实施时，裂隙有明显的闭合位移，说明爆破作业不但没有使井筒出现新的损伤，而且对井筒原来的变形破坏有一定的恢复作用。同样，当第二次张拉时，裂隙又产生进一步的变形。

2、 爆破卸载对锚索的内力有明显的影响。爆破卸载实施时，锚索的预应力出现明显的损失，其损失率达 30%--40%。

3、 二次张拉后，锚索预应力略有损失，但慢慢地趋于稳定，符合锚索内力变化的一般规律。说明锚索安装质量可靠。

4、 爆破使得井筒裂隙闭合的机制是：由于岩体变形的同时，在岩体体内产生了应变能，爆破卸载后，岩体内储存的应变能部分释放，因此岩体及裂隙产生弹性恢复，表现出裂隙 的闭和位移。

分析裂隙闭合位移曲线锚索内力变化曲线，可以在一定程度上说明了治理方案的正确性及实施效果达到预期的目



## 第六章 主要研究成果和结论

本文针对望儿山金矿 1 号井筒出现的变形、开裂及治理问题作了研究工作。

1、从工程地质角度对望儿山金矿 1 号井筒周围的地层、构造、岩石特性和裂隙分布进行详细的分析，为井筒变形破坏机制的研究、井筒治理方案的选择、参数的设计提供依据。

2、采用先进的地质雷达设备及分析方法对井筒周围的采空区进行探测，得到采空区的分布和塌落变形可靠的资料。

3、从力学角度及有限元分析方法对井筒的稳定性进行了分析，发现由于采空区的塌落使得井筒围岩出现了拉应力和较大的塑性区，这是由于局部采空区的塌落后，井筒围岩出现应力重分布产生的。

4、根据井筒变形破坏的力学机制，采用了巧妙的爆破卸载与加固相结合的治理方案，并采用稳定性分析方法确定相应的参数。

5、通过分析现场围岩位移和锚索内力量测，证明了治理方案的正确性和可靠性。

6、爆破卸载的实质是调整围岩的应力状态。通过爆破生成裂缝，将围岩的拉应力变为压应力，使井筒的稳定性大大地提高。为岩土工程环境治理提供了一种新的途径。

## 参考文献

1. 康红普. 软岩巷道底鼓的机理和防治[M], 北京: 煤炭工业出版社, 1993, 78-90
2. 冯豫. 对我国松软岩层巷道维护的几点认识[J], 山东矿业学院, 1980, 23-28
3. 李世平. 岩石力学简明教程[M], 徐州: 中国矿业学院出版社, 1986, 133-150
4. 宋振骥. 实用矿山压力控制[M], 徐州: 中国矿业大学出版社, 1988, 110-156
5. 陆家梁. 软岩巷道支护技术[M], 长春: 吉林科学技术出版社, 1995, 23-85
6. 李民庆. 岩体力学的力学基础[M], 长沙: 湖南科学技术出版社, 1979, 80-122
7. 于学馥、郑颖人、刘怀恒等. 地下工程围岩稳定分析[M], 北京: 煤炭工业出版社, 1983, 125-210
8. 陈炎光、陆士良. 中国煤矿巷道围岩控制[M], 徐州: 中国矿业大学出版社, 1994
9. 周思孟. 复杂岩体力学若干岩石力学问题[M], 北京: 中国水利水电出版社, 1998, 56-99
10. 吕恒林、杨维好、程锡禄等. 特殊地层条件下井壁破裂机理与防治技术的研究[J], 中国矿业大学学报, 1997, 26(2), 1-4
11. 何廷峻. 导巷卸压支护软岩巷道的研究[J], 淮南工业学院学报, 1999, 19 (1), 28-33
12. 齐庆杰、白福臣. 软岩巷道卸压支护技术研究[J], 东北煤炭技术, 1997 (2), 17-20
13. 段克信. 用巷帮松裂爆破卸压维护软岩巷道[J], 煤炭学报, 1995, 20 (3), 34-39
14. 柯昌松. 井壁卸压槽的作用机理和工程实践[J], 东北煤炭技术, 1995(6), 35-38
15. 潘天林. 巷道围岩松动爆破卸压的试验研究, 东北煤炭技术, 1996(1), 12-15
16. 周同龄、李玉寿、高春花. 巷道底鼓的爆破卸压, 矿山压力与顶板管理, 1997 (3), 31-35
17. 何廷峻. 导巷卸压支护软岩巷道的研究[J], 淮南工业学院学报, 1999, 19 (2), 28-32
18. 杨俊杰. 井壁环形卸压槽的作用机理分析[J], 西安矿业学院学报, 1999, 19 (2), 43-47
19. 吕恒林、崔广心. 卸压法治理井壁破裂的力学机理[J], 中国矿业大学学报, 2000, 29 (4), 234-237
20. 李世平. 岩石力学简明教程[M], 徐州: 中国矿业学院出版社, 1986, 57-66

21. 周维垣. 高等岩石力学[M], 北京: 水利水电出版社, 1989
22. 雷晓燕. 岩土工程数值计算[M], 北京: 中国铁道出版社, 1999
23. 夏才初, 孙宗欣. 工程岩体节理力学, 上海: 同济大学出版社, 2002, 94—120
24. 彭振斌. 锚固工程设计计算与施工[M], 武汉: 中国地质大学出版社, 1997, 1—8
25. 谭学术, 鲜学福等. 复合岩体力学理论及其应用[M], 北京: 煤炭工业出版社, 1994, 99—120
26. 周思孟. 复杂岩体若干岩石力学问题[M], 北京: 水利电力出版社, 1998, 131—156
27. 吴刚, 孙钧. 卸荷应力状态下裂隙岩体的变形和强度分析[J], 岩石力学与工程学报, 1998, Vol. 17, No. 6, 615—621
28. 杨延毅, 王慎跃, 加锚节理岩体的损伤增韧止裂模型研究[J], 岩土工程学报, 1995, Vol. 17, No. 1, 9—17
29. 张强勇, 朱维申, 程峰. 裂隙岩体损伤锚柱单元支护模型及其应用[J], 岩土力学, 1998, Vol. 19, No. 4, 19—24
30. 吴刚. 工程岩体卸荷破坏机制研究的现状及展望[J], 工程地质学报, 2001
31. 李建林, 熊俊华, 杨学堂. 岩体卸荷力学特性的试验研究[J], 水利水电技术, Vol. 37, 2001, No. 5
32. 李建林, 袁大祥. 岩体卸荷分析的基本方法[J], 三峡大学学报, 2001, Vol. 23, No. 1
33. 吴刚, 岩体在加卸荷条件下破坏效应的对比分析[J], 岩土力学, 1997, Vol. 18, No. 2
34. 吴刚, 孙钧. 复杂应力条件下完整岩体卸荷破坏的损伤力学分析[J], 河海大学学报, 1997, Vol. 25, No. 3
35. 孙树林, 侯玉宾. 边坡水平卸荷裂隙的突变理论模型, 河海大学学报, 1997, Vol. 25, No. 6
36. 舒家华, 李军. 预应力锚索在边坡加固中方位角的确定[J], 地质与勘探, 1998, Vol. 34, No. 4, 44—46
37. 丁多文, 白世伟, 罗多煜. 预应力锚索加固岩体的应力损失分析[J], 工程地质学报, 1995, Vol. 3, No. 1, 65—69

## 致 谢

本文是在导师孙豁然教授和姜福兴教授悉心指导下完成的。导师渊博的知识、严谨的治学态度、开拓进取的创业精神使我受益匪浅，并给我树立了良好的榜样。三年来，导师在学习和生活上给予了我无微不至的关怀和帮助。所有的一切将使我终生难忘。值此论文完成之际，谨向导师表示衷心的感谢！

感谢东北大学和山东科技大学的各位领导和各位老师给予的学习的支持和帮助！

在论文的准备与写作过程中得到了山东科技大学资环学院、土建学院各位教授的热心指导和无私帮助，在此向他们表示由衷的谢意！

最后，感谢三年来在工作上和学习上给予我热心帮助的领导、同事、同学和朋友们。

## 在读期间发表的论文及成果

### 一、 论文：

- 1、《成矿过程三维并行模拟技术探讨》——地球科学 2001.3
- 2、《胶东望儿山金矿床成矿渗透率模型》——地质与勘探 2001.4
- 3、《胶东望儿山金矿床成矿过程物质迁移研究》——黄金 2000.9

### 二、 获奖成果

- 1、“Y-89-2 高效扑收剂的试验与应用”，获 2000 年度黄金科学技术进步三等奖，授奖单位：国家经贸委。
- 2、“吊罐法施工天井在竖井延深中的研究与应用”，获 2000 年度省黄金科技进步二等奖，授奖单位：山东省黄金工业局。