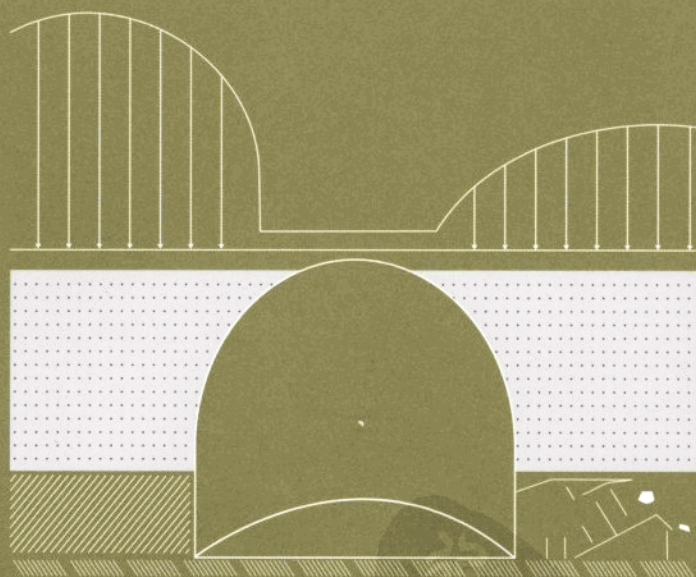


矿压观测与软岩巷道支护

KUANGYA GUANCE YU RUANYAN HANGDAO ZHIHU

郭西山 张立杰 马东民 曹萍 编译



西安地图出版社

PDG

矿压观测与软岩巷道支护

郭西山 张立杰 马东民 曹萍 编译

要 容 内

本书是根据作者在多年从事煤矿井下支护工程实践和科研工作的基础上，结合国内外有关文献资料，编写而成的。本书共分五章，第一章为绪论，第二章为矿压观测，第三章为软岩巷道支护，第四章为锚杆支护，第五章为锚网支护。本书可作为从事煤矿井下支护工程技术人员和科研人员的参考书，也可供高等院校有关专业师生参考。

西安地图出版社

图书在版编目(CIP)数据

矿压观测与软岩巷道支护/郭西山等编译——西安:西安地

图出版社,2007.4

ISBN 978-7-80748-067-9

I. 矿… II. 郭 III. ①矿山压力—观测—文集②软弱岩

石—岩道支护—文集 IV. TD326-53 TD353-53

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2007)第 040516 号

内 容 提 要

这是一部关于矿压观测与软岩巷道支护的专题译文集。该译文集约 62 万字,分别译自《Rock Mechanics and Rock Engineering》《Mining Engineer》《Mining Engineering》《Coal International》《Coal Age》等十多种被 Sci 和 Ei 等全文收录的国际著名刊物。书中的“矿井顶板地质信息系统”等 30 篇论文涵盖了美、英、德、法、俄、澳等世界主要采煤国自 20 世纪 80 年代至 2006 年以来在矿压观测与软岩巷道支护领域的优秀成果。

本译文集中的许多优秀论文完全代表了本学科的发展水平,可供地质、测量、采矿、工程力学、岩石力学、岩土工程、隧道与井巷工程等专业领域的广大科技工作者和工程技术人员参考,也可用作相关专业的博士、硕士研究生和高年级本科生的教学参考书。

矿压观测与软岩巷道支护

郭西山 张立杰 马东民 曹萍 编译

西安地图出版社出版发行

(西安市友谊东路 334 号 邮政编码:710054)

新华书店经销 陕西威思特印务有限责任公司印刷

850 毫米×1168 毫米·1/16 开本 16 印张 620 千字

2007 年 4 月第 1 版 2007 年 4 月第 1 次印刷

印数 0001—1000 定价:69.00 元

编译者简介

郭西山，男，1951年出生，陕西商洛市人，副编审，早年毕业于西安矿业学院采矿系；在《煤炭学报》《长安大学学报》《情报科学》等著名刊物上发表论文50余篇，参写（编）《编辑学导论》等专著4部；出版、发表《图书馆评估》和井巷地压与支护领域的译著等约100万字，译著《评估》以其“选题新颖，译文准确、流畅”而获省级二等奖。

张立杰，男，1966年9月出生，甘肃靖远人，副教授，在读博士，1989年毕业于中国矿业大学，2001年从西安科技学院研究生进修班采矿工程专业学习结业；曾先后在《北京科技大学学报》《中国矿业》等期刊发表相关专业论文近10篇；主持和参与完成了《华亭矿区衍生环境灾害预测与综合防治研究》等重要科研项目。

马东民，男，1967年5月出生，陕西合阳人，副教授，在读博士，1991年毕业于西安矿业学院地质系，获工学学士，1994年获地质工学硕士学位，现任中国煤炭学会煤层气专业委员会委员；曾先后在《科学通报》《煤炭学报》等期刊发表专业论文20余篇；主要负责完成了国家973和863等计划项目。

曹 萍，女，1968年5月出生，陕西商洛市人，副教授，在读博士，1988年毕业于陕西工学院土木工程系工业与民用建筑专业，1995年在西安矿业学院建筑工程系获矿山建设专业工学硕士学位；曾先后在《西安科技大学学报》等刊物上发表科技论文10余篇，现在西安科技大学从事教学与科研工作。

前 言

煤炭工业是我国国民经济的重要基础性产业,而煤矿却是我国工业企业中事故多发、伤亡巨大、安全生产形势最为严峻的工业部门。虽然在近 20 年来,我国国有重点煤矿的百万吨死亡率已由 1988 年的 2.51 降低到了 2004 年的 0.954,2005 年全国煤矿发生事故的起数(3 341 起)和死亡人数(5 986 人)同比也分别下降了 8.2%和 0.7%,但由于管理水平低、技术手段落后、安全保障能力不足,致使我国每年煤矿事故死亡人数仍然一直徘徊在六七千人。据统计,2001-2004 年,我国煤矿的百万吨死亡率是美国的 100 倍,是南非的 30 倍。这不仅给数以万计的家庭带来了极大的痛苦与灾难,同时也给国家造成了巨大的经济损失和政治影响。因此,加强我国的煤矿安全不仅关系到煤矿企业的生存和发展,而且对于我国构建和谐社会的具有十分重要的现实意义。

纵观世界主要采煤国的安全现状,其中美国最值得我们借鉴。美国在 20 世纪的前 30 年,煤矿每年平均事故死亡人数约 2 000 人,其中 1907 年 3 242 人,为历史最高记录;40 年代死亡人数就降至 585 人,百万吨死亡率降到了 1.3;50-60 年代,年平均死亡 300 人,百万吨死亡率降为 0.77;到 1989 年,事故死亡人数为 68 人,百万吨死亡率直线下降到 0.08。

显而易见,采取强有力的对策,尽快扭转我国煤矿的安全状况,是党和国家赋予煤炭企业管理人员和广大科技工作者的历史重任,是几千万煤炭职工的期盼!而技术对策是保障煤矿安全最重要的对策之一。因此,要想实现煤矿安全生产,必须依靠科技进步,大力推广新技术、新工艺、新设备、新材料,努力改善井下作业环境。

美国 1995-1999 年 5 年的统计资料表明,工作面片帮、垮落和冒顶造成的死亡人数占到了煤矿总死亡人数的 45.5%。由此可见,控制岩层破坏对降低煤矿事故死亡率具有重要意义。

然而,软岩巷道支护,是我国煤矿向深部延伸和开采时所无法回避的难题,也是我国广大科技工作者和现场工程技术人员面临的严峻挑战。在我国大约有三分之一以上的煤层围岩属于软岩。由于软岩的种类和岩性上的差别,使岩体的软弱程度也存在着极大的差异,因此巷道所处的地应力和构造应力也发生着千变万化。但我国当前对软岩还缺乏系统和定量的分类,以致于在软岩巷道的支护中仍然只是根据具体的围岩条件,采用工程类比法来确定其支护方式和支护参数,这就大大降低了软岩巷道的支护效力。

本译文集正是针对我国当前在软岩巷道支护上存在的难题,围绕矿压观测和软岩巷道支护的理论与实践,选译了《Mining Engineer》《Mining Engineering》《Coal International》《Coal Age》《Mining Technology》《Tunneling and Underground Space Technology》《Mining World》《Mining Congress Journal》《Mines Magazine》《Mining Science and Technology》等十几种国际著名期刊上的数十篇优秀论文。这些论文的作者以美国为主(16

篇), 其余为英国(4 篇)、澳大利亚(3 篇)和俄、德、南非、伊朗、瑞典、加拿大和印度等世界主要采煤国家。

译文集中有关矿压理论与矿压观测手段的“矿井顶板地质信息系统”“适于采矿诱发地震活动的一种相对力矩张量转换方法”“顶板移动诱发的岩层微震与冒顶的关系”“地下微震观测与矿井的安全设计”, 有关软岩巷道支护的新材料、新工艺、新设备、新技术的“美国西部用于长壁开采的新型支架”“液压预应力装置(PSU): 一项顶板支护技术的创新”“提高顺槽稳定性的新型顶板锚杆的研制”“岩层锚固方法的改进”等优秀论文都发表在被 Sci 和 Ei (科学引文索引和工程技术索引) 等全文收录的著名刊物上, 完全代表了当前学科的发展水平。

例如“矿井顶板地质信息系统”是一项由美国能源部资助的、历时 5 年的科研项目。在该项目中, 把一个专利钻进控制设备(DCU) 安装在 J. H. Flecher and Co's 型顶板锚杆安装机上, 用来记录井下和实验室的钻进试验参数。至今已记录下了 1 000 多个钻进参数。在这篇论文中概括了到目前为止的全部实验结果, 包括量化测定岩层空穴(裂缝) 位置和根据记录的顶板锚杆安装机的钻进参数测量顶板岩石强度的方法。

在“液压预应力装置(PSU)”一文中, 介绍了美国研发的几种新型液压矿井顶板支架预应力装置。这是一些用机焊加工、能通过注水或其他液压使其膨胀的金属薄壳装置(shell)。它们能为从“罐”式(Can) 支架到支柱和锚索范围内的各种顶板支架提供预应力。因其具有膨胀能力, 从而可以紧贴顶板; 因其具有 1 000~6 000 磅/吋² 的承载能力, 而能把顶板荷载传递给支架而不破裂。文中探讨了这些预应力装置的承载能力和它们对各种支护系统的性能所产生的影响; 着眼于预应力装置能使支架性能最优化的设计要求, 提出了若干选型方案; 针对岩层控制所产生的影响, 指出了煤矿应用这种预应力装置的技术要点。

在“美国西部用于长壁开采的新型支架”一文中, 作者指出, 在 20 世纪 90 年代初引进的“罐”式支架, 已成为一种有效的常规支架的换代产品, 而且当前仍然是上顺槽的主导性支架; 由 3 个楔锁式木柱构成的“丛柱”比相同尺寸的“罐”式支架具有更大的承载能力, 但稳定性较差, 且不能在其承载面上保持一种均布荷载; 可泵送的顶板支架是另一类可选支架, 但在大变形量的巷道环境下的使用效果还未得到证实。文中对这几种支架的工作性能进行了系统的分析比较。

在“提高顺槽稳定性的新型顶板锚杆的研制”一文中, 瑞典作者介绍了一种由美国 Foundation、德国 DSK 和瑞典 Hilti 三家公司联合开发的“一步式”(OneStep) 顶板锚固系统。这种锚固系统的设计思想是通过减少顶板锚杆的安装时间来提高长壁顺槽的掘进速率。该系统采用了带有配套树脂药卷的湿式空心锚杆技术。树脂用系统高压水的喷射器分送。它配有一个轴向移动式混合器, 能保证树脂在锚杆钻头一端喷出出水口时得到适时的混合, 从

而消除了这种塑性材料在岩层和锚杆间间接的机会。

“岩层锚固方法的改进”一文，介绍了一种新型玻璃纤维筋锚杆的作用机理、设计原理和加工方法。这是一种在纵向上具有波状表面的锚杆，外观类似于绳索，是通过生产过程中的扭绞和随后的玻璃筋塑料带和绳股的聚合作用而形成，其杆的波状表面用聚氨酯或其他凝固材料沿全长锚固，从而保证了它的稳定性和可靠性。

在“顶板移动诱发的岩层微震与冒顶的关系”一文中，作者对地下矿井中第一次对特殊的冒顶区周边的顶板移动与产生的微震之间关系的研究结果作了全面的论述。研究表明，顶板移动和微震现象是冒顶的前兆。为了进一步掌握顶板岩层的破坏机理和预防冒顶，文中对顶底板移近和微震监测系统的有效性进行了研究；分析了顶板岩层破裂和相应的顶梁向巷道挠曲之间的关系；论证了顶板失稳与顶底板移近和微震趋势之间的关系。观测发现，微震的发生常常超前于顶底板的移近，从而可推断出岩石的破裂先于顶板的挠曲。研究表明，通过对围岩微震的监测，对冒顶预测的准确性可以大大提高。

在“地下微震监测与矿井安全设计”一文中，介绍了利用一种安装适当的微震监测系统测定岩层稳定性，并为矿井设计方案提供有效信息的相关内容，利用微震监测数据补充广为使用的冒顶和顶板岩层破坏绘图，使应力控制设计方案更为完善，从而提供了更加稳定的顶板条件。

从这些优秀论文中，我们不仅可以了解到本学科在理论研究上的新进展和在新材料、新工艺、新技术上的突破，而且可以从中追溯到本学科 20 多年来的发展轨迹。而追溯学科发展轨迹，了解当前发展水平，探寻新的突破口，正是本译文集的要旨所在。

但需要指出的是，借鉴国外的新技术、新工艺和新材料，应因地制宜，要切实做好可行性研究和技术论证工作。不排斥国外的新成果，但也不盲目行事，还要有足够的经费投入来保证。对舶来品，还存在二次开发的问题，这就需要充分注意在新的条件下推广使用中的适应性和可靠性问题，避免出现由于“消化不良”而造成经济上的浪费和形成新的隐患。

本译文集共收集了 30 篇论文，总计字数约 62 万字。其中郭西山编译 20 万字，张立杰编译 15 万字，马东民编译 14 万字，曹萍编译 13 万字，并由郭西山进行了全译文集的校对与统稿工作。

在译文集的翻译工作中得到伍永平博导、米兴平博士后、杨治林教授和冯卫兵博士等专家学者的指导与支持，在此一并表示感谢！

郭西山

2006-10-20

于西安科技大学

目 录

矿井顶板地质信息系统.....	(1)
适用于采矿诱发地震活动的一种相对力矩张量转换方法.....	(8)
顶板移动和诱发的岩层微震与冒顶的关系.....	(24)
地下微震监测与矿井的安全设计.....	(33)
人工神经网络(ANN)用于模拟全粘结锚索的荷载分布状态.....	(42)
用于评价长壁工作面支架的岩层响应曲线.....	(53)
工作面压力、注浆压力和TBM设计对软岩隧道掘进的影响.....	(64)
岩层控制理论与实践.....	(77)
高应力下后退式长壁工作面的顺槽掘进.....	(95)
采准巷道的稳定性设计.....	(99)
巷道底鼓的形成及其控制.....	(110)
美国西部用于长壁开采的新型支架.....	(116)
液压预应力装置(PSU)——项顶板支护技术的创新.....	(126)
巷道支架的设计和选择.....	(139)
煤矿软岩巷道一次性衬砌支护系统的设计与施工.....	(147)
美国用于深部矿井的拱形可缩性金属支架.....	(152)
可缩性金属支架在不稳定地层中的应用.....	(156)
用于顶板支护的拱形可缩性金属支架.....	(158)
提高顺槽稳定性的新型顶板锚杆的研制.....	(161)
顶板锚杆系统分析.....	(163)
印度地下煤矿顶板锚杆支护系统的技术经济优选法.....	(173)
顶板防护网的最佳施工方案和新型锚杆安装机.....	(181)
岩层锚固方法的改进.....	(189)
顶板锚杆的发展.....	(192)
对“矿井顶板桁架支护技术”一文的讨论.....	(199)
用锚杆桁架控制破碎顶板.....	(202)
国外矿井顶板桁架支护技术新进展.....	(205)
薄聚氨酯涂层用于岩层控制的效果研究.....	(210)
合理的巷旁充填.....	(220)
木垛代用品的研究.....	(225)

矿井顶板地质信息系统

——地下矿井顶板空穴(裂缝)的量化监测和岩石强度的测算方法

[美] SYD S. 彭, T. 萨苏卡, D. X. 坦克, Y. 卢, G. 威尔逊

摘要:毫无疑问,近代的煤炭开采面临着越来越不利的地质条件,不是顶板软弱,就是地质特征变化异常,例如岩石种类、断层的滑面、空穴(裂缝)等。因此,地下矿井顶板越来越难以预测和控制。由于全部地下矿井顶板都用顶板锚杆支护,而且顶板锚杆的设计和选型都是基于顶板的地质信息进行的,因此对顶板地质信息及其在直接采区上方的变化情况预先了解,以便对顶板锚固系统作出恰当的设计和(或)选型就显得尤为重要。

关键词:矿井顶板;地质信息;岩石强度;顶板空穴

0 引言

当前采用的地面钻孔测井的方法,由于钻孔相距通常都在1 000呎以上,所以用其确定直接顶板的地质条件是极为不当的。虽然对一些大冒顶进行了预测,但造成伤亡事故或延误生产的冒顶大多数都定位不准。冒顶定位不准的一个主要原因就是地质条件发生了变化。很明显,一种定型的顶板锚固系统,必须与一定的地质特征(岩石种类和层序)相适应。但是,当地质特征发生了变化,且相去甚远时,已选定的顶板锚固系统可能因发挥不了作用而导致冒顶的发生。

顶板管理工程师如何才能知道地质特征已发生了变化呢?要预防冒顶,必须预先了解锚固层位内、锚杆排间的顶板地质状况。只有根据这些信息,顶板管理工程师才能作出是否需要对本行的顶板锚固方案进行修改的决定。为了达到这个目的,必须要有一张描绘锚杆排间地质变化情况的详细的顶板地质图。在这一方面,如果能够监测到顶板锚杆机的钻进参数,并且这些参数与顶板的地质特征有关,那么,在顶板锚杆的安装过程中,钻孔间的所有的地质特征的变化就可以用图加以描绘,从而使顶板锚固系统与顶板的地质特征保持一致。

在这一背景下,一个由美国能源部资助的、列入未来工业(采矿)规划的科研项目在5年前开始启动。在该项目中,把一个专利钻进控制设备(DCU)安装在J. H. Fletcher and Co's顶板锚杆安装机上,用来记录井下和实验室的钻进试验参数。至今,已记录下了1 000多个顶板锚孔的钻进参数^[1~4]。这篇论文中概括了至目前为止的全部试验结果,包括量化测定空穴(裂缝)位置和根据记录下的顶板锚杆安装机的钻进参数测算顶板岩石强度的方法。

1 钻进和数据收集

钻进系统由安装在一台J. H. Fletcher and Co's HDDR行道式双臂顶板锚杆安装机上的一组传感器和一部数据控制设备(DCU)组成(图1)。锚杆安装机的一边是液压控制器,而另一边是专利产品Fletcher反馈控制系统^[5]。该系统使操作人员能预定锚杆安装机的贯入速率、旋转速率和最大进给压力(推力设限值(thrust cap))。这些参数一经设定,锚杆安装机就会开始运转而不再需要操作人员输入信息。一部数据记录仪使钻进参数能得到监测和分析。

钻进参数收集系统最初被设计用于自动控制顶板锚杆安装机,使整个钻进和锚杆安装的连续性得以提高。钻进参数每0.1 s记录一次,从而使一个54吋长的测孔以贯入速率和顶板地质条件的不同而获得250~850个记录数据。

数据收集系统可以收集15种钻进参数(表1)。进给压力度量施加轴向荷载的油缸内的液压。旋转压力记录提供旋转力的液压发动机的液压。进给用一台直接装在钻杆上的电子测速仪量测,并能换算成旋转速率。

这些钻进参数利用传感器的输出电压收集,然后转换成无量纲数值。在这篇论文中,除了两个钻杆进给部位的传感器的数据以外的全部钻进数据都被从无量纲的机械数据(输出基数)转换成了工程单位。

2 实验室试验

为了观测遇到空穴(裂缝)时钻进参数的变化过程,建立空穴(裂缝)的预测判据,用混凝土板块来模拟不同

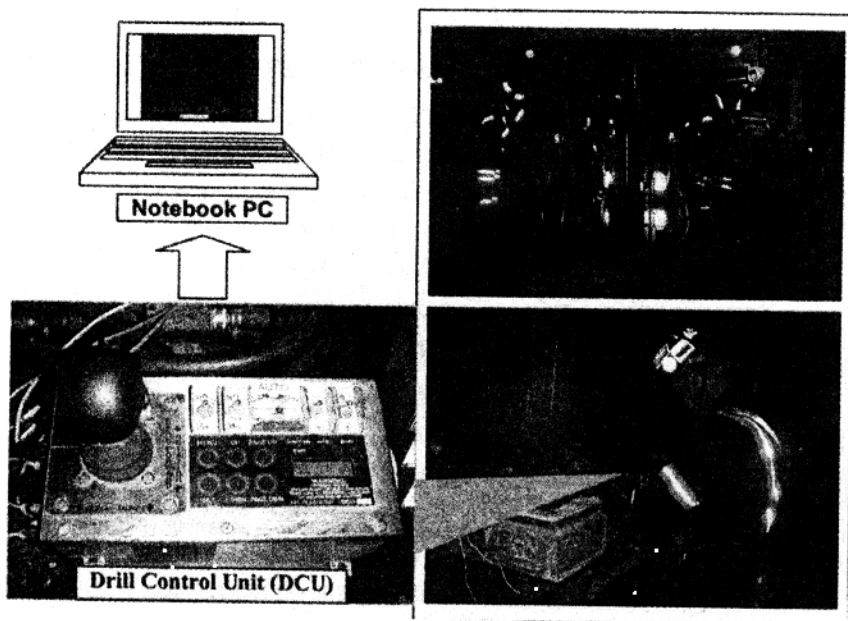


图1 顶板锚杆安装机、钻进控制设备和数据收集系统

尺寸的空穴(裂缝),并进行钻进试验。实验室试验包括下列3组试验。第1组试验是让钻机空转,借以确定钻进参数在空气中的一致性。这种数据能表征钻机状况和钻机自转所消耗的进给压力和旋转压力。在空气中转动时所收集的这些数据被称之为补偿转动数据。

第2组试验是钻进实心的混凝土板块,借以检验一种岩石的钻进参数。这种混凝土板块用高强混凝土(抗压强度为12 000 磅/吋²)构造。其尺寸为3呎×4呎×5呎。

第3组试验钻进的是用于模拟小空穴(裂缝)的混凝土板块。这些混凝土板块也用高强混凝土(无侧限抗压强度(UCS)为12 000 磅/吋²)构造。用于该试验的混凝土板块由15吋厚且平行放置的4个混凝土分层组成。在每一个混凝土分层之间,通过在混凝土周边插入一个窄钢条来构成一个空穴。其中3个钢条的厚度分别为1/16,1/8,3/8吋,用来模拟不同尺寸的空穴(裂缝)。各分层用锚杆栓结在一起,并置于金属框架之中,从而使这种混凝土板块相当于一个整体。最后一个混凝土板块的尺寸大约为3呎×4呎×5呎,并且把1/16,1/8,3/8吋的3个空穴分别以15,30,45吋的间隔布置。为了确定贯入速率和旋转速率对空穴(裂缝)预测的影响程度,对几套钻进装置进行了试验。对每个钻孔都要换上新的钻头。

表1 钻进参数

栏目	钻进参数
数据1	状态字节
数据2	进给压力
数据3	进给流量
数据4	旋转压力
数据5	旋转流量
数据6	转速(r/min)
数据7	转矩
数据8	钻杆位置
数据9	车架位置
数据10	真空
数据11	温度
数据12	数据备用通道
数据13	信息计数器
数据14	进给脉宽调制(PWM CMD)
数据15	流量脉宽调制(PWM CMD)

3 井下实验

为了观测在不同种类的岩体中钻进时钻进参数的变化过程,并建立估算顶板岩石强度的判据,在井下进行

了一些实验,并且对根据实验室试验所建立的空穴(裂缝)的预测判据进行检验。最近在弗吉尼亚西南部的3个不同的煤矿进行了实验。在实验现场,在煤矿A的顶板锚固层位中遇到软弱的页岩顶板岩层,而煤矿B和C具有坚硬的砂岩顶板岩层。此外,为了检验顶板的地质状况,在每一个实验场地都利用探测钻孔采集了岩芯。

对多种钻进装置进行了实验,以便确定贯入速率和旋转速率对钻进参数和(或)钻进状况的影响。在这组实验中,推进设限值的作用只是处于安全的考虑。推力最大设限值为1000磅/吋²,以最大限度地消除它对钻进实验的影响。每一个钻孔都要更换新钻头,并且在每次钻进以前,为了检查钻进装置和钻机状况对钻机空转钻进参数的影响,还进行了补偿转动,即不用钻杆、钻头在空气中钻进。通过钻进参数的比较,就可以确定钻进岩体所消耗的进给压力和旋转压力值。

4 空穴(裂缝)的预测^[6]

数据分析的第1步是找出最适合于空穴(裂缝)预测的钻进参数。因此,为了进行比较,要把从一个钻孔中观测到的所有钻进数据都标注在图上。对一个钻在有裂缝的混凝土板块上的钻孔标注数据的实例如图2所示。所有数据都用传感器的输出基数表示。从图2可以看出(原文是图3,有误——译者注),进给压力急剧变化,在设置有空穴的15,30,45吋处形成低谷。还可以看出,旋转压力在空穴附近也稍有变化,但变化量要比进给压力小得多。其他钻进参数在空穴处不发生变化,从而可得出这样的结论,即进给压力是与空穴(裂缝)相关的钻进参数。岩体中的空穴导致进给压力出现谷值的现象可以用岩石破裂机理加以解释。根据岩石切割破裂理论,在钻头冲击力的作用下,裂缝形成且扩展^[7,8]。裂缝一旦达到岩石空穴的自由面,钻头和岩石空穴自由面之间剩下的整块岩体就会破裂成小碎块(图3)。因此,进给压力就会降低到在空气中钻进的压力值。

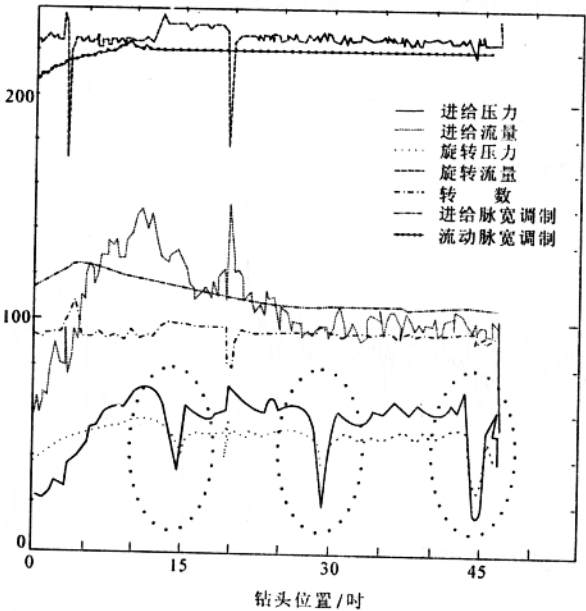


图2 钻进参数(有裂缝的混凝土板块)

一旦钻头在通过空穴后再遇到岩体,进给压力就会迅速攀升到在岩体中钻进的压力值。这就是进给压力曲线形成低谷的原因。

建立空穴预测判据的主要依据是,在岩体中遇到空穴时,进给压力应该降至在空气中钻进的压力值。但是还可以看出,有时进给压力的谷底达不到在空气中钻进时的压力值,例如,在1/16吋空穴处即是如此。这种现象有一个空穴越小,进给压力降到在空气中钻进时的压力范围的可能性就越小的趋势。这种趋势被认为有两种可能的原因:一种是混凝土分层的粗糙表面可能使实际的空穴尺寸比设计的要小,或者接近于零;另一种原因是,即使裂缝已经扩展到空穴,小空穴也不能为破碎岩块提供在其中运动的足够的空间。因此,这些岩块在被进

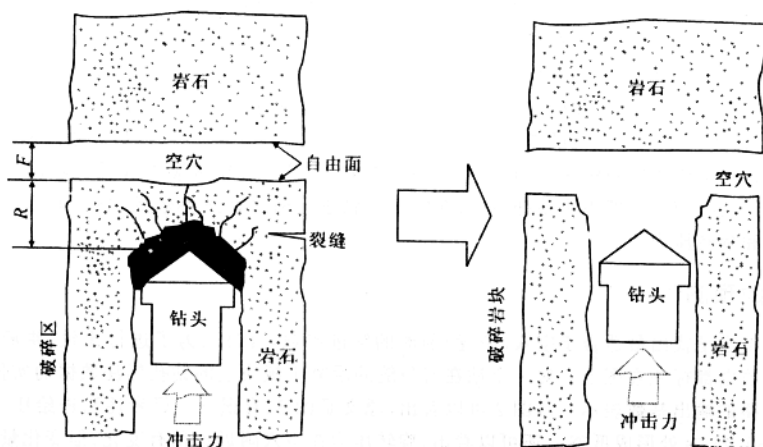


图3 钻接近岩石空穴时的岩体破裂过程

一步破碎得更小,并被吸尘器吸走以前,仍被限定在原来的位置。在这种情况下,进给压力值就会比在空气中钻进时的压力值高得多,结果,进给压力的谷底就会很浅,或者根本就没有谷。因此,为了提高预测的准确性,建立了一个不仅考虑到进给压力的大小,而且涉及到进给压力曲线低谷形状的补充判据。

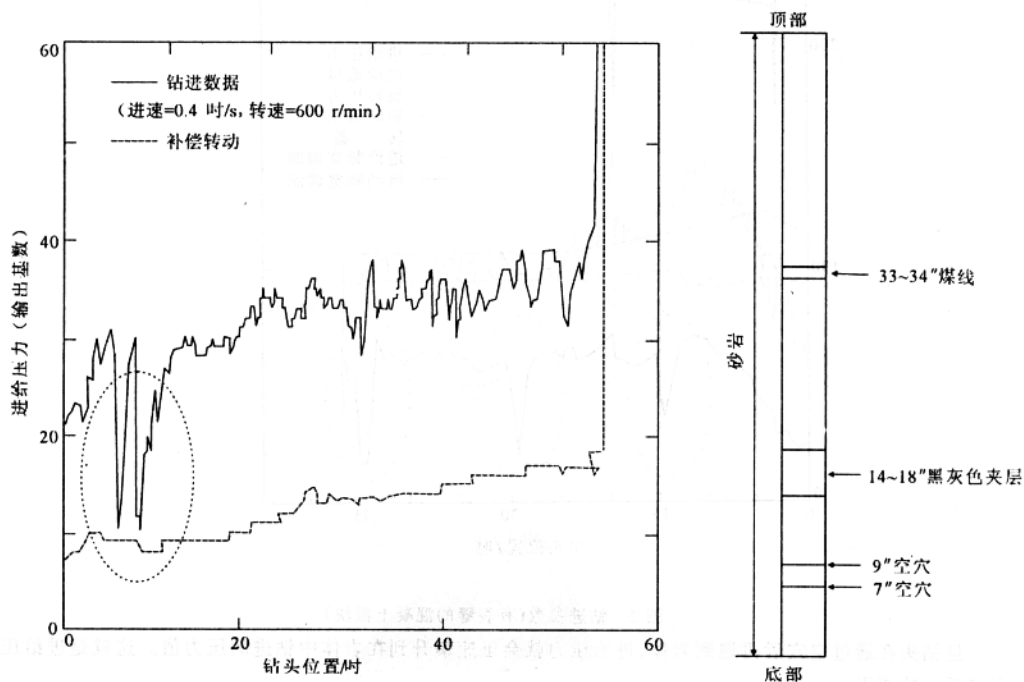


图4 进给压力曲线和钻孔探测结果(B矿)

观测到的钻进于有裂缝的混凝土板块中的22个钻孔的钻进参数已用于检验空穴(裂缝)的预测判据。预测结果见表2。预测结果表明,对于1/8,3/8吋的空穴获得了一个很高预测率,而1/16吋的空穴却不但没有引起进给压力的变化,而且也没有引起其他所有钻进参数的变化。似乎用现行设备能够监测的空穴尺寸有一定的限

度。从煤矿 B 的钻孔探测结果(砂岩顶板岩层)和进给压力曲线(图 4)可以看出,谷的位置几乎与实际空穴位置一致,并且进给压力降到了在空气中的钻进压力值。

表 2 空穴预测结果

空穴尺寸/吋	实际位置/吋	测得数据的钻孔数目	准确预测数目	预测的准确率/%	平均预测位置/吋
1/16	15	22	13	59.09	14.036
1/8	30	22	22	100	29.222
3/8	45	19	18	94.33	49.494

5 估算岩石强度

当数据收集系统不是为预测顶板的地质状况设计,而只是为控制钻进而设计时,能够观测到的钻进参数为液压系统的参数。这就意味着钻进参数不仅包括钻进岩石的参数,而且还包括钻机空转的参数。首先,我们需要了解钻进参数有多少,尤其是钻机空转所消耗的进给压力和旋转压力,并且要了解不同的钻进装置和钻机状况对钻进参数的影响有多大。因此,根据在不同的岩体中钻进时钻进参数的变化过程,就可以找出最适合于估算岩石强度和建立岩石分类判据的钻进参数。

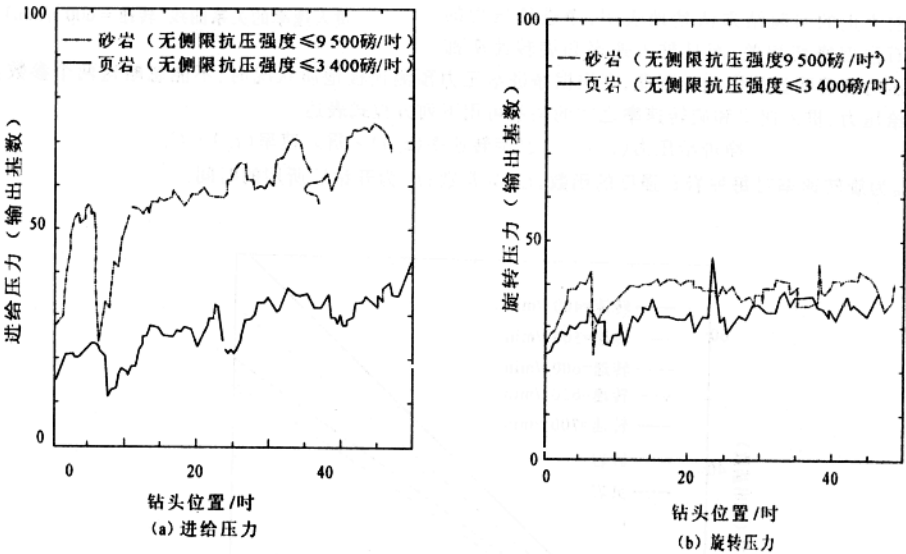


图 5 岩石强度对进给压力/旋转压力的影响

(进度 = 1.5 吋/s, 转速 = 600 r/min, 油温 = 126(砂岩)和 128(页岩)输出基数)

贯入速率、旋转速率和油温对进给压力的大小和变化趋势都没有明显的影响。这些结果表明,一旦测得补偿转动的进给压力,就能容易地消除在钻进岩体时钻机自身对进给压力的影响。另一方面,不同的转速和油温对旋转压力的大小有一个明显的影响。此外,与钻进岩体时的数据相比较,它们对旋转压力的影响太大而不能忽略。因此,在根据旋转压力的大小来估算顶板岩石的强度时,必须对转速和油温加以考虑。

顶板岩石越坚硬,需要的进给压力就越大(图 5)。另一方面,即使岩石强度对旋转压力的影响能够有所识别,但并不是那么地清晰。除此以外,如上所述,钻机空转所消耗的旋转压力的大小随着旋转速率和钻机状况(即油温)的变化而急剧变化。因此,可以得出这样的结论:进给压力是当前设备条件下估算顶板岩石强度最敏感、最可靠的参数。为了消除钻机对进给压力的影响,把净进给压力用于岩石强度的估算,而不用进给压力。净进给压力被定义为:

$$\text{净进给压力}(BP(t_n)) = \text{钻进岩体时的进给压力}(BP(t_n)) - \text{补偿转动的进给压力}(BP(t_n))$$

式中 BP 为钻头位置; t_n 为开钻后所用的时间。

不同岩石强度条件下,净进给压力与贯入速率之间的关系如图 6 所示。黑色和灰色的数据点分别代表顶板

为页岩的 A 矿的钻进数据和顶板为砂岩的 B 矿的钻进数据。从图中可以看出,不同的贯入速率对净进给压力都有一定的影响——贯入速率越高,净进给压力越大,并且,顶板岩石越坚硬,贯入速率对净进给压力-贯入速率曲线走势的影响越大。结论是,不仅净进给压力的大小,而且净进给压力贯入速率曲线的斜率也与岩石强度密切相关。

从图中还可以看出,不同的旋转速率对净进给压力的大小都有明显的影响,净进给压力值随着旋转速率的提高而减小。这种结果表明,旋转速率对净进给压力具有积极的作用。下面再来看旋转速率对净进给压力-贯入速率曲线走势的影响。为了简化起见,每组旋转速率与岩石强度的近似曲线被定义为线性函数。其近似曲线如图 7 所示。从图 7 可以看出,旋转速率越高,净进给压力-贯入速率的斜率就越小。此外,顶板岩石越坚硬,旋转速率对净进给压力-贯入速率曲线斜率的影响程度就越大。

到目前为止的实验结果清楚地表明,净进给压力的大小与岩石强度密切相关,而且贯入速率和旋转速率都对净进给压力有着明显的影响。因此,在根据净进给压力预测顶板地质状况时,不能忽略这两个参数。根据图 7,对净进给压力、贯入速率和旋转速率之间的关系可用下列方程式表达:

$$\text{净进给压力}(t_n) = F_{RS}(\text{旋转速率}(t_n)) \times \text{贯入速率}(t_n) + C_0$$

式中 F_{RS} 为旋转速率对每种岩石强度的函数; C_0 为常数; t_n 为开钻后所用的时间。

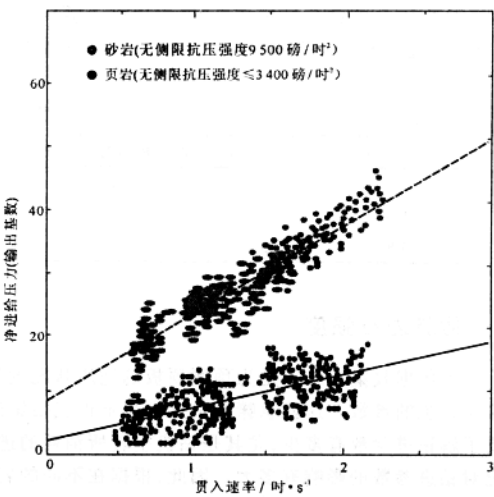


图 6 不同岩石强度条件下净进给压力与贯入速率的关系曲线(转速 = 600 r/min)

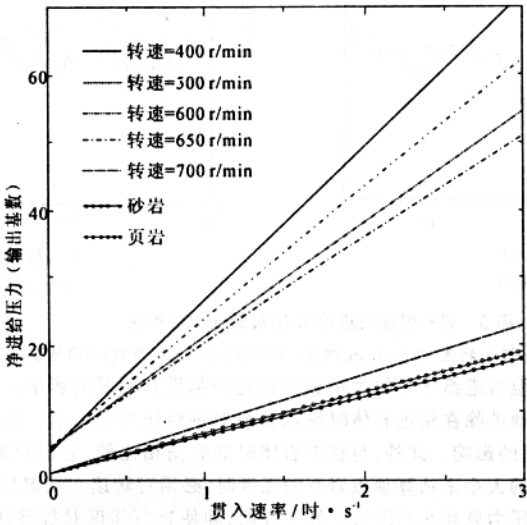


图 7 不同的旋转速率和岩石强度所对应的近似曲线

根据不同强度岩石条件下数据组的分布趋势,确定出用于估算顶板岩石强度的界面(boundary planes)(图 8)。为了验证这些边界条件,另外选出一组无关的数据,把它们标注在净进给压力-贯入速率-旋转速率图上。从实验室的试验结果中,选取了两种混凝土板块的数据。混凝土板块的强度,一种高达 12 000 磅/吋²,另一种为 4 000 磅/吋²。黑色和白色的数据点分别代表混凝土板块强度为 12 000 和 4 000 磅/吋² 的钻进数据。从图 8 可以看出,强度为 12 000 磅/吋² 的混凝土板块的钻进数据组分布在 10 500 磅/吋² 界面的上方,而强度为 4 000 磅/吋² 的混凝土板块的钻进数据组分布在 3 500 和 5 500 磅/吋² 界面之间。

从以上的讨论结果可以看出,顶板岩石可以根据净进给压力的大小进行分类,因为净进给压力同时考虑到了贯入速率和旋转速率的影响。换言之,净进给压力、贯入速率和旋转速率之间的关系,是估算岩石强度的一种可靠指标。根据净进给压力-贯入速率-旋转速率坐标系中数据点的位置,就可确定顶板岩石的强度并对其进行作出分类。

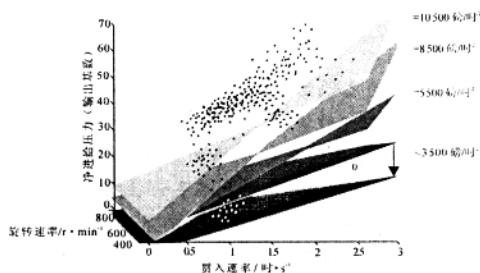


图8 估算顶板岩石强度的界面和两组数据点的分布(混凝土板块)
·12 000 磅/吋² 的混凝土板块 * 4 000 磅/吋² 的混凝土板块

6 结 论

建立了一个利用顶板锚杆安装机钻进参数量化监测空穴和估算巷道顶板岩层强度的系统。从井下和实验室的一系列试验结果,可以得出下列结论。

- 1) 遇到一个空穴时进给压力降低到在空气中钻进时的压力值的趋势可用来监测空穴。
- 2) 所建立的系统监测不到 1/16 吋或更小的空穴。
- 3) 顶板岩石强度改变时,进给压力是现行系统条件下最为敏感的参数。为了消除钻机的影响,建议在估算岩石强度中采用净进给压力,而不用进给压力。
- 4) 贯入速率和旋转速率对净进给压力都有明显的影响。
- 5) 顶板岩石强度可以根据净进给压力的大小测定/分类,因为净进给压力同时考虑到了贯入速率和旋转速率的影响。

参考文献:

- [1] Peng, S. S., Tang, D. X., Mirabile, B. Luo, Y. and Wilson G., Mine Roof Geology Information System(MRGIS), Proc. 22nd Int. Conf. On Ground Control in Mining. August 2003, Morgantown, WV. 127 - 135.
- [2] Finfinger, G. L., A Methodology for Determining the Character of Mine Roof Rocks, Ph. D. Dissertation, West Virginia University, 2003, 213.
- [3] Gu, Q., Geological Mapping of Entry Roof in Mines, Ph. D. Dissertation, West Virginia University, 2003. 190.
- [4] Luo, Y., Peng, S. S., Mirabile, B., Finfinger, G. L. and Wilson G., Estimating Rock Strengths Using Drilling Parameters During Roof Bolting Operations - Progress Report, Proc. 21st Int. Conf. On Ground Control in Mining. August 2002, Morgantown, WV. 127 - 135.
- [5] Thomas, B. and Wilson G., Control Technology for Roof Drill Operators, Proc. 18th Int., Conf. On Ground Control in Mining, August 1999, Morgantown, WV. 216 - 221.
- [6] Tang, D. X., Peng, S. S., Luo, Y. and Wilson G., Void Prediction in Mine Roof Geology Information System(MRGIS), Proc. 2004 SME Annual Meeting, February 2004, Denver, CO.
- [7] Whittaker, B. N., Singh, R. N., Sun, G., Rock Fracture Mechanics - Principles, Design and Applications, Elsevier, 1992. 413 - 414.
- [8] Mishnaevsky Jr., L., Rock Fragmentation and Optimization of Drilling Tools, Fracture of Rock (Advances in Fracture Mechanics Volume 5), Ed.: Aliabadi, M. H., 1998. 168 - 170.

译自《Coal Age》(煤时代), 2005, 110(5): 44 - 49.

适用于采矿诱发地震活动的一种相对力矩张量转换方法

[南非] L. M. 林泽

摘要:研究由采矿诱发的地震活动的震源形成机理,对了解在井下巷道周围观测的各种破坏形态具有重要意义,并能使破坏平面的几何形状得以确定。这些平面能够用传统的方法,例如地质裂缝分布绘图法来表示。但是这样的方法因到达现场的通道受限和(或)破坏面不良的暴露状况(即使有也很少)而常常出现问题。另一个困难是,破坏平面往往并不遵循地质成因的断层,而与前进式回采工作面的几何形状有关,例如,超前于深水平回采工作面的平行剪碎带。在这种情况下,采矿诱发的地压在靠近回采工作面的临界区域内占主导地位。因此,地震方法有可能成为研究井下震裂带的一种切实可行的方法。

在这种破坏平面上的滑移产生通过岩体传播的三维弹性波。这种弹性波携带着大量的有关震源断裂过程的信息。弹性波的推移造成的岩层移动能够被称之为地震仪的阵列传感设备记录。这些记录的数据组(震波曲线)提供地震工作者根据弹性波的传播形式对其进行研究的基本数据。传统的地震分析提供的只是关于断裂尺寸和强度的标量观测数据。而经过称之为力矩张量转换(MTI)的过程,根据地震活动记录的震波曲线能被用于计算描述震源形成机理的三维状态的力矩张量。力矩张量的描述可以弄清岩体属拉伸破坏、压缩破坏,还是剪切破坏,并能表明岩层移动和破坏平面的方向。用传统的 MTI 方法计算出的力矩张量结果对噪声敏感,而且因观测系统的残差而出现方差。该项研究的主要目的是制定一种计算在井下环境记录的群震的力矩张量的更健壮的 MTI 方法。为此,作者提出了 3 种“混合”式的 MTI 方法。这些方法包括通过减少非准点(残差远离平均或中值残差的基准点)的影响来提高计算力矩张量准确性的各种迭代加权方案。获得混合方法所需的补充信息有 3 种途径:考察发生于同一空间的群震、假设群震中的每次地震所产生的震波在岩体中的传播迹线相似、假设具有共同的声线描述。因此,对整体群震来说,非均质岩体对地震波形的未知的影响是相似的。

最后一个目的是确定所提出的这些方法在实际中能否得到成功应用。把利用中值和加权平均校正值的混合 MTI 方法用于由 10 次地震组成的一个群震中,Oryx 金矿的记录表明,它们具有非常相似的波形。为了进行比较,也使用了较传统的绝对方法。按照采用中值校正值的混合 MTI 方法计算出的结果,在经过迭代方差校正以后,与根据绝对方法计算的结果相比较,显示出了明显的优势。用混合方法求得的发射图谱和断层面结果具有高度的相似性,并且可能是对真实情况的更准确的反映。这些观测结果使人很受鼓舞,并且显示出了把采用中值校正值的混合 MTI 方法用作矿井地震标准处理方法的潜力。

该项研究的意义在于提出了一种计算由采矿诱发的群震震源形成机理的更健壮的方法。恰当的运用能促进对岩层破坏过程的深入了解,并改进井下的安全状况。

关键词:力矩张量转换;采矿诱发地震活动;震源形成机理;共同声线描述;加权方案

1 引言

一个震源发射具有频谱波长的弹性波。对于长波而言,释放应变能的断裂面和震源体积都较小,近似于一个点式震源,而短波需要有限的震源模型。地震力矩张量描述一般的点式震源的等效力,并能用于描述点式震源的发射图谱和强度。地震力矩张量的分析被用于区别和量化(计算)不同震源作用过程的相对影响程度。关于这一专题的更详细的信息,请参阅 Aki and Richards(1980) and Gibowicz and Kijko(1994)。

对远距离记录的大地震的力矩张量转换已成为惯例。但是把力矩张量转换技术用于由井下巷道的开拓而引发的微震活动却是一项较新的改进。有关利用力矩张量转换方法探讨采矿诱发地震活动的震源形成机理方

面的著作较少(例如 Spottiswoode, 1984; Bawn, 1989),原因是这种转换方法十分的烦琐且易于出错。

1.1 力矩张量准确性的影响因素

只要以下两条主要假设成立,力矩张量转换就是研究震源破坏方式的最好方法之一。首先,假设点式震源近似成立(即断层面的尺度比在转换中所用的地震波的波长短);其次,假设大地构造对地震波的影响被正确地模拟。如果这两条假设中有一条不成立,即使震源形成机理是一个双力偶,那么合成的力矩张量也可能含有一个大的非双力偶分量(Streliz, 1978; Barker and Langston, 1982)。在本研究中,把乱真非双力偶分量称之为“伪”分量。

眼下,暂时脱离主题的讨论对描述“双力偶”模型是有用的。为了解释 P 波极性的观测结果,已提出了一些震源的理论模型。这些模型由作用于点式震源上的,而不是断层面上的各种力组成,因为对前者的分析比后者简单得多(图 1)。在 20 世纪 60 年代所采用的双力偶模型(图 1(e))是为当前所认可的模型。双力偶模型由 2 对力组成。每一对力又由大小相等、方向相反的两个力组成,因此其无合力。此外,每对力偶对坐标原点之矩大小相等,方向相反,因此其合力偶矩也等于 0。通常,任何断层的形成机理都可以还原成这些双力偶的组合。

虽然单力偶和双力偶模型(图 1(d)(e))的力学作用是等效力,但是后者是当前所采用的模型。对这种模型的认可是建立在观测资料、理论根据和对由两种震源产生的 P 波和 S 波的发射图谱的全面理解的基础之上的。此外,图 1(e)所示的力系是和在岩石力学中所采用的应力和应变的张量表达式相一致的(Jager and Cook, 1976; Aki and Richards, 1980)。

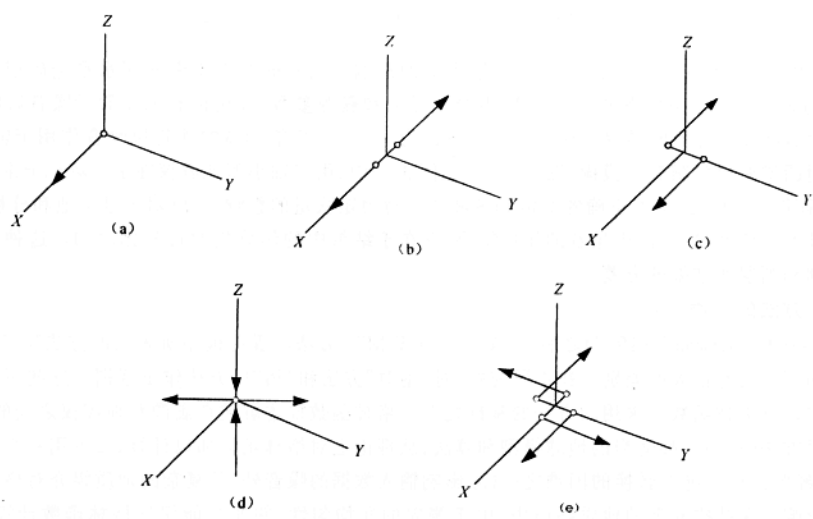


图 1 作用于点式震源的各种力
(a) 单个力 (b) 一对大小相等 方向相反的拉力 (c) 大小相等 相反 对 z 轴形成转矩的一对力
(d) 压力和拉力大小相等 相互垂直的二对力、(e) 大小相等 方向相反,对 z 轴形成转矩的二对力

对力矩张量中的“伪”分量的存在产生影响的另一个因素是采集到的数据的质量。MTI 质量和结果的可靠性在很大程度上取决于基准点的数量和质量,以及震源周围观测站的方位角范围。GIGO 原理(Garbage In, Garbage Out)用于此处特别恰当,因为不良信噪比数据对力矩张量的计算结果有负面影响。最后的这一个影响因素成为本研究的突破口——提出了在井下环境中准确评价力矩张量的更健壮的 MTI 方法。

为了强调噪音控制技术的必要性,同时用假设数据和记录数据简要地论证了各种噪音对力矩张量计算结果的影响。受噪音干扰的数据对 MTI 有极大的影响,从而导致了计算结果中伪分量的存在。其他的负面影响因素是发射图谱的模糊和断层面计算结果的误差。图 2(a)所示是由利用一个纯双力偶震源综合数据的绝对 MTI 得出的发射图谱和断层面结果(各种转换方式在 1.2 节中讨论)。其走向角 20°,俯角 60°,倾角 0°。描述震源形成机理的断层面结果和 3 个量值(% ISO, % DC 和 % CLVD——原文有误)用力矩张量计算求得,并在图 2 中列出。在 6 个力矩张量分量中,% ISO 是各向同性分量的百分比,% DC 是双力偶分量的百分比,% CLVD 是补偿线性矢量偶极子的百分比。把 % ISO 与 % CLVD 求和算出伪分量的百分比,因为对于纯双力偶震源来说,% DC