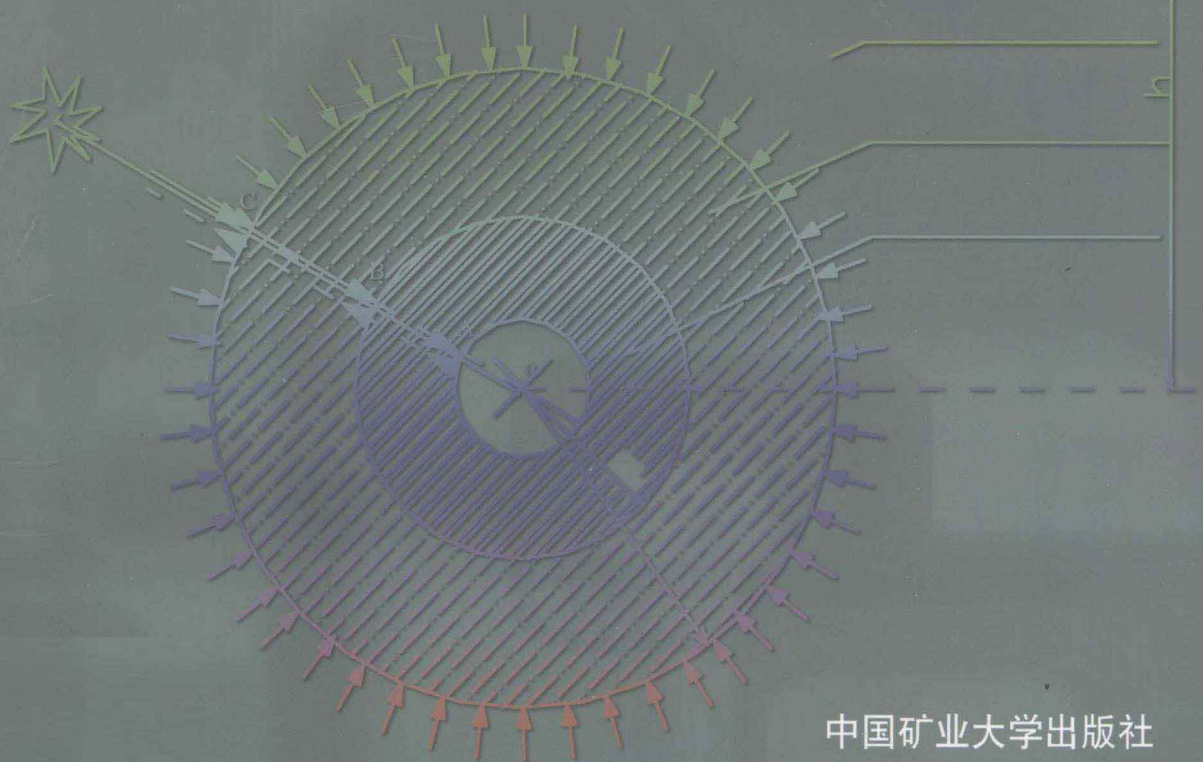


教育部科学技术研究重点项目(109075)

博士后课题研究资助项目(ympd200901)

冲击矿压巷道围岩的 强弱强结构控制原理

◎ 高明仕 著



中国矿业大学出版社

China University of Mining and Technology Press

教育部科学技术研究重点项目(109075)

永煤集团博士后课题研究资助项目(ympd200901)

冲击矿压巷道围岩的强弱强结构控制原理

高明仕 著

中国矿业大学出版社

内 容 提 要

本书是一部系统论述煤矿冲击矿压巷道围岩控制理论和实用技术的专著。全书共 8 章,主要内容包括:国内外巷道冲击矿压破坏防治技术现状、岩土介质中冲击震动波传播效应实验研究、巷道冲击震动破坏影响关键因素及破坏过程、冲击震动巷道围岩的强弱强结构控制机理、弱结构效应与防冲抗震相关性、冲击—支护 3D 耦合及锚网吸能特性等,并详细介绍了深部冲击倾向性煤层巷道围岩控制的工程实践。

本书可供从事采矿工程、岩土工程、冲击矿压(岩爆)研究等领域的科技工作者和工程技术人员参考使用。

图书在版编目(CIP)数据

冲击矿压巷道围岩的强弱强结构控制原理/高明仕著.

徐州:中国矿业大学出版社,2011.7

ISBN 978-7-5646-0861-3

I. ①冲… II. ①高… III. ①煤矿—冲击地压—巷道—围岩稳定性—控制 IV. ①TD324

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2010)第 211382 号

书 名 冲击矿压巷道围岩的强弱强结构控制原理
著 者 高明仕
责任编辑 刘红岗
责任校对 何晓惠
出版发行 中国矿业大学出版社有限责任公司
(江苏省徐州市解放南路 邮编 221008)
营销热线 (0516)83885307 83884995
出版服务 (0516)83885767 83884920
网 址 <http://www.cumtp.com> E-mail: cumtpvip@cumtp.com
印 刷 徐州市今日彩色印刷有限公司
开 本 787×1092 1/16 印张 9.25 字数 230 千字
版次印次 2011 年 7 月第 1 版 2011 年 7 月第 1 次印刷
定 价 68.00 元

(图书出现印装质量问题,本社负责调换)

前 言

巷道围岩稳定性控制是矿山开采过程中一个永恒的研究课题,巷道围岩控制理论及技术,特别是煤层巷道锚杆支护技术一直是采矿工程学科的重大研究方向。静载状态下巷道支护理论和技术已取得了很多研究成果,但对于冲击矿压动载作用下巷道围岩的支护原理却少有研究。随着矿山开采深度的不断增加,冲击矿压(岩爆)已成为世界上深埋矿床开采三大技术难题之一。

随着采深的加大,开采条件日益复杂和恶化,残余构造应力、深井及采动影响等多因素作用下冲击倾向性煤层巷道维护问题又成为研究的重点和难点,传统的巷道支护理论,特别是煤巷锚杆支护的悬吊理论、组合梁理论、组合拱理论、最大水平应力理论、围岩强度强化理论、松动圈支护理论等已不能完全解释和说明冲击煤层巷道的围岩稳定性控制原理。

同时,理论研究和现场实践表明,冲击矿压的发生与开采深度有着密切的关系,随开采深度增加,冲击矿压发生的频度和烈度也随之增加,煤层动力破坏现象将越来越严重,而巷道支护,特别是深部煤层巷道的围岩控制问题将成为最关键和最棘手的难题。本书就是针对我国煤炭开采现在已经存在将来会普遍存在的巷道冲击矿压动力灾害防治问题,研究巷道冲击矿压过程的破坏机理及特征,研究适合冲击性煤层巷道的围岩控制理论和技术,为我国有冲击倾向性煤层巷道,特别是即将面临的深部煤炭开采巷道围岩控制理论和技术做一积极的探索。

本书根据巷道冲击震动破坏原因和机理,建立了巷道围岩防冲抗震的强弱强结构控制模型,分析了巷道围岩防冲抗震的强弱强结构控制机理,认为该结构在结构自身强度、应力转移和吸收、变形及能量耗散等方面分别表现出不同的强、弱、强特征。在此基础上获得了巷道支护体小结构发生冲击震动破坏的应力判据和能量准则。基于强弱强结构控制模型,提出要通过减小外界震源载荷、合理设置弱结构、提高支护强度等措施来防范巷道冲击矿压。

本书系统论述了煤矿冲击矿压巷道围岩控制理论和实用技术,主要内容包括国内外巷道冲击矿压破坏防治技术现状,岩土介质中冲击震动波传播效应实验研究,巷道冲击震动破坏影响关键因素及破坏过程,冲击震动巷道围岩的强弱强结构控制机理,弱结构效应与防冲抗震相关性,冲击—支护 3D 耦合及锚网吸能特性,并详细介绍了深部冲击倾向性煤层巷道围岩控制的工程实践。

书稿得到多名专家、学者、教授的指导和讨论,窦林名教授、张农教授在作者博士和硕士课题研究期间给予了很多深入的指导,钱鸣高院士、侯朝炯教授、汪理全教授等老一辈专家学者在课题的研究方法、切入点及深度等方面给予方向性指导。

博士后合作导师缪协兴教授、邢奇生教授级高工对本人给予了很多的指导,课题研究得到多个矿区同仁的帮助和协助。中平能化集团的卫修君、张金常、郭春生等领导和专家,在课题的初期探索和研究阶段给予了极大帮助;在永煤集团博士后工作站开展课题期间,得到了唐远游、李伍成、侯世宁、曹志安、孟宪义、王瑞海、戚志伟等领导和专家的协助和关照,特别是为本书出版提供了大力资助。同时,河南煤业化工集团永煤公司的杨青松、张志勇、牛建春、刘和永、程国奇、王利伟、王珏、陈群忠、罗国领等专家同仁都给以大力支持和帮助,在此一并表示感谢!

冲击矿压巷道围岩稳定性控制这一课题的研究是艰难的,但也极具生命力和研究价值。路漫漫其修远兮,吾将上下而求索!

作者

二〇一〇年十月

目 录

1 绪论	1
1.1 研究意义	1
1.2 研究现状	3
1.2.1 世界各地对冲击矿压(岩爆)的总体研究	3
1.2.2 煤矿冲击矿压研究综述	4
1.2.3 国内外巷道冲击破坏防治技术现状	4
1.2.4 巷道冲击破坏机理研究现状	5
1.2.5 相关岩石介质动力特性研究综述	7
1.2.6 防震抗爆结构研究综述	10
1.3 巷道防冲抗震研究存在问题	11
1.4 研究内容、方法	13
2 岩土介质中冲击震动波传播效应微震实验	15
2.1 引言	15
2.2 实验目的、内容及方案	16
2.2.1 实验目的	16
2.2.2 实验内容	16
2.2.3 实验方案	16
2.3 信号采集与原始数据保存	17
2.3.1 TDS-6 微震实验系统简介	17
2.3.2 材料准备	18
2.3.3 实验过程	18
2.3.4 实验信号采集及原始数据保存	18
2.4 数据处理及结果分析	23
2.4.1 各子站震动加速度时程曲线	23
2.4.2 各子站震动加速度最大幅值变化曲线	28
2.4.3 冲击震动波能量衰减特性	28
2.5 实验结论	30
3 巷道冲击破坏影响关键因素及破坏过程	32
3.1 引言	32

3.2	模拟的基本条件和方案	32
3.2.1	模拟巷道基本条件	32
3.2.2	建立模型	34
3.2.3	模拟方案及步骤	34
3.3	冲击加载方式及参数取定	35
3.3.1	FLAC 软件中动力模块功能简介	35
3.3.2	冲击源(震源)的界定及加载方法	36
3.3.3	冲击震源参数的取定	36
3.4	模拟结果及分析	37
3.4.1	巷道冲击破坏临界速度及最小能量值	37
3.4.2	冲击震源能量对巷道冲击效应的影响	47
3.4.3	震源距离与巷道冲击破坏的相关性	47
3.5	巷道冲击破坏过程的时步再现	62
3.5.1	直接顶震源冲击巷道过程演化	64
3.5.2	远场震源冲击破坏过程演化	64
3.5.3	巷道冲击破坏过程特征	64
3.6	本章小结	66
4	冲击震动巷道围岩的强弱强结构控制机理	68
4.1	引言	68
4.2	巷道冲击震动破坏机理	68
4.2.1	巷道冲击矿压的震源机理	68
4.2.2	巷道冲击震动破坏机理	70
4.3	冲击震动巷道围岩的强弱强结构控制机理	72
4.3.1	力学模型	72
4.3.2	强弱强结构控制机理	72
4.4	基于强弱强结构模型的巷道防冲控制对策	79
4.4.1	减小外界震源扰动载荷	79
4.4.2	设置弱结构	79
4.4.3	提高支护强度	79
4.5	本章小结	80
5	弱结构效应与巷道防冲抗震相关性	81
5.1	引言	81
5.2	弱结构与巷道防冲抗震效应	81
5.2.1	弱结构防冲抗震思想的提出	81
5.2.2	弱结构对冲击震动波的散射和吸收作用	82

5.2.3	弱结构防冲的力学机制	82
5.3	弱结构防冲效应数值模拟	83
5.3.1	模型及参数取定	83
5.3.2	弱结构宽度对巷道防冲效应的影响	83
5.3.3	弱结构厚度对巷道防冲效应的影响	89
5.3.4	弱结构防冲作用的有限性	79
5.3.5	弱结构防冲效应过程再现	100
5.4	帮部弱结构对顶部冲击震源的防冲效应	101
5.5	弱结构分类及实施时机	102
5.5.1	弱结构分类	102
5.5.2	弱结构设置时机的选择	103
5.6	本章小结	103
6	冲击—支护 3D 耦合及锚网吸能特性	105
6.1	引言	105
6.2	冲击—支护 3D 耦合原理	105
6.2.1	冲击对支护系统功能特性要求	105
6.2.2	冲击—支护 3D 耦合原理	106
6.3	不同支护形式对冲击震动的适应性差异	107
6.3.1	钢棚支护对冲击震动的适应性分析	107
6.3.2	锚网支护对冲击震动的适应性分析	108
6.3.3	不同支护形式防冲抗震作用的数值模拟	110
6.3.4	锚网支护系统吸能防冲能力计算	117
6.4	本章小结	119
7	工程实例研究	120
7.1	己二采区冲击倾向性测定	120
7.1.1	己二采区简介	120
7.1.2	综合指数法计算己二采区冲击倾向性	121
7.1.3	己二采区煤样冲击倾向性测定	122
7.2	22040 机巷防冲支护设计	123
7.2.1	22040 机巷地质条件	123
7.2.2	潜在的冲击源及冲击程度分析	123
7.2.3	防冲支护方案	124
7.2.4	支护参数	124
7.2.5	支护构件对冲击动载的适应性计算	125
7.3	支护防冲效果	126

7.3.1 掘进过程中支护防冲效果	126
7.3.2 回采过程中支护防冲效果	127
7.4 本章小结	128
8 主要结论及后续研究工作	129
8.1 主要结论	129
8.2 后续研究工作	131
参考文献	132

1 绪 论

1.1 研究意义

“Everything begins with mining”——这是2000年在美国召开的第十八届世界采矿大会的主题。的确,一切都从采矿开始。煤炭不仅是能源,也是重要的化工原料。火力发电、金属冶炼、交通运输、化工生产,乃至人们生活的方方面面,无一不与煤炭密切相关。

煤炭也是我国的主要能源,在我国一次性能源消费结构中占70%左右,到2050年仍将占到50%左右。据专家预测,我国石油资源将在2030年耗尽,为了满足国民经济建设的需要,在今后相当长的历史时期内我国仍需保证煤炭的高产稳产^[1-2]。我国煤炭开采95%以上属于井工开采,全国煤矿每年新掘巷道约15 000 km,是一项浩大的地下工程^[3]。在开挖巷道过程中以及工作面开采过程中发生的煤岩动力灾害——冲击矿压现象对巷道围岩造成了不同程度的破坏,同时也造成了人员的大量伤亡^[4-13]。

抚顺老虎台矿1997年共发生冲击矿压986次,平均每天2.7次,最大震级3.6级。造成架棚巷道严重破坏和人员伤亡,如一630 m长的巷道(直径20 cm圆木支护,棚距500 mm)因1997年3月12日的一次2.5级的冲击矿压,使40 m巷道严重破坏,死亡3人;78001工作面北平巷因1997年12月20日发生的2.5级冲击矿压,梯形铁棚支护的80多米巷道堵塞,通风中断,死亡1人^[11]。

新汶华丰矿1992年3月8日至4月4日发生了4次规模较大的冲击矿压,其中1405(中)工作面进风巷发生的冲击矿压造成了里氏2.2级的地震,210 m巷道严重变形,断面缩小了50%~60%,停产13 d;2406上东工作面虽然没有造成人员伤亡,但折断了巷道支架和工作面支柱^[13]。2001年7月5日4时05分,34061工作面发生ML 1.7级冲击矿压,冲击严重影响区为工作面下端头40 m和下平巷40 m,下平巷断面收缩率为50%~70%,巷道底鼓1.0~1.5 m,造成3人重伤9人轻伤。接着11月8日23时22分在34071工作面下段爆破时引发冲击,严重影响区为工作面下端50 m和下平巷50 m,下平巷断面收缩率为50%~90%,超前20 m巷道全部被摧毁,造成1人死亡多人受伤^[7, 13]。

大屯煤电公司姚桥煤矿于1993年4月30日在直接顶为1.93 m的泥岩的非冲击危险工作面7153B工作面发生了冲击矿压:工作面从初采向前推进63 m,工作面放中部炮时引发冲击,下出口向外70 m范围内,机巷底鼓,巷道严重变形,特别是下出口向外15~30 m巷道段,巷道围岩内缩1 000~1 300 m,底鼓600~1 000 mm,梯形金属支架多处掉牙口,棚腿弯曲折断,煤帮鼓出^[5]。

徐州三河尖矿1998年8月30日7204工作面发生冲击矿压,运输道破坏范围:上帮片帮高3 m,深2 m,上帮超前推倒15架棚子;材料道底鼓严重,达500 mm。在该面1998年10月11日发生的冲击矿压使材料道下帮的木柱和单体柱整体移至上帮,下帮的煤体移至

材料道,造成巷道高度只有 600 mm,管线及注水孔被破坏。1998 年 12 月 6 日该矿发生的一次冲击矿压摧毁巷道 500 m^[8]。徐州矿区权台矿 3127 乙三面采空的半岛面,1991 年 7 月 10 日在材料道掘进时迎头向后 60 m 范围巷道发生严重冲击矿压,被迫停止掘进并封闭工作面^[9]。

北京门头沟矿在一次冲击矿压事件中,宽 2.4 m 的巷道变为不足 1 m,在该巷道工作的几十名矿工差点全部死亡。2004 年 6 月 27 日,北京矿务局木城涧矿发生的一次冲击矿压,500 m 巷道破坏,造成 1 人死亡、十几人受伤的事故。

由此可见,冲击矿压的发生造成了巷道严重破坏,或使巷道断面收缩,无法正常使用;或使支护失效,片帮冒顶,动力抛射的煤岩块体砸伤作业人员;或者煤体整体挤出封闭巷道空间,造成人员伤亡或通风系统中断;同时,巷道的垮冒或堵塞对冲击矿压发生后的抢险救灾工作也很不利。

目前我国发生冲击矿压的矿井达 50 多个,累计发生 4 000 多次冲击矿压,造成数以百计的人员伤亡,巷道破坏达 3 万多米,强度为里氏 0.5~3.8 级,大于 3.0 级以上的冲击地压事件近 10 次,最大的震级达里氏 4.2 级^[14]。我国每年都有巷道因冲击矿压而伤亡人员的事故发生。从煤种来说,我国所有煤种都已发生过冲击矿压;从煤质来说,硬煤与松软煤均发生了冲击矿压^[15]。

统计表明,冲击矿压总量的 85% 发生在采煤工作面的两条平巷,因此,有冲击矿压危险巷道的支护是冲击矿压研究的主要内容之一。冲击矿压的发生具有突发性、瞬时性(震动)、巨大破坏性,要完全靠支护来防治冲击矿压对巷道造成的破坏以目前的技术手段还不能实现。对于冲击矿压,最好是避免、排除它的发生。但是,鉴于目前对冲击矿压震源机理认识还不是很清楚,预测预报冲击发生的准确性约 75%^[16-17],还有一部分冲击矿压的发生是无法事先预测到的,因此只有通过加强巷道围岩稳定性控制来防治和减弱冲击矿压造成的破坏和损失。

近几十年来,巷道围岩控制理论及技术特别是煤层巷道锚杆支护技术一直是采矿工程学科的重大研究方向,并在此方面取得了长足的进步^[18-37],单一型的无冲击倾向性的煤层巷道支护问题已基本得到较好的解决。然而随着采深的加大,开采条件日益复杂和恶化,残余构造应力、深井及采动影响等多因素作用下冲击倾向性煤层巷道维护问题又成为研究的重点和难点,传统的巷道支理论特别是煤巷锚杆支护的悬吊理论、组合梁理论、组合拱理论、最大水平应力理论、围岩强度强化理论、松动圈支护理论等已不能完全解释和说明冲击煤层巷道的围岩稳定性控制原理。

同时,理论研究和现场实践表明,冲击矿压的发生与开采深度有着密切的关系,随着开采深度的增加,冲击矿压发生的频度和猛度也随之增加。近年来,随着我国现代化建设的快速、持续发展,对能源需求量越来越大,煤炭产量逐年大幅度上升,2009 年煤炭产量已达 29.1 亿吨。由于浅部资源逐渐减少和匮乏,煤炭开采逐步转向深部。经探明,我国煤炭埋深在 -600 m 以下和 -1 000 m 以下的储量约占总储量的 73% 和 53%,东部煤炭资源埋深在 1 000~2 000 m 的储量占 2 000 m 以浅总储量的 83%^[1]。我国煤矿向深部的延伸达到 8~12 m/a,目前有近 30 个矿区开采深度已超过 1 000 m。可以预计,按照目前的煤炭开采量和延伸速度,再过一二十年,现有的许多煤矿和新近开发的矿井会进入深部开采。随着我国煤炭开采逐年向深部转移,煤层动力破坏现象——冲击矿压将越来越严重,而巷道支护特别是深

部煤层巷道的围岩控制问题将成为最关键和最棘手的难题。本书就是针对我国煤炭开采现在已经存在将来会普遍存在的巷道冲击矿压动力灾害防治问题,研究巷道冲击矿压过程的破坏机理及特征,研究适合冲击性煤层巷道的围岩控制理论和技术,为我国有冲击倾向性煤层巷道,特别是即将面临的深部煤炭开采巷道围岩控制理论和技术做一积极的探索。

1.2 研究现状

1.2.1 世界各地对冲击矿压(岩爆)的总体研究

世界上最早记录并报道冲击矿压(岩爆)的历史可以追溯到 1738 年发生在英国南史塔福煤田的莱比锡煤矿,此后,世界各地的金属矿山、煤矿、隧道等先后发生各种规模的冲击矿压(岩爆)。随着矿山开采深度的不断增加,冲击矿压(岩爆)已成为世界上深埋矿床开采三大技术难题之一^[38-39]。

1977 年,国际岩石力学局成立了专门的岩爆研究小组,在收集整理世界各国有关岩爆事件的详细资料和数据的基础上,编写了《1900—1977 年岩爆注释资料》一书。迄今为止,国际上分别于 1988 年在南非、1990 年在美国、1993 年在加拿大、1997 年在波兰和 2001 年在南非召开 5 次矿山诱发的岩爆和地震专门研讨会,并出版了论文集。近年来,几乎所有国内外岩石力学学术会议都有有关岩爆研究的论文发表^[40-43]。

在讨论岩体非稳定破坏或动力学性质的许多文献中^[44-46],经常出现如矿山冲击、冲击地压、岩石突出、岩爆(煤爆)和矿震等不同概念,特别是布霍依诺将岩层的冲击式破坏分为重力型突发式破坏、真正的冲击地压、矿震和瓦斯突出等 4 种类型^[46]。在西方国家,研究者则通常把矿山冲击以及土木工程隧道和硐室施工时出现的岩石弹射等现象统称为岩爆。最近十几年,世界各国的学者们都经常把岩爆(rock burst)和岩体震动事件(seismic events)联系在一起研究。在谈到岩爆时,人们通常会说岩爆就是高强度脆性岩石的猛烈破坏,或者说是储存于岩体内的应变能(也有说弹性应变能)的突然释放。南非的 Dave Ortlepp^[40, 51]定义岩爆就是给土木工程和地下巷道包括采场工作面、井巷和硐室等造成猛烈严重破坏的岩体震动事件。应该指出,这里所说的震动不包括生产爆破产生的震动,也就是不含人们为了生产用炸药爆破或其他生产工具破碎岩石产生的震动。Bennett 等将岩爆定义为采矿活动诱发的各种应力释放现象,这种应力释放发出地震波信号。Gibowicz 将岩爆定义为造成地下巷道破坏的岩体猛烈破坏。David Bowers 和 Alan Douglas 则认为岩爆是由于采矿区域内岩体震动的扰动,使该区域内部分或全部地下巷道遭到了破坏^[48-53]。

近 30 年来,矿山地震学和地球物理学在矿山岩爆研究中日益广泛深入的应用,有力地推动了人们对矿山岩爆机理的研究工作。目前,虽然矿山地震学和地球物理学还不能对岩爆发生的全过程进行准确的定量描述,但这些方法已经使人们对岩爆发生前后岩体对采矿作业的反应情况有了更直观形象的了解。

各国学者对冲击矿压(岩爆)的研究,主要包括发生机理、危险性评价及预测预报、防治措施三个方面,波兰在煤矿冲击矿压总体研究方面处于世界前列,而南非在金属矿山的岩爆研究方面具有明显优势。在岩爆预测预报方面,印度学者用地震学方法进行岩爆长期趋势预测的研究成果可以代表目前岩爆长期预报方面的水平,而在短期方面南非学者则具有代

表性^[39]。

1.2.2 煤矿冲击矿压研究综述

在煤矿中,将井下围岩(煤或岩石)突然破坏,引起剧烈震动并伴有大量煤(岩)块抛出的矿压显现统称为冲击矿压。冲击产生的动力将煤岩抛向巷道,同时发出强烈声响,造成煤(岩)体震动和煤(岩)体破坏、支架与设备损坏、人员伤亡、部分巷道垮落等;同时还可能引发其他矿井灾害,尤其是瓦斯与煤尘爆炸、火灾以及水灾,干扰通风系统,严重时造成地面震动和建筑物破坏等。

在冲击矿压发生机理研究方面,主要有强度理论、刚度理论、能量理论、冲击倾向理论、三准则、变形系统失稳理论以及突变理论等^[16,54-59]。这些理论从不同角度研究了冲击矿压发生的条件和机理,都有其自身的特点和局限性。因此,冲击矿压发生的机理到现在还未研究清楚,但统一的认识是:一是煤岩体积聚了高能量;二是极限应力超过了煤岩体强度;三是煤体具有冲击倾向性。

在冲击危险性评价和预测预报技术方面,主要有地球物理、采矿和测量3种方法。地球物理方法目前主要有微震法、振动法、重力法、钻屑法,以及AE法和EME法^[17]。采矿方法主要是综合指数法^[16],根据综合指数法将采掘工作面的冲击矿压危险程度分为无冲击、弱冲击、中等冲击、强冲击及极强冲击(不安全)5个等级,这从宏观上对工作面冲击矿压防治提供了指导和依据。测量方法主要是根据工作面支架载荷变化、顶底或煤壁变化、巷道围岩的变形速度等异常情况进行冲击危险预报。

在治理措施上主要从战略性防御和主动解危两个方面进行。战略性防御措施主要有:合理布置开采系统,选择合适的开采顺序、开采方法和采煤工艺,避免相向对采或留孤岛工作面,开采解放层等,力争消除形成冲击矿压发生的因素。主动解危措施主要有卸压爆破、煤层注水、钻孔卸压、定向裂缝、离层注浆^[60]等方法。

在冲击矿压的防治研究方面,窦林名教授提出了冲击矿压的强度弱化减冲理论^[4],该理论的核心思想为:监测煤体中聚集的弹性应变能的大小(或应力大小),当煤岩体能释放的能量接近临界灾变能量时,可以利用卸压爆破等方法释放煤体的弹性应变能,使得煤体能释放的能量永远达不到临界灾变能量,实现冲击矿压的动态防治。该理论主要包括3方面的内容:一是对工作面巷道周围的煤岩体进行弱化,降低其强度,防止冲击矿压的发生;二是对煤岩体的强度进行弱化后,使得应力高峰区向岩体深部转移,并降低应力集中程度;三是采取一定的措施后,降低发生冲击矿压的强度,减弱其对周围巷道和工作面及工作人员等的伤害程度。目前,该理论在现场得到了较广泛的应用。

1.2.3 国内外巷道冲击破坏防治技术现状

国内根据大量实际发生的冲击矿压显现统计,冲击矿压一般在上平巷距离工作面上出口以外60 m范围和工作面上出口向下40 m范围发生的频次较高;从工作面推进位置和时间看,一般发生在工作面初采和末采阶段^[12-13, 59, 62]。

有关文献^[11]介绍了老虎台矿在特厚煤层严重冲击矿压区域实施煤巷锚网支护的应用情况,在记录支护效果对比期间,该区域发生1级以上冲击矿压52次,其中2.5级以上3次,最大为3.2级。矿震后,金属棚支护的巷道大部分受损破坏变形,个别地段二次维修;而

锚网支护的 2 100 m 巷道基本完好无损,无一例顶帮落煤伤人事故,充分地说明了合适的锚网支护具备抵抗冲击破坏的能力。文献[63]报道了老虎台矿在 55001 工作面开切眼(长 100 m)特厚煤层锚杆支护试验取得初步成效,锚网支护巷道经受住了 4 次震级分别为 2.1、1.8、1.4、1.5 的冲击矿压,开切眼附近地段其他支护形式的巷道每次都受到不同程度的破坏,多次进行维修,而开切眼围岩无大变化;但没有解释锚杆支护适应冲击矿压的机理。

山东省煤炭工业管理局的李华平^[64]介绍了枣庄、新汶及兖州等矿区深部开采冲击矿压的防治对策,巷道布置和开采顺序要避免应力集中和避开高应力区,巷道支护应选用可缩性支护,工作面宜选用液压支架,掘进巷道宜用可缩支架或锚网喷支护,增加支架的可缩性和弹性,有利于缓解和释放应力。

北京门头沟矿在防治巷道冲击矿压方面的经验是宽巷掘进,因为在发生冲击矿压时往往发生片帮现象,巷道窄躲避不及时容易造成人员伤亡^[6]。

文献[67]介绍了抗冲击液压支架的设计原理,在液压支架立柱的结构中采用活柱充液式,在活柱内安装大流量安全阀提高支架的让压量,支架就有可能适应各种有冲击载荷的顶板的支护需要。

在现场预测预报冲击矿压发生方面,应用最多的是巷壁钻屑法和电磁辐射法。徐州权台矿采用围岩位移观测方法^[9],实践证明也是行之有效的辅助方法。

从以上介绍可见,冲击性煤层巷道的支护问题在国内一些矿区已开展了一些积极的试验和探索,也总结和得到了一些可行的做法和思路,但总体上属于朦胧的设想和简单的试验,没有从根本上掌握支护与围岩的相互关系和作用机理,更没有从冲击震动波对围岩的破坏效应和破坏特点的角度去分析解释巷道失稳原因,不能解释实施方案和支护参数的依据和理由。

国外因煤层赋存条件好,冲击倾向性低,多数国家基本不研究这个问题。冲击矿压最为严重的波兰在巷道支护防冲方面的做法是^[68-79]:首先根据工作面开采条件提前预计冲击强度,选择合适的支架来对付冲击;发生强冲击时巷道主要显现为底鼓和两帮挤出,原因是两帮和底板防护太弱,冲击发生时支架要稳定,不能倾斜;在底板加设防底鼓的横梁或环形支架;在冲击更严重的情况下采用双层支架,两层支架之间充填矸石;U 形支架设计特殊的联结器,联结力大且收缩量要大;锚网要封包严密,加锚杆增加稳定性,即采取支架与锚网联合支护的方法;巷道中间加设顶柱,柱子穿木靴缓冲,支架沿巷道走向整体联结起来增加支护强度;对于底板冲击矿压,采取对底板松动破坏或注水的方法。

南非西部金矿采深 4 km,这是目前人类深入地壳内作业达到的最大深度。著名岩爆问题专家 Dave Ortlepp 对岩爆问题进行了近 40 年的潜心研究,特别是对岩爆条件下的支护研究很有建树,发表了大量文章和研究报告^[40, 51, 76],最核心的思想是:支护系统不仅要像常规巷道支护一样提供一定程度的静抗力,同时还要具有适当的屈服和让压特性,吸收煤岩体突然破坏过程中释放的动能。

这些研究成果和技术措施对防治冲击矿压维护巷道(工作面)安全起到了很好的作用,支护思想出发点都很明确,要求支护系统不仅能抗压,还要具有一定的收缩让压功能,但缺乏对巷道冲击破坏过程的研究和明确解释。

1.2.4 巷道冲击破坏机理研究现状

近年来,国内军工、冶金等行业广泛采用轻气炮、SHPB 等实验装置深入进行冲击动载

条件下材料的损伤破坏机理和破坏特征进行了研究^[80-87],煤炭行业在巷道冲击破坏机理及其控制对策方面的理论研究和现场实践虽有一定进展,但在基于应力波传播效应基础上的巷道冲击矿压破坏机理研究方面还未见公开的研究成果报道。

窦林名、何学秋、王恩元等^[88]研究了巷道变形破坏与电磁辐射规律之间的耦合关系,揭示了煤岩体破裂程度与 EME 幅值和脉冲频次之间良好的相关性;靖洪文^[89]分析了深部巷道破裂围岩的位移问题;唐春安^[90]对深部巷道围岩的灾变进行了研究,在采准巷道锚杆支护的理论和实践方面,马念杰^[91-92]、康红普^[93]、张农^[94-97]及许多学者^[27-33, 37, 98-101]进行了卓有成效的研究工作。以上的研究工作基本都是静态条件下根据巷道围岩表观显现进行的理论和维护技术研究,而未针对巷道围岩系统在冲击矿压发生过程中的破坏机理和失稳过程进行研究。

一些学者基于能量理论,对地下工程围岩岩体变形破碎及其稳定性进行了研究,得出了许多有益的结论^[102-109]。赵阳升教授根据岩体动力破坏实际释放的能量远大于诱发能量这一事实,在较详细论证岩体非均质、各向异性、应力状态不同,其破坏方式和能量消耗也有差异的基础上,提出了岩体动力破坏的最小能量原理^[102-103]:岩体动力破坏真正需要消耗的能量为其单向应力状态的破坏能量,而参与动力冲击的能量为弹性余能(即岩体破坏前在三向应力状态下积聚的全部变形能与单向应力状态下的动力破坏的最小能量之差),弹性余能越大,岩爆或冲击矿压程度越严重。研究还同时指出,深部岩体动力破坏弹性余能远大于浅部岩层,且随深度的增加呈平方关系增长。这一理论对防护工程及地下工程的围岩稳定性控制及防冲减冲地实施有着重要意义。

黄庆享、高召宁^[110]建立了煤层平巷冲击矿压的断裂损伤力学模型,应用 Griffith 能量理论和能量判据,考虑了材料的损伤积累,把裂纹扩展与材料损伤过程耦合起来,分析了巷道煤壁中预存裂纹尖端产生翼型张裂纹,形成薄煤层壳,薄煤层壳屈曲变形压裂失稳形成冲击矿压,确定了冲击矿压发生的临界应力,并分析了其影响因素;同时指出巷道支护提供的支护阻力在裂纹尖端产生一个负向的附加应力强度因子,减弱裂纹尖端扩展的应力场,抑制裂纹的继续扩展,在一定程度上控制了冲击矿压的发生。

张晓春^[111-112]建立了煤层巷道片帮型冲击矿压的层裂板屈曲模型,认为巷道或采场壁面的局部稳定是由高应力集中区内形成的层裂板结构区的稳定控制的,冲击矿压是煤壁形成的层裂板结构区的局部压屈。卢爱红^[113]在巷道冲击破裂的层裂屈曲模型基础上,研究了应力波诱发冲击矿压的动力学原理。

这些研究工作都是从损伤断裂力学的角度分析巷道发生冲击矿压的原因,对冲击矿压发生机理进行了一定的探讨,为深入研究冲击矿压巷道破坏机理和破坏特点提供了可鉴之处,但没有从巷道围岩支护系统的外部应力场因素分析巷道冲击矿压的破坏机理,更没有对巷道发生冲击矿压过程中的破坏形式、强度和破坏过程进行研究。

文献^[16]认为,矿井中发生的强烈震动和冲击矿压引起巷道破坏,其主要原因是地震波传播过程中动载荷脉冲的冲击,使煤层垮落,动力抛出煤岩体。采矿坑道和支架是一个支护系统,用来支撑一定的静载和动载,即抵抗由振动速度、加速度及主频率引起的地震力。若震源处于巷道附近,对巷道的影响是非常大的,其特点是振动的主频率为几十甚至到 100 Hz,它与震动能量大小成一定的比例,即震动小,频率高;震动强,频率低;振动速度的高峰幅值为几十到几百毫米每秒。有资料指出,在震动释放的能量大于 1×10^5 J(里氏 1.7 级)

的情况下,震动加速度的振动幅度可能为 $2\sim 1\,000\text{ m/s}^2$,甚至大于 $1\,000\text{ m/s}^2$ 。从冲击矿压与岩体震动的关系来看,发生冲击矿压的最低能量为 $5\times 10^3\text{ J}$,大部分是从 $1\times 10^5\text{ J}$ 开始的。在能量级别为 $1\times 10^6\text{ J}$ 时,发生的冲击矿压最多,而且发生矿震的能量等级越高,发生冲击矿压的可能性就越大,破坏程度自然就越严重。表征巷道冲击破坏烈度的指标目前主要采用围岩冲击速度,即假设在冲击矿压状态下,破碎煤岩体的初始速度必须大于某一值 v_k , v_k 到现在还没有研究清楚。据文献[16]研究, $v_k < 1\text{ m/s}$ 不可能发生冲击矿压, $v_k > 10\text{ m/s}$ 肯定发生冲击矿压。Roberts 和 Wagner^[39,78] 等通过研究证明岩块突出或弹射速度是反映岩爆强度的重要指标,认为岩体振动的峰值质点速度达 1 m/s 是导致巷道破坏的最低速度, 2.5 m/s 时将导致巷道岩体严重破坏,Jager^[39] 建议可能遭受中等程度破坏的巷道岩体振动的峰值质点速度可以按 3 m/s 计算。由此可以看出,对于巷道冲击矿压的强度,除了可以用能量指标表示外,对于界定是否是冲击矿压发生以及巷道破坏烈度的表征,目前还没有统一确定的巷道围岩位移速度指标值。

1.2.5 相关岩石介质动力特性研究综述

冲击矿压是煤岩体瞬间受到动载荷(冲击载荷)作用而发生的一种煤岩体的物理爆炸,所以就必须研究和掌握煤岩介质在冲击载荷下的动态破坏特征,研究煤岩介质物理力学参数对动态破坏强度的影响,研究和掌握煤岩介质在冲击载荷下的动态破坏准则及其动力学特性。

(1) 岩石动载应力应变曲线

在目前大多数情况下,研究巷道围岩稳定性控制问题基本是在静态或准动态情况下进行的,而研究冲击矿压巷道围岩稳定性控制问题,必须基于动载即应变率 $\dot{\epsilon} > 10^2\text{ s}^{-1}$ 量级情况下^[87]。岩石破坏可分为四个阶段(见图 1-1):

I 阶段为初始非线性变形阶段。初始非线性变形阶段的应变可以分为两部分,即 $\epsilon = \epsilon_V + \epsilon_R$, ϵ_V 表示裂纹和孔洞空隙初期闭合所产生的虚假变形, ϵ_R 表示岩石基体压缩所产生的真实弹性变形。这个阶段弹性模量较低。

II 阶段为线弹性阶段。线弹性阶段绝大多数微裂纹和孔隙得到压实,随着外载荷的增大,岩石进入基体弹性变形阶段,其应力—应变曲线近似呈直线,这时岩石的压缩模量反映了真实的弹性模量。

III 阶段为微裂纹扩展阶段。随着外载荷的逐渐增大,岩石应力—应变关系逐渐脱离线性关系,进入更为复杂的微裂纹演生阶段,微裂纹成核,有非弹性变形产生。这个阶段普遍地出现晶粒边界的松弛,但微裂纹还不能用光学显微镜观察到。

IV 阶段为裂纹贯通、发展及破坏阶段。用光学显微镜可观察到裂纹随外载荷的不断增大,微裂纹长大、分叉、绕行、并相互贯通和微裂纹吞并现象,形成宏观主导裂纹,并主要沿其发展,最终导致岩石的破坏并失去承载能力。岩石的破坏是原始微裂纹的扩展及新裂纹的产生和发展过程。

在动载条件下,应力—应变关系曲线的形状大致与静载条件下相同。因为,增加加载的应力率或应变率,或改变试样的形状,并不改变岩石破裂的基本模型。一般认为,初始断裂的起始点是相同的,即曲线中的 σ_0 值不会因动静载而产生较大变动,但动载条件下应力—应变关系曲线的弹模较大,而且 BC(III、IV 阶段合起来)段对应的应变较小。介质在不同应

变率下其力学性质相差很大,动载条件下煤岩表现出高度的非线性,动载影响不仅仅只限于弹性阶段,还可以是塑性阶段或峰值后的弱化阶段。材料在动载下的力学指标一般都高于静载,通常的规律是:强度极限提高,塑性变形性质增强,断裂现象滞后,延伸率降低。岩石(大理岩)在静载和动载下的全应力—应变曲线比较如图 1-2 所示。

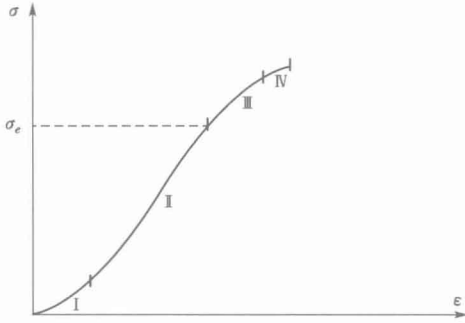


图 1-1 岩石破坏应力应变曲线

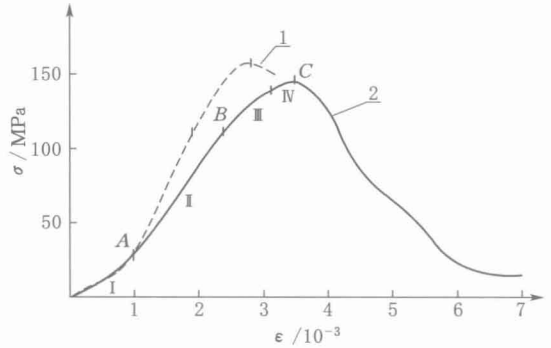


图 1-2 大理岩动静态破坏应力—应变曲线^[87]

(2) 岩石动态断裂准则

对于脆性材料静态断裂,Griffith 理论已经证明,对给定的裂纹长度 a 、材料的比表面能 γ 和材料的弹模 E ,裂纹扩展的临界应力 σ_c 为^[115]:

$$\sigma_c^2 = \frac{2E\gamma}{\pi a} \quad (1-1)$$

而根据 Steverding-Lehnigk 动态断裂准则^[87]:

$$\sigma_i^2 = \frac{1.13E\gamma}{a} \quad (1-2)$$

由此可见,对确定的裂纹长度,无论是动态或静态加载,导致裂纹扩展都需要有一与裂纹长度成反比的临界应力值,而且动态比静态的值要大。进一步的研究还表明,对在应力波作用下产生的动态断裂,外力的时间因素对断裂过程的影响至为重要。裂纹面产生的偏离量随应力波作用时间的增长而增大,当达到足以使裂纹尖端扩展时的偏离量时,裂纹才产生失稳扩展,此时的应力波作用时间称为应力波临界延续时间。对任意形状的应力脉冲,表面裂纹扩展的条件为:

$$\frac{1}{2E} \int_0^\tau \sigma^2 dt \geq \frac{k\gamma}{3C} \quad (1-3)$$

式中 τ ——应力波延续时间, $\tau \approx 1.1 a/C$;

γ ——比表面能;

C ——波速;

k ——常数。

式(1-3)表明,当外载荷的能量作用密度小于某一值时,材料中的任何裂纹都不可能扩展;而当能量作用密度较大时,则会有一裂纹长度区段的许多裂纹扩展。

对于任意形状的应力脉冲 $\sigma(t)$,导致脆性材料断裂的条件可写成一般形式:

$$\int_0^\tau \sigma^2(t) dt \geq \frac{\pi\gamma E}{C} \quad (1-4)$$