

●冶金系统跨世纪学术技术带头人著作丛书

有岩爆倾向硬岩矿床采矿理论与技术

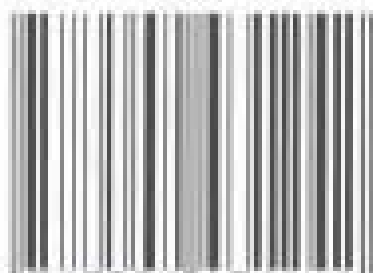
郭然 潘长良 于润沧 著

冶金工业出版社





ISBN 7-5024-3124-1



9 787502 431242 >

ISBN 7-5024-3124-1

TD · 367 定价 18.00 元



74.3
0724

冶金系统跨世纪学术技术带头人著作丛书

有岩爆倾向硬岩矿床 采矿理论与技术

郭 然 潘长良 于润沧 著

北 京
冶金工业出版社

内 容 简 介

著者从防治矿山岩爆角度出发,给出了新的岩爆定义。在系统研究 200 余幅世界硬岩矿山岩爆现场照片,现场考察南非和印度金矿的基础上,建立了以岩爆定义、岩爆的震源机理、岩爆的破坏机理、岩爆强度(岩爆破坏性指标)、影响岩爆因素、岩爆危险性判别、岩爆前兆和岩爆发生的时间规律等为内容的硬岩矿山岩爆基础理论体系。

本书可供从事硬岩矿床采矿工作的现场技术人员、高等学校采矿专业本科生和研究生、从事硬岩岩爆矿床采矿技术研究工作者参考。

图书在版编目(CIP)数据

有岩爆倾向硬岩矿床采矿理论与技术/郭然等著. —北京:
冶金工业出版社, 2003. 1

(冶金系统跨世纪学术技术带头人著作丛书)

ISBN 7-5024-3124-1

I. 有… II. 郭… III. 坚硬岩石—岩爆—研究
IV. TD713

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2002)第 079547 号

出版人 曹胜利 (北京沙滩嵩祝院北巷 39 号, 邮编 100009)

责任编辑 朱华英 美术编辑 李 心 责任校对 卿文春 责任印制 李玉山
北京兴华印刷厂印刷;冶金工业出版社发行;各地新华书店经销

2003 年 1 月第 1 版, 2003 年 1 月第 1 次印刷

850mm×1168mm 1/32; 4.875 印张; 126 千字; 142 页; 1—2000 册
18.00 元

冶金工业出版社发行部 电话: (010) 64044283 传真: (010) 64027893

冶金书店 地址: 北京东四西大街 46 号(100711) 电话: (010) 65289081

(本社图书如有印装质量问题, 本社发行部负责退换)



作者简介

郭然，男，1963年出生，2000年毕业于中南大学，获工学博士学位，教授级高级工程师。现任中国有色工程设计研究总院副总工程师。主持并参加过安庆铜矿、冬瓜山铜矿、赞比亚谦比西铜矿、会泽铅锌矿等20余座不同规模矿山的设计和科研工作。获国家科技进步二等奖1项、部级科技进步一等奖1项、中国工程咨询优秀成果一等奖1项。发表过《安庆铜矿采矿方法设计与实践》、《Development of Rockburst Research for Metal Mines in China》、《冬瓜山铜矿岩爆倾向性分析》、《Mathew 法在采矿方法设计中的应用》、《有岩爆危险巷道的支护设计》和《新建有岩爆倾向硬岩矿床采矿技术研究工作程序》等论文10余篇。

出版者的话

为了贯彻落实江泽民总书记提出的“要造就一批进入世界科技前沿的跨世纪的学术和技术带头人”的战略方针,推动冶金学科发展和冶金工业科技进步,我们组织策划了《冶金系统跨世纪学术技术带头人著作丛书》。这套丛书的组稿对象是冶金系统(黑色、有色)内年龄在45周岁以下、具有正高职称的省部级以上的学科和技术带头人。每位作者可以根据自己正在从事或已经从事过的科学研究或技术开发成果,独立或合作撰写一本专著。如果是理论著作,要求在基础研究和基础理论上较大的创新和突破;如果是工程技术著作,要求其技术处于国内或国际先进水平、或指导实践取得了重大经济效益。丛书总数暂不定,根据作者的实际情况、成书的条件和稿件的质量,计划到2010年,每年安排出版几种。

我们编辑出版这套丛书的目的,是希望优秀的跨世纪青年人才脱颖而出,激励他们经过不断的创新与总结,在科技领域确立自己的学术地位和技术地位,促进冶金科学技术的传播和向生产力的转化,推动冶金学术建设的繁荣和健康发展,为国家“百千万人才工程”培养、选拔和输送杰出人才。

欢迎优秀的跨世纪青年专家参加本丛书的著述。

前 言

岩爆是岩体破坏的一种形式。它是处于高应力或极限平衡状态的岩体或地质结构体,在开挖活动的扰动下,其内部储存的应变能瞬间释放,造成开挖空间周围部分岩石从母岩体中急剧、猛烈地突出或弹射出来的一种动态力学现象。岩爆的发生常伴随着岩体震动。世界上最早记录并报道岩爆的历史可以追溯到 18 世纪 30 年代,那次岩爆发生在英国南史塔福煤田的菜比锡煤矿。从此以后,世界各地的金属矿山、煤矿、交通运输隧道和引水隧道等先后发生各种规模的岩爆。特别是金属矿山和煤矿的地下开采,随着开采深度的不断增加,原岩应力随之增大,导致岩爆发生频率逐步提高,岩爆的破坏性也急剧加大。

我国发生岩爆的历史较短,除煤矿岩爆发生的频率相对较高外,金属矿山和各种隧道的岩爆频率一般较低。直到目前为止,我国的岩爆研究工作主要是围绕着坚硬脆性岩石的失稳破坏机理和建立在统计学基础上的岩爆的预测预报而展开的,对有岩爆危险巷道的支护机理和技术、有岩爆危害矿山的采矿理论和技术等的研究很少。

处于活动期的区域大断裂,通常是自然地震的震源,经常会发生强烈地震,并且造成严重的破坏。采矿活动的持续,引起矿区范围的岩体和地质构造所承受的应力状态经常变化,生产过程中既可能产生新的采矿断层,也可能导致原有断层的重新活动,其结果如同自然地震一样,会导致矿山岩爆的发生,这种类型的岩爆强度和破坏性都比较大。我国目前关于矿山岩爆的研究却很少提到这种岩爆。

世界上大多数受岩爆危害的矿山,都是在生产过程中发生岩爆并日趋强烈后才开展研究工作的。以前从未发生过岩爆,或在生产和基建过程中发生过破坏性较小的应变型岩爆,矿床的岩爆

研究工作如何开展,到目前为止还没有一套完整的程序可循。

近年来,作者结合国家“九五”重点科技攻关课题“千米深井300万t级矿山强化开采综合技术研究”,以安徽铜都铜业股份有限公司冬瓜山铜矿为工程实例,开展了系统的有岩爆倾向硬岩矿床采矿理论与技术的研究工作,针对上述提到的问题都比较系统的研究,本书就是作者在这些方面的主要研究成果的初步总结。作者希望书中介绍的理论和方法,能对从事有岩爆危害的硬岩矿床采矿生产和研究工作的同行们有所裨益。限于作者水平,不当之处,恳请广大读者不吝赐教。

本书能够得以完成和出版,作者要感谢中国有色工程设计研究总院各位领导的大力支持和帮助,感谢中南大学古德生院士给予的关心和指导。在本书撰写过程中还得到中国有色工程设计研究总院张文荣教授,中南大学吴爱祥教授、李夕兵教授、王文星教授和曹平教授的帮助,在此一并致谢。

作 者

2002年初冬于北京

地质学及矿业工程图书简介

书 名	作 者	定价(元)
矿物资源与西部大开发	朱旺喜	38.00
成矿区带地球化学异常评价方法	吕国安	9.80
胶东招莱地区花岗岩和金矿床	罗镇宽等	28.00
脉状金矿床深部大比例尺统计预测理论与应用	郭光裕等	38.00
散体动力学理论及其应用	吴爱祥等	42.00
碎矿与磨矿	李启衡	28.00
磁电选矿	王常任	35.00
选矿厂设计	冯守本	36.00
当代胶结充填技术	孙恒虎等	45.00
地下装载机—结构、设计与使用	高梦熊	55.00
地下铲运机	张栋林等	68.00
工艺矿物学(第2版)	周乐光	32.00
矿石学基础(第2版)	周乐光	32.00
矿山生态复垦与露天地下联合开采	杨福海等	20.00
岩石爆破理论与技术新进展	熊代余等	35.00
矿床无废开采的规划与评价	彭怀生等	14.50
矿业经济学	李祥仪等	15.00
充填采矿技术与应用	刘同有等	55.00
中国矿产资源主要矿种开发利用水平与政策建议	国土资源部矿产开发管理司编	90.00
冶金矿山地质技术管理手册	中国冶金矿山企业协会	58.00

目 录

1 硬岩岩爆研究现状	(1)
1.1 引言	(1)
1.2 世界范围内岩爆发生概况	(3)
1.2.1 国内外煤矿发生岩爆的情况	(3)
1.2.2 国内外非煤矿山岩爆发生情况	(4)
1.2.3 隧道岩爆概况	(5)
1.3 硬岩矿山岩爆研究现状	(6)
1.3.1 岩爆机理研究现状	(7)
1.3.2 已有的岩爆预测预报研究成果	(16)
1.3.3 硬岩矿山岩爆控制技术研究现状	(20)
1.3.4 已有岩爆研究成果的综合评述	(22)
1.4 本书研究的目的和内容	(24)
1.4.1 目前岩爆研究存在的几个主要问题	(24)
1.4.2 目的、内容和方法	(24)
2 硬岩岩爆矿床开采理论基础	(26)
2.1 引言	(26)
2.2 岩爆的定义	(26)
2.3 岩爆发生机理	(28)
2.3.1 岩爆的震源机理	(28)
2.3.2 岩爆的破坏机理	(34)
2.4 岩爆的强度	(36)
2.5 硬岩矿床岩爆分类	(45)
2.5.1 根据岩爆震源机理进行岩爆分类	(46)
2.5.2 根据震源参数之间的关系进行岩爆分类	(47)

2.5.3	根据地震波初动符号进行岩爆分类	(49)
2.5.4	各种岩爆分类的相互关系和岩爆防治措施	(51)
2.6	岩爆因素分析和岩爆危险性判据	(53)
2.6.1	影响岩爆因素	(53)
2.6.2	岩爆发生条件和危险性判别指标	(55)
2.7	岩爆前兆及发生的时间规律	(61)
2.7.1	岩爆发生前岩体的状态特征	(61)
2.7.2	岩爆发生的时间规律	(63)
2.8	小结	(65)
3	有岩爆倾向硬岩矿床采矿技术	(68)
3.1	引言	(68)
3.2	冬瓜山矿床开采技术条件	(68)
3.2.1	冬瓜山矿床的赋存特点	(68)
3.2.2	冬瓜山典型矿岩常规岩石力学实验	(70)
3.2.3	狮子山矿区原岩应力场	(71)
3.2.4	岩体结构特征和岩体稳定性分级	(81)
3.2.5	冬瓜山矿床开采的岩爆倾向性	(83)
3.3	有岩爆倾向冬瓜山矿床采矿方法选择	(88)
3.3.1	引言	(88)
3.3.2	充填控制岩爆机理	(89)
3.3.3	冬瓜山矿床采矿方法的初步确定	(92)
3.3.4	岩爆对采矿工艺的特殊要求	(94)
3.3.5	强化开采对采矿工艺的要求及 采矿方法的确定	(96)
3.4	采场布置形式及结构参数优化	(98)
3.4.1	采场布置形式	(98)
3.4.2	采场结构参数优化	(99)
3.5	回采顺序优化	(104)
3.5.1	首采地段的确定	(104)

3.5.2	采场崩矿方式优化·····	(105)
3.6	采准工程支护·····	(108)
3.6.1	有岩爆危险巷道支护设计原理·····	(108)
3.6.2	岩爆对支护系统的特殊要求·····	(109)
3.6.3	目前硬岩矿山常用支护系统评述·····	(109)
3.6.4	采准巷道可能发生岩爆类型和 强度预测·····	(111)
3.6.5	采准巷道支护形式·····	(112)
3.7	实时监测在防治岩爆中的重要性·····	(114)
3.7.1	实时监测与岩爆预报的关系·····	(114)
3.7.2	量化地震学的发展及其在岩爆 矿山的应用·····	(115)
3.7.3	冬瓜山矿床采矿的岩爆监测系统·····	(118)
3.8	小结·····	(120)
4	有岩爆倾向硬岩矿床采矿理论·····	(122)
4.1	引言·····	(122)
4.2	岩爆发生可能性的初步判别·····	(124)
4.2.1	饼状岩心·····	(124)
4.2.2	矿床埋藏深度大·····	(124)
4.2.3	坑探或基建井巷工程发生岩爆现象·····	(125)
4.3	有代表性岩样岩爆倾向性指标测定·····	(125)
4.4	原岩应力测量·····	(127)
4.5	岩爆危险性判别·····	(128)
4.6	有岩爆倾向矿床的采矿工艺·····	(129)
4.7	有岩爆深埋硬岩矿床的安全高效采矿·····	(131)
4.8	小结·····	(133)
	参考文献·····	(134)

1 硬岩岩爆研究现状

1.1 引言

随着人类社会的发展和进步,对矿产品的需求与日俱增。虽然现代科学技术促进了矿产品代用品(特别是塑料制品)的发明和广泛应用,但直至今日,人们的生产和生活仍在相当大程度上依赖于矿产品,如:各种贵金属、贱金属、稀有金属等。而要获得这些人类当今生产和生活必需的产品,几乎无一例外地离不开采矿业。正如 2000 年在美国召开的第 18 届世界采矿大会确定的主题所言“一切都从采矿开始(Everything Begins With Mining)”。

采矿业发展到今天,世界上许多国家的浅表矿床资源都已经或正在逐渐枯竭。在现代科学技术水平尚未达到这样的高度,也就是还没使人们大规模开发海底矿床资源成为现实之前,开发陆地深埋矿床资源仍将是采矿业最现实的选择。这主要是因为人们在长期从事陆地浅表矿床开采实践中,逐渐积累了丰富的地下矿床开采技术知识。对许多地下矿山而言,开采首先是从浅部开始(有相当多的矿山初期采用露天开采)。随着开采深度的增加,采矿工作者面临的技术挑战和要解决的难题逐渐出现,其严重程度有一个从弱到强的逐步发展过程。这就为人们逐步认识和解决这些难题提供了时间。采矿实践表明,陆地深埋矿床开采向采矿工作者提出的挑战主要有:随着采矿深度的增加,地下工作面及其周围岩体的原岩应力呈线性增加,结果导致岩体失稳现象迅速增多,特别是以岩体突然猛烈破坏为特征的岩爆日趋严重,极大地威胁和危害着井下人员和设备的安全;地热增温率的存在,使得地下深部采矿工作面附近的原岩温度升高,有时甚至超过人类的生理极限,不采取井下通风和降温措施,井下工作人员的劳动生产率将大大降低,严重时甚至给人身安全造成极大伤害;与浅井矿山相比,

深井开采时的提升和排水费用急剧增加,这对提升和排水设备提出了更高的特殊技术要求,常规浅井的提升和排水设备在技术上无法满足深井采矿需要,促使人们利用新技术开发新型设备。

针对上述深井矿床开采面临的技术挑战,采矿工作者经过长期不懈地努力,较好解决了深井通风降温和提升排水等难题,而对岩爆这一复杂难题的认识却相对滞后。目前解决深井工作面高温问题的主要方法有两种:一是通过加大井下工作面的风量,进而改善井下工作面的气候条件,从而达到调节人体热循环系统的目的;二是采用人工方法降低井下工作面空气的温度。降低井下工作面空气温度有两个途径:途径之一就是降低全部进入井下工作面空气的温度,用大型风机将冷却后的空气压入井下;另一途径是在制冷站(可设在地表,也可设在井下硐室内)先制冷水(或冰水混合液)再将其用隔热管输送到工作面附近,通过热交换器进行局部井下空气和冷水的热交换,从而达到降低有人员工作地方局部空气温度的目的。另外,井下凿岩和喷雾降尘均采用制冷后的冷水。制冷站设在地表时,用于井下空气降温而输入到井下的冷水大幅度提高了深井矿山的排水费用。为了部分补偿由此而增加的能量消耗,许多矿山都在井下安装透平机发电以充分利用冷水的势能。在超深井(采矿工作面距地表近 4km 的南非西部深水平金矿)将冷媒由冷水改为冰,充分利用同体积冰的冷含量比冷水的冷含量高的特点,从而达到减少井下排水量、降低井下排水费用的目的。虽然目前采矿最深的矿井深度已接近 4km,但是第一段(自地表向下)单段提升的高度却只有约 2km 左右。一般采深超过 2km 的矿山均采用接力提升,其中第一段提升的高度约 2km,第二段提升高度一般不超过 1.5km。对于采深超过 3km 的矿山,一般采用 3 段接力提升。深井矿山一般采用刚性罐道。

就上述深埋矿床开采三大技术难题之一的岩爆而言,它出现的时间最早,人们对其研究的历史也最长。但人们对岩爆的认识,特别是对岩爆发生机理(也称震源机理)的认识还很不深刻,因此岩爆的及时准确预报仍是一个有待进一步研究解决的难题。矿山

开发伊始就受到岩爆威胁的矿山在世界上还不多见,因此对新建深井矿山采矿技术的研究更是一个包含岩爆在内的复杂的系统工程。

1.2 世界范围内岩爆发生概况^[1,2]

岩石的猛烈破坏会给隧道掘进和地下采矿(有时甚至对露天采矿)造成极大的威胁和严重危害。虽然自世界上首次记录并报道岩爆至今已有长达两个半世纪的历史,但是时至今日还没有一个统一公认的岩爆定义。这足见岩爆问题本身的复杂性。尽管如此,岩爆最突出的特点,即:一定体积的岩体从其母岩中以猛烈的方式突然向地下人造空间弹射出、膨胀突出或崩塌这一点却是大家所熟知的。人们报道岩爆的发生也就是基于此。

1.2.1 国内外煤矿发生岩爆的情况^[3,4,5]

据有关资料介绍,世界上最早记录并报道的岩爆(煤爆)于1738年发生在英国南史塔福煤田的莱比锡煤矿。但直到19世纪80年代,西欧许多国家的煤矿才开始发生越来越多的岩爆和煤爆。苏联的基泽洛夫矿区于1947年发生了该矿区历史上有记录的第一次煤爆,随后又有库兹涅茨、滨海、中亚细亚、特克布尔、伯绍拉和波里等煤矿先后发生煤爆。德国的鲁尔矿区是该国发生煤爆最早和最多的产煤区,仅1910~1978年就记载了危害性岩爆283次。波兰的上西里西亚矿区,是该国煤爆发生最多也最严重的矿区,1958年在该矿区的卡托维茨矿首次记录了煤爆。我国最早记录的煤爆发生于1933年在抚顺胜利煤矿,当时开采深度仅200m。自那以后,随着开采深度的增加和开采范围的不断扩大,北京矿务局的门头沟、城子、大台、房山、千军台和长沟峪等矿井,抚顺矿务局的龙凤和老虎台矿,枣庄局的陶庄矿,开滦局的唐山矿等煤矿先后发生煤爆。据不完全统计:1949~1997年,我国的33个煤矿发生了2000多起煤爆事件。煤爆的强度为里氏0.5~3.8级,大于3.0级以上的煤爆事件至少5次以上,最大的震级达4.2级。造成严重的危害,累计伤亡几百人,停产1300多天。到目前

为止,发生在我国坑内矿山的岩爆主要集中在煤矿。

1.2.2 国内外非煤矿山岩爆发生情况^[6~16]

金属矿山出现岩爆的历史要比煤矿晚。根据作者对有关资料分析,金属矿山首次发生岩爆或者说是明显注意到岩爆的时间可能是 19 世纪末至 20 世纪初。在美国,金属矿山首次发生岩爆被认为是 1904 年发生在密歇根州铜矿区的亚特兰大矿,该矿于 1906 年因为岩爆的严重破坏而关闭。美国目前受到岩爆危害最严重的是位于爱达荷州北部克达伦的儿座铅锌银矿。克达伦矿区的首次岩爆报道是在 20 世纪 30 年代,1941 年首次因岩爆造成 1 人死亡。1978~1983 年间,岩爆共导致 22 人负伤,1 人死亡。该矿区发生的岩爆强度一般 $M_L < 3.0$,但幸运星期五矿在 1969 年记录的最大一次岩爆强度达 $M_L = 3.5$ 。自 50 年代起,特别是 80 年代初以来,加拿大萨德伯里地区许多铜镍矿都发生了岩爆。其中鹰桥镍矿有限公司的鹰桥地下镍矿于 1984 年 6 月 20 日发生一次 $M_N = 3.5$ 级严重岩爆,随后又于 7 月 5 日发生了一次 $M_N = 2.5$ 级岩爆,该矿山因此而关闭。另外位于安大略省柯克兰德湖区的马卡萨金矿是受严重危害的典型脉状金矿的代表。除美国和加拿大之外,南非金矿是目前世界上硬岩矿床受岩爆危害最多的地区。早在 1908 年南非国家指定的岩爆调查委员会就指出,在约翰内斯堡地区所观测到的地震可能与当地的采矿活动有关。岩爆事故从 1908 年的 7 起上升到 1918 年的 233 起之多。仅 1975 年,在南非的 31 个金矿就发生岩爆 680 起,造成 73 人丧生和 4800 个工班的损失。目前南非金矿的开采深度一般均大于 1500m,最深的西部深水平金矿的采深近 4km(这是目前人类深入地壳内作业达到的最大深度)。如今,南非的金矿几乎无一例外地受到岩爆的危害。其中最强烈的一次岩爆的震级达到 $M_L = 5.1$,这就是 1976 年 12 月发生在南非自由州 Welkom 城的称之为 Welkom 地震的那次岩爆,导致地表一栋六层楼房倒塌。印度卡纳塔克邦 KGF 金矿区的 Nundydroog 金矿、Champion reef 金矿和 Mysore 金矿在 20 世纪初曾经是当时世界采深最大的地下矿山(最深达 3.2km),也

是与南非金矿一起并列的两个岩爆灾害最多的硬岩矿区之一。1955 年 J. S. Jones 计算的一次强烈岩爆释放的能量达 150GJ, 里氏震级达 $M_L = 4.9$ 。塔什塔戈尔铁矿是前苏联最具岩爆危险的矿床之一, 该矿铁矿石的弹性模量高达 90GPa, 围岩弹性模量也高达 80GPa, 矿区最大主应力和中间主应力方向均接近水平, 与水平面夹角为 $20^\circ \sim 30^\circ$, 最大主应力 $\sigma_1 = 50 \sim 60\text{MPa}$, 是最小主应力 (垂直应力) 的 2.5 倍, 采矿方法是阶段强制崩落法, 岩爆发生的部位有巷道顶板和两帮、巷道底板、巷道掌子面迎头, 岩爆最大释放能量高达 $10^2 \sim 10^3\text{MJ}$ 。其他在前苏联硬岩矿山中发生岩爆的还有苏拉勃、苏留克金、克泽尔-凯伊、特尔内阿乌兹和沙里卡姆等矿山。卢宾铜矿是到目前为止岩爆活动最频繁的波兰硬岩矿山。智利的埃尔特尼恩特铜矿采用矿块崩落法采矿, 该矿的第 6 采区自 1989~1992 年先后 4 次因强烈岩爆造成的破坏而停产, 其中最强烈的 1992 年 3 月发生的岩爆造成上百米巷道垮落, 停产时间长达 22 个月, 该矿是南美洲受岩爆危害最严重的矿山。其他岩爆硬岩矿山还有奥地利的东阿尔坝铅锌矿、德国维尔钾盐公司的台尔曼矿等。

近年来在我国东北辽宁省的红透山铜矿发生了两次较大规模的岩爆。其中第一次发生于 1999 年 5 月 18 日早晨 7 时左右交接班时, 第二次发生于 1999 年 6 月 20 日。这两次岩爆的地点均在 -467m 9 号采场附近, 岩爆后采场斜坡道和二、三平巷有几十米遭到了破坏, 巷道边墙呈薄片状弹射出来, 最大片落厚度达 1m。交接班工人在 +253m 主平硐口听到巨大响声。根据经验判断其响声相当于 500~600 kg 炸药爆破的声音。据作者所知, 红透山这两次岩爆可能是我国金属矿山近年来少有发生的有破坏性的硬岩矿山岩爆。

1.2.3 隧道岩爆概况

20 世纪 50 年代在美国纽约市的引水隧道施工时发生的岩石弹射现象可能是隧道发生岩爆的最早记录。60 年代掘进的挪威赫古拉公路隧道和瑞典的维斯塔引水隧洞是发生隧道岩爆最典型

的代表:岩爆以小块岩石弹射为主,大多数弹射岩块很小;岩爆发生时测得的隧道周边切向应力远小于岩石单轴抗压强度,开始弹射时的周边应力为岩石单轴抗压强度的 0.37 倍;发生岩爆的隧洞轴线与测量的原岩最大主应力方向垂直或成大角度相交;岩爆发生部位相对于隧洞中心轴对称,连线与原岩最大主应力作用方向垂直;岩爆前可听到脆性岩石的破裂声,最强烈岩爆发出的声音如 200kg 隧洞掘进爆破,弱声如打字机击键。我国的成昆铁路线上的关村坝隧道、二滩电站、天生桥引水隧洞和鱼子溪引水隧洞等也都发生过强烈程度不同的岩爆。隧洞岩爆一般在永久支护后很少重新发生。与矿山岩爆相比,虽然隧洞岩爆的强度较低,但是因为它一般发生在爆破完出渣或临时支护时,对人员和设备的威胁还是很大的。

1.3 硬岩矿山岩爆研究现状

岩爆,或者说岩石的猛烈破坏,始终是地下采矿(和隧道工程中)的一种人工地质灾害,严重地威胁着地下结构、人员和设备的安全。自 1738 年世界采矿业首次报道发生岩爆起,采矿工作者(和其他与隧道岩爆有关的工作者们一起)进行岩爆研究的工作就一直未停止过。迄今为止,人们对岩爆的研究基本遵循这样一条研究路线,就是:从观察、记录和分析岩爆发生的现象、规模和显现特征入手,遵循着从实践到理论,反过来用理论指导实践,并在新的实践的基础上进一步发展和完善理论这一辩证唯物主义认识论的基本规律。对岩爆的认识逐渐由现象到本质,归纳总结了一些带有一定普遍性的规律和特征。就岩爆的研究内容而言主要包括 3 个方面:一是岩爆发生机理和岩爆破坏机理的研究;二是岩爆的预测预报研究;三是岩爆的预防和控制研究。这 3 个问题的研究互相关联、互相促进,其最主要的应该是有关岩爆发生机理和破坏机理的研究。它是研究其他两个问题的理论基础。当然,人们研究岩爆的最终目的是防治岩爆,开展岩爆机理及岩爆预报的研究是为研究防治岩爆服务的。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年在南非召开了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。下面侧重硬岩矿山岩爆,分别围绕岩爆研究3个方面的主要内容对已有成果进行综合评述。

1.3.1 岩爆机理研究现状

岩爆机理的研究旨在揭露其发生的内在规律,确定岩爆发生的原因、条件和作用。20世纪80年代以前,人们在进行岩爆机理研究中借鉴传统力学有关材料强度的概念提出了强度理论;在分析岩石力学室内实验采用不同刚度试验机时岩石试件破坏的强烈程度不同这一现象的基础上建立了刚度理论;基于能量守恒定律提出了能量理论。20世纪80年代以后,地震波检测技术和仪器的迅速发展,特别是计算机储存量和运算速度的飞速提高,为实时检测和处理矿山诱导地震发生的大量有关地震波(应力波)数据和资料提供了可能,极大地促进了岩爆机理研究的发展。利用现代岩石断裂力学和分形几何学的方法研究岩爆,为岩爆机理研究提供了新的方法和途径。

1.3.1.1 强度理论^[17]

20世纪20年代,琼斯利用金属板环形孔在静水压力下的应力解析解说明孔周向应力为施加的静水压力的两倍。将这一理论应用于地下岩体工程,首次提出了应力集中这一概念。

到30年代,拱顶理论和悬臂梁理论较流行。前者认为,矿山硐室形成后,其周围岩体破裂而形成破碎岩石的拱顶区,拱顶区内岩石卸载,而使其相邻区域的岩体产生应力集中;后者认为,采场上方顶板以悬臂梁形式施加载荷于矿体,悬臂梁以矿体为支点弯曲下沉,造成矿体边缘部分应力集中。

早期的强度理论着眼于岩体的破坏原因,认为地下井巷和采

场周围产生应力集中,当应力集中的程度达到矿岩强度极限时,岩层发生突然破坏,发生岩爆。近代的理论主要考虑“岩体—围岩”系统复杂受力状态的极限平衡条件,并注重对实测资料的定量分析。近代强度理论认为:导致岩体承受的应力 σ 与其强度 σ' 的比值,也就是 $\sigma/\sigma' \geq 1$ 时导致岩爆发生。近代强度理论的表达式有多种:对各向同性岩石材料的破坏准则最有代表性的是 Hoek 和 Brown 于 1980 年提出的经验性的强度准则:

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_c} = \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + \left(m \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + 1.0 \right)^{\frac{1}{2}} \quad (1-1)$$

式中 σ_1 ——最大主应力,MPa;
 σ_3 ——最小主应力,MPa;
 σ_c ——完整岩石材料的单轴抗压强度,MPa;
 m ——常数,取决于岩石性质和承受破坏应力前岩石已破坏的程度。

岩体不连续面的抗剪强度表达式为:

$$\tau = C + \sigma_n \tan \phi \quad (1-2)$$

式中 τ ——剪切应力,MPa;
 C ——黏结力,MPa;
 σ_n ——不连续面上的有效正应力,MPa;
 ϕ ——内摩擦角,°。

另外还有用断裂韧度 K_{IC} 和 K_{IIc} 以及能量释放率来反映的强度理论以及 Von Mises 破坏准则等。

就强度理论本身而言,当满足上述条件时只表明岩石将发生破裂或破坏,但并未指出在什么条件下会发生猛烈破坏(即岩爆)。应该说,强度理论只给出了岩爆的必要条件,因此研究岩爆仅讨论岩石破坏条件远不够,必须探讨岩石发生岩爆的其他附加条件。这也就有了下述理论。

1.3.1.2 刚度理论^[17]

20 世纪 60 年代中期, Cook 和 Hodgei 发现,用普通压力机进

行单轴压缩实验时猛烈破坏的岩石试块,若改用刚性实验机实验,则破坏平稳发生而并不猛烈,并且有可能得到应力—应变全过程曲线。他们经过分析认为,试件产生猛烈破坏的原因是试件的刚度大于实验机(即加载系统)的刚度,如图 1-1 所示。

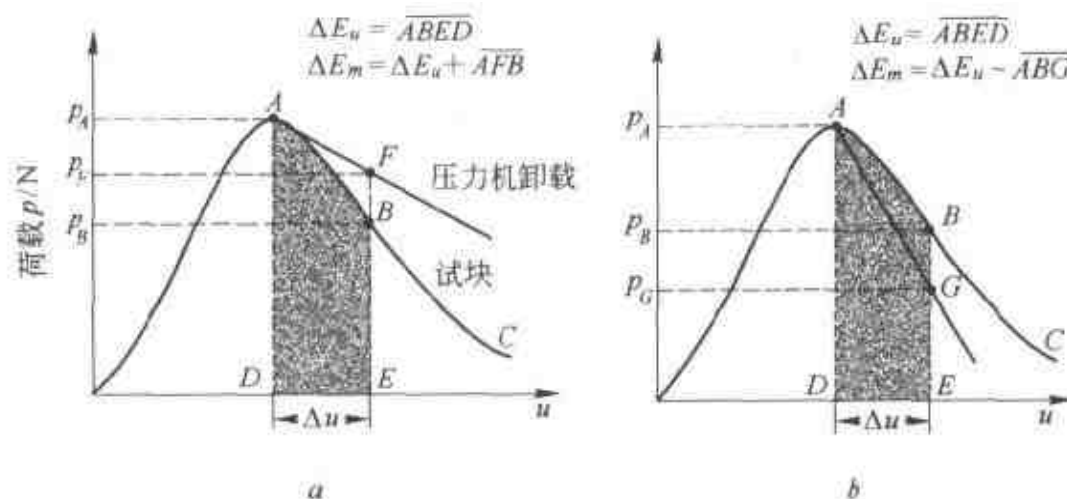


图 1-1 普通柔性实验机与刚性实验机加卸载曲线

a—普通柔性实验机加卸载曲线; b—刚性实验机加卸载曲线

假设试件处于峰值强度状态并且压缩变形继续增长一个小量 Δu 。为了位移积累,试件荷载必须从 p_A 降到 p_B ,以便吸收图 a 和 b 中由 $ABED$ 面积给出的能量 ΔE_u 。然而,对于“柔性”实验机,当从 A 点发生位移 Δu 时,实验机仅卸载至 F,并释放出 $AFED$ 面积储存的应变能 ΔE_m ,此时 $\Delta E_m > \Delta E_u$,从而在峰值时或峰值后短时间内发生突然破坏。对于“刚性”实验机,由于 $\Delta E_m < \Delta E_u$ ($\Delta E_m = \overline{AGED}$),必须补充超过实验机存储的应变能的部分,试件才有可能沿曲线 ABC 发生变形。因此岩石试件不会发生猛烈破坏。

20 世纪 70 年代 Black 将刚度理论用于分析美国爱达荷加利纳矿区的岩爆问题。认为矿山结构(矿体)的刚度大于矿山负荷(围岩)的刚度是产生岩爆的必要条件。80 年代佩图霍夫认为,岩爆发生是因为那里的岩体破坏时实现了柔性加载条件。在他的研究中也引入了刚度条件,并且明确认为矿山结构的刚度是峰值后载荷-变形曲线下降段的刚度。刚度理论简单、直观,但要广泛应

用于实践存在着不足之处。它未对矿山结构与矿山负荷系统的划分及其刚度给出明确的概念。

1.3.1.3 能量理论^[3,18]

20 世纪 60 年代中期,库克等人在总结南非金矿岩爆研究成果的基础上提出了能量理论。他们指出:随着采掘范围的不断扩大,岩爆是由于岩体-围岩系统在其力学平衡状态破坏时,系统释放的能量大于岩体本身破坏所消耗的能量而引起的。这种理论较好地解释了地震和岩石抛出等动力现象。同一时期,Dunk House 给出了岩爆的能量平衡方程式,对释放和消耗的能量结构进行了分析。随后,佩图霍夫也对库克等人的理论进行了补充和完善。Wafflow 提出了无摩擦剩余能量理论。70 年代由 G. Brauner 等提出了能量率理论,即

$$\alpha \left(\frac{dE_R}{dt} \right) + \beta \left(\frac{dE_E}{dt} \right) > \frac{dE_D}{dt} \quad (1-3)$$

式中 α ——围岩能量释放有效系数;

β ——矿体能量释放有效系数;

E_R ——围岩所储存的能量,MJ;

E_E ——矿体储存的能量,MJ;

E_D ——消耗于矿体和围岩交界处矿体破坏阻力的能量,MJ。

能量理论从能量角度解释了岩爆的破坏机理,但它并未说明平衡状态的性质和破坏条件。

1.3.1.4 岩爆倾向理论^[13,17,19~24]

岩爆的发生依赖于岩石本身的性质、地下硐室或采场的形状和不利的地质结构特征等几个因素的组合。岩石本身的力学性质是发生岩爆的内因条件。用一个或一组与岩石本身性质有关的指标衡量矿岩的岩爆倾向强弱,这类理论就是所谓的岩爆倾向理论。表征岩石岩爆倾向的指标很多,其中主要有以下几种:

(1)弹性能量指数(Singh 称其为岩爆倾向指数,即 burst-proneness index)。该指数首先由 Peng 于 1978 年提出。波兰的

Kidbinski 于 1981 年给出了划分岩爆倾向性强弱的标准。当时他主要是针对煤矿的岩爆提出的。Singh 于 1986 年在对加拿大 Sudbury 地区岩爆进行研究时,提出了与 Kidbinski 不同的指标。

弹性能量指标通过对岩石试块进行单轴压缩加载和卸载实验确定。该指标的值这样确定:在实验室对岩样进行单轴压缩实验,取应力为岩石强度的 80%~90% 时记录的应力-应变曲线,用图形积分法求出弹性变形能量储能与塑性变形耗能之比,即为弹性变形能量指数 W_{ET} 。 W_{ET} 计算草图如图 1-2 所示。

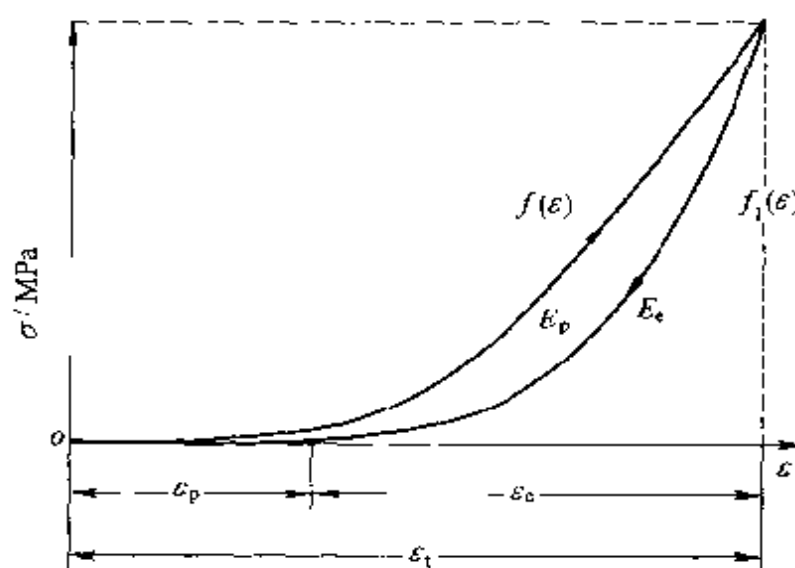


图 1-2 W_{ET} 计算草图

W_{ET} 计算表达式:

$$W_{ET} = \frac{E_e}{E_p} = \frac{\int_{\epsilon_p}^{\epsilon_t} f_1(\epsilon) d\epsilon}{\int_0^{\epsilon_t} f(\epsilon) d\epsilon - \int_{\epsilon_p}^{\epsilon_t} f_1(\epsilon) d\epsilon} \quad (1-4)$$

式中 E_e ——弹性变形能, MJ;

E_p ——塑性变形能, MJ;

ϵ_e ——弹性应变;

ϵ_p ——塑性应变;

ϵ_t ——总应变;

$f(\epsilon)$ ——加载时 σ - ϵ 曲线函数;

$f(\epsilon_1)$ ——卸载时 σ - ϵ 曲线函数。

确定应力为何值时等于岩石强度的 80%~90% 有两种方法:一种就是先对同组试样的部分试块进行抗压实验,求出该组岩石的抗压强度平均值,从而确定 80%~90% 岩石强度时的应力;另一种方法就是对岩石试块进行多次加载和卸载实验,直至试块破坏,每次均进行 W_{ET} 计算,取其最大值(一般进行 3~5 次加卸载实验)。

Kidybinski 针对煤试块实验结果给出岩爆倾向性分类标准是:

$W_{ET} \geq 5.0$	有强岩爆倾向
$W_{ET} = 2.0 \sim 4.99$	有弱岩爆倾向
$W_{ET} < 2.0$	无岩爆倾向

Singh 根据加拿大萨德伯里地区硬岩试样实验结果,建议岩爆倾向性分类标准是:

$W_{ET} > 15$	有强岩爆倾向
$W_{ET} = 10 \sim 15$	有中等岩爆倾向
$W_{ET} < 10$	有弱岩爆倾向

许多研究结果表明, W_{ET} 有随岩石强度提高而增大的趋势。我们知道,煤的单轴抗压强度一般为 20~40MPa,而硬岩矿石的单轴抗压强度一般为 80~300MPa,远高于煤的强度。另外,确立 W_{ET} 的实验方法有较大离散性。总之,对于硬岩矿山而言,作者认为 Singh 提出的分类标准可能更适合。

(2) 岩爆有效能量的释放率。用普通柔性试验机进行岩样压缩实验时,岩样的猛烈破坏模拟了矿山岩爆时岩体在高应力作用下发生的动态破坏。岩爆的破坏作用主要受岩体达到峰值强度发生破坏后释放出的能量大小的控制。最早提出岩爆有效能量释放的是波兰的 Motyczka(1973 年),他将岩爆有效能量释放率定义为

岩样在单轴抗压试验破坏时岩石碎片抛出的动能 E_t 与试块储存的最大弹性应变能 E_s 之比, 即

$$\eta = \frac{E_t}{E_s} \times 100\% \quad (1-5)$$

式中 E_t ——抛出碎片动能, MJ;

$$E_t = \sum_{i=1}^n \frac{1}{2} m_i v_{0i}^2$$

n ——抛出碎片个数;

m_i ——第 i 个碎片的质量, kg;

v_{0i} ——第 i 个碎片弹射的初速度 m/s;

E_s ——岩石试块破坏前储存的最大弹性应变能, MJ。

$$E_s = \sigma_c^2 / 2G$$

σ_c ——岩石试样的单轴抗压强度, MPa;

G ——弹性模量, GJ。

Kidybinski(1981 年)给出的以该指标按岩爆倾向性将岩石分类标准是:

$\eta < 3.2\%$	无岩爆倾向
$\eta = 3.2\% \sim 3.8\%$	有弱岩爆倾向
$\eta = 3.8\% \sim 4.4\%$	有中等岩爆倾向
$\eta > 4.4\%$	有强岩爆倾向

加拿大的 S. P. Singh 采用了另一个指标表示与上述有效能量释放率相同的(或者说相近的)含义。他称该指标为岩爆能量释放指数(BERI)。Singh 采用“柔性”试验机进行岩石试样的单轴压缩实验,在实验机架上安装地音仪,记录岩样破坏时地震波曲线,求出空间三轴方向上质点峰值震动速度,并计算矢量和。用这个矢量和表示试块破坏时释放的能量大小。他虽然讨论了该指标与其他岩爆倾向性指标的相互关系,认为质点峰值速度的矢量和与其他指标一样可以判别岩石的岩爆倾向性,但未给出判别标准。

(3)下降模量指数和冲击能量指数。应变速率为常数的单轴抗压试验有两个特征模量:轴向 $\sigma-\epsilon$ 曲线上升段线性部分的斜率 G (弹

性模量)和峰值后 σ - ϵ 下降段的斜率 M (下降刚度模量),称 G/M 为下降模量指数。Goncarouva 将岩石按 G/M 比值分为两类:

$G/|M| < 1$ 有岩爆倾向岩石

$G/|M| > 1$ 无岩爆倾向岩石

考虑到 σ - ϵ 曲线峰值后部分斜率的变化,下降模量指数只有在低围压(实际上一般为 1MPa)时才有意义。使用刚性试验机对岩样进行单轴压缩实验,得到 σ - ϵ 全曲线。峰值前后 σ - ϵ 曲线与 σ 轴所成面积之比称为冲击能量指数,如图 1-3 所示。

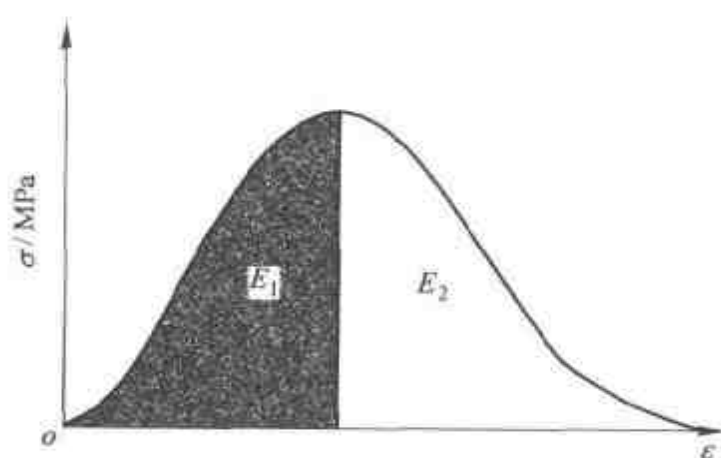


图 1-3 冲击能量指数 W_{CF} 示意图

$$W_{CF} = \frac{E_1}{E_2} \quad (1-6)$$

式中 W_{CF} ——冲击能量指数;

E_1 ——峰值前贮存的能量, MJ;

E_2 ——破坏过程所需的能量, MJ。

有关文献^[90]给出的按 W_{CF} 判别岩爆倾向性的标准是:

$W_{CF} > 3$ 有强岩爆倾向

$W_{CF} = 2 \sim 3$ 有弱岩爆倾向

$W_{CF} < 2$ 无岩爆倾向

在假设岩石破坏前后均呈现线弹性,则下降模量指数与冲击能量指数正好互为倒数。

(4)破坏时间指标。岩石在达到峰值强度后,破坏的猛烈程度

可以用自峰值强度起,到完全破坏止所经历的时间 D_t 评价。Kidybinski 于 1987 年首先提出了这一概念,1985 年以后中国煤炭科学研究院进一步研究并证明了用 D_t 指标评价岩爆倾向性的可行性。吴和张建议的 D_t 标准是:

$D_t \leq 50\text{ms}$	有强岩爆倾向
$50\text{ms} < D_t \leq 500\text{ms}$	有中等岩爆倾向
$D_t > 500\text{ms}$	无岩爆倾向

(5) 岩石的脆性系数。岩石的脆性破坏是指在几乎没有产生永久(或塑性)变形的情况下,某一面上的强度突然丧失的过程。一般认为岩爆是岩石的脆性破坏,因此许多学者用岩石的脆性系数表示岩爆倾向性。不同学者采用的脆性系数的计算公式也不相同。

S. P. Singh 采用两个指标表示岩石的脆性:

$$K_1 = \frac{\sigma_c - \sigma_t}{\sigma_c + \sigma_t} \quad (1-7)$$

$$K_2 = \sin \phi \quad (1-8)$$

式中 K_1, K_2 ——脆性系数;

σ_c, σ_t ——岩石的抗压和抗拉强度,MPa;

ϕ ——岩石的内摩擦角, ($^\circ$)。

谭以安采用的脆性指数计算式是:

$$K_u = \frac{u_1 + u_2}{u_1} \quad (1-9)$$

式中 u_1 ——永久变形,mm;

u_2 ——弹性变形,mm。

为了区别不同岩石之间的脆性差别,采用的公式还有 $K = \sigma_c / \sigma_t$ (式中符号意义同前)。按该公式划分的岩爆倾向性标准是:

$K > 18$	有强岩爆倾向
$K = 10 \sim 18$	有中等岩爆倾向
$K < 10$	无岩爆倾向

1.3.1.5 分形理论^[25]

国内一些学者,用分形几何学的方法研究岩爆的发生机理和预测预报手段。这一理论的主要成果是使用分形的数目与半径的关系考察微震事件的位置分布,发现微震时间具有集聚分形结构。岩爆发生前,微震活动的集聚程度明显增加,并相应地出现在一个主岩爆临近发生时。分形理论更多地是从现象学的角度对岩爆发生给予定性描述,在定量说明岩爆发生原因和破坏过程方面尚有大量工作要做。最近南非学者在进行多因素岩爆预报研究中,引用了分形理论成果,并认为分形维数是岩爆预报非常重要的参数。

1.3.2 已有的岩爆预测预报研究成果^[3,26~35,121~123]

岩爆归根到底是岩石破坏的一种形式,只是它是以猛烈形式破坏而已。因此可以说,岩爆的发生总是与岩体内的应力集中(或应变能积聚)有关。在其发生前对岩爆发生与否,以及其发生的时间、地点和强度等进行预测,就是我们通常所说的岩爆预报。如果在岩爆发生前,我们能够准确确定采矿工作面周围岩体内的应力及变化情况,根据岩体失稳的判据就能够预先知道岩爆何时发生,对其发生的可能程度也可以做出判断。

岩爆的预测预报可分为两个阶段,即岩爆长期趋势预测与短期预报。岩爆的长期趋势预测主要是预测采矿活动区内未来一段时间的岩爆活动性。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基本可以代表目前岩爆长期预测的水平。岩爆的短期预测也称工作面日常预报,主要通过仪器监测获得有关工作面周围岩体对采矿活动反应的信息,从而对岩爆发生的时间、地点和量级进行预报,以便及时采取对应措施,减少或消除可能对地下结构、设备和人员造成的破坏。南非学者的研究成果在岩爆短期预报方面具有代表性,标志着当今岩爆短期预报的研究水平。

1.3.2.1 岩爆的长期趋势预测

印度学者 P. C. JHA 在分析 1985~1989 年发生在 KGF 矿区 Champion reef 金矿全部岩爆所释放的能量数据的基础上,于 1994 年提出了一种预测该矿区长期岩爆趋势的方法,这种方法的理论

基础是:每次岩爆所释放能量的平方根与这次岩爆发生前岩体内的应变成正比,假设在弹性范围内应力和应变成正比,那么,岩爆所释放能量的平方根就是岩爆发生前岩体内应力状态的一个测度;岩爆的活动性满足迁移原理。预测方法如下:先将矿区纵剖面划分成方形网格(网格大小依过去历史上发生的岩爆震源尺寸而定),选取时间窗口(6个月或1年),把这段时间内发生在每一网格内的全部岩爆所释放的能量的平方根累加标在格子中心,据此做出应力等值线。用上述方法做出不同时期的应力等值线剖面图,连接最大应力等值线的中心得到地震活动中心迁移轴线,用迁移方向和速度预测在将来一个时间窗口期间内岩爆发生的位置。可能发生岩爆的总次数和破坏性岩爆次数利用矿区过去历史上发生的岩爆与总应力和最大应力之间的关系确定。这种方法的局限性在于,它没有考虑与采矿有关的影响,它依据的地震活动性模式也没有将地质构造变化因素考虑在内。

印度学者 A. Shridhar Chavan 和 N. M. Raju 等采用一种不同于一般的统计技术,根据岩爆发生前微震释放能量的变化规律分析区域岩爆活动性变化的情况,取得了很好效果。这种预测方法的原理是:对给定区域的每次微震释放能量数据采用 Claud Lepelchier 介绍的统计方法,求出该区域微震释放能量的背景值。再将所有记录的微震事件释放的能量除以背景释放能量,将他们分别取对数后相加求出能量释放指数 ERI。每个月末分别求出全部低于和高出背景值微震能量指数 ERI,取两者的比值,绘出该比值随时间变化的曲线。破坏性岩爆发生之前,能量释放指数比值将出现这样的变化模式,在一段时间内曲线几乎单调升高,随后在一定水平小幅度波动,破坏性岩爆发生前短期内曲线又突然下降。如果低于背景水平微震能量释放指数 ERI 呈单调负变,那么就预示着破坏性即将发生。虽然能量释放指数比值变化曲线出现了上述变化模式,但若是纯低于背景值微震能量释放指数 ERI 没有呈单调负变而保持在一定水平上,则说明破坏性岩爆不会发生。

最近,南非学者 Anthony G. Butler 在 Mendecki 等人在定量地

震学研究成果的基础上,提出了一种预测矿山某一地区在未来一段时间内发生较大岩爆($M_L > 2.0$)的新方法。他引进了一个新概念,即平均地震指数 SI ($SI = EI \times \log(E)$, 这里的 EI 是定量地震学里的能量指数,而 E 是岩爆释放出的能量)。该方法的准备工作与上面介绍的印度学者 P.C JHA 的预测方法类似,只是这里做的不是用岩爆释放能量平方根表示的应力的等值线,而是 SI 的等值线。破坏性岩爆发生前 SI 一般均有一个突然增加的过程。如果观察到了 SI 大幅度增加,但是在本月内没有发生 $M_L > 2.0$ 的岩爆,那么几乎可以肯定地说,在下一个月将会发生较大的破坏性岩爆。用这种方法对南非 WDL 金矿的 CLR 矿脉发生在 1993 年 1~4 月的 $M_L > 1.5$ 的 240 次岩爆进行反分析,结果表明:有 68% 的岩爆发生前 SI 有指示(或强烈指示);25% 的岩爆发生前没有指示;7% 的机会发出了错误警报,即,有指示但却没发生岩爆。Butler 还指出,如果结合定量地震学其他参数就可能对岩爆发生的时间进行预报。

除上述介绍的岩爆长期趋势预测方法外,南非金矿通过数值模拟计算能量释放率 ERR 指标,以此预测采区破坏性岩爆发生的可能性。加拿大学者利用进行单轴压缩试验的岩石试样,在不同应力水平时产生微震的地震波形各不相同的特点,通过计算机对试块在发生破坏前微震的地震波和非破坏前地震波形进行波谱分析,然后进行模拟识别。基于上述原理,在采矿活动区域安装地震传感器,将拾取到的数据进行波谱分析,通过模拟识别(计算机通过分析大量数据进行自学)预测岩爆的发生。

当然其他方法还有许多,这里就不再一一介绍。总体看来,大部分预测都是基于对微震事件有关数据的分析。

1.3.2.2 岩爆的短期预报

硬岩岩爆的短期预报方法可分为经验方法和物理学方法两种。印度学者通过对采场和巷道周围岩体长期位移观测数据的分析,利用上面提到的 Claud Lepeltier 介绍的统计技术,创造了一种在小区内发生岩爆的时间和强度进行预报的方法。该方法的基

本原理与上面介绍的用能量释放指数 ERI 进行岩爆趋势预测相似。只是这里分析的变化参数是巷道或采场的闭合量(位移)而不是微震事件释放的能量。每隔一天记录闭合量,并计算闭合速率 ROC 。将某一天的 ROC 与前一天的 ROC 相除,得到闭合速率比 RRC 。据此做出 RRC 随时间(以天计)变化的曲线。从该曲线中就可识别出岩爆发生前曲线变化的模式(RRC 在一段时间内基本保持不变)。取发生岩爆模式前 3 个月的巷道(或采场)闭合数据,利用 Claud Lepeltier 介绍的统计方法,求出该采区的闭合速度背景值。用背景值除每一闭合测量值。将 3 个月数据的约简值连续相乘,求出闭合指数。闭合指数大小与即将发生岩爆的强度有关。闭合指数小于 1×10^6 ,即使用模式识别法预报可能会发生岩爆,一般也不用采取什么措施;闭合指数为 $1 \times (10^6 \sim 10^{12})$ 时,可能会发生微弱岩爆;闭合指数为 $1 \times (10^{12} \sim 10^{15})$ 时,可能会有中等强度岩爆;闭合指数大于 1×10^{15} 时,可能会有强烈岩爆发生。在模式识别曲线上求出 RRC 规律变化的算术或几何平均值(天数),据此可以预报岩爆将会在哪天发生。Champion reef 矿用这种方法于 1988 年 11 月 13 日准确地预报了发生在 11 月 15 日的中等强度岩爆(在 1h 内连续发生了 3 次中等强度的岩爆)。印度学者这种利用统计学方法对采场或巷道的岩爆进行预报的方法是经验法预报岩爆的典型的代表。同样,这种方法存在与上述用统计方法预报区域岩爆趋势相近的缺点和局限性。为了克服用传统统计学方法预报岩爆的局限性和不足,南非学者 AJ Mendecki 等提出了一种岩爆预报的物理学方法。在提出了地震学定量研究的几个基本物理概念(视在应力 σ_A 、视在体积 V_A 、能量指数 EI 、地震应力 σ_s 、地震应变速率 ϵ_s 、地震黏度 η_s 、地震松弛时间 τ_s 、地震德贝拉数、地震扩散性 d_s 和地震施密特数 S_{CS})后,利用矿山微震监测系统检测到的地震波,求出地震学参数。根据长期观察发现岩体失稳和岩爆前:(1)地震黏度 η_s 下降,地震应变速率 ϵ_s 增大;(2)顺序发生的微震之间的距离增大,并导致地震扩散性 d_s 增加;(3)在某一范围内能量指数 EI 低(或地震应力小)而在该范围外

正好相反,地震应力大,这个聚核区将是岩爆的震源。进一步研究发现,岩爆发生前上述地震学参数都有一定的变化规律。其中最突出的特点是在岩爆发生前,累积视在体积 ΣV_A 有一个突然上升的过程,当这一现象与地震施密特数 S_{CS} 突然下降同时出现时,几乎肯定岩爆即将发生;另一突出特点是,将地震黏度 η_s 和地震扩散性 d_s 随时间变化的曲线合在一起,如果 η_s 突然下降与 d_s 突然上升的曲线相交,这也意味着岩爆即将发生。引进上述方法后,岩爆前预报的成功率已达到 35% ~ 60%。

从以上两种有代表性的岩爆短期预报方法研究成果可知,岩爆的短期预报离不开岩体对采矿作业反应某一特征参数的监测结果,特别是矿山微震监测系统在当今岩爆的预测预报(不论是长期区域性的或短期小范围内岩爆的预报)起着最重要的作用。

1.3.3 硬岩矿山岩爆控制技术研究现状^[36~47]

研究岩爆的最终目的是防止或控制岩爆的发生,消除或降低岩爆可能会对井下工作人员和设备等造成的危害。防治岩爆的技术措施主要有两个大方面:其一是区域性防治措施,这种措施的基本原理就是尽可能避免采矿工作区域大范围应力(或应变能)集中,使岩体内的应力(或能量)处于极限平衡状态以下,从而达到控制岩爆的目的;其二是局部解危措施。国内外防治岩爆的区域性(或称战略性)措施主要有:

(1)合理布置矿山开拓系统,优化采场、硐室和巷道的结构参数和方位,确定最佳回采顺序,防止大范围应力长期超过岩体强度;

(2)岩层预注水。降低岩体强度,增加岩体塑性变形比例,使岩体内积聚的应变能多次小规模释放,防止应变能集中释放;

(3)开采岩体保护层。先将大规模开采矿体上方或下方的岩层采掉,使矿体大部分落入到卸压带内,降低矿体大面积回采时区域应力(采场应力);

(4)充填采空区。降低采场弹性变形,降低平均能量释放率,达到减少岩爆发生次数(特别是破坏性岩爆)和降低岩爆强度的目

的;

(5)及时放顶。用崩落法回采有岩爆危害矿床时,处于崩落范围内的岩体的崩落经常会引发强烈岩爆。因此,如果采空区顶板不能自然及时崩落,需进行强制放顶,降低岩爆的危害性。

防治岩爆的第二类措施是局部解危和防护措施。局部解危(或称战术性)措施主要有:

(1)在有岩爆迹象的工作面打大孔径钻孔($\phi 100\text{mm}$),增加工作面附近岩体塑性,降低局部岩体承压强度,使工作面附近应力峰值进一步向原岩体内推进。达到降低可能发生岩爆强度或防止岩爆发生的目的;

(2)采用松动爆破降低采场工作面岩体强度,使应力增高区进一步远离采场工作面,局部解除处于极限状态岩体发生岩爆的危险;

(3)根据预计可能发生的岩爆机理和强度,选择相应的支护方法。对破坏性较小的岩爆,支护的作用是预防岩石表面剥落和破坏的发生,支撑和固定已移位的小块岩石,一般采用喷锚网支护即可。对于中等强度的岩爆,支护系统的内在强度必须足以预防和控制岩石的膨胀和位移,这时锚杆密度要加大,并且用高强度、高韧性的金属网和钢缆绳增加支护强度。破坏性极大的岩爆,每米巷道破碎岩石的重量可高达 10t ,破坏岩石的深度大于 1.0m ,岩石弹射最大初速度可达 10m/s ,这时用任何经济的支护已都不现实。对于这种岩爆的任何支护只能起到一个减灾的作用;

(4)架设防冲击挡板、格栅等保护井下作业人员和设备的安全。

由于岩爆发生机理和破坏机理的复杂性,任何防治岩爆的措施均不是万能的,在某一矿山广泛采用且取得良好效果的措施和方法都不可以直接照搬到另一个矿山。受岩爆危害矿山的特点千差万别,采用的采矿工艺也大相径庭。任何矿山防治岩爆的措施都应结合其具体情况而定。

1.3.4 已有岩爆研究成果的综合评述

人们对岩爆这一在深井地下采矿工程以及其他与埋深很大的隧道和硐室等工程中时常遇到的地质灾害问题的研究工作由来已久,然而由于其发生机理本身的复杂性,至今还没有一个明确公认的岩爆的定义。尽管如此,人们在岩爆机理、岩爆的预测预报和岩爆的防治等几个方面的研究还是取得了相当多的成果。综合分析这些成果,可以得出如下认识:

(1)在岩爆机理的研究中,强度理论、刚度理论、能量理论和冲击倾向理论仍然占主导地位。这些理论原来都是某些研究者在他们亲身经历或研究的矿山岩爆基础上,对具体事例进行分析总结提出来的。他们都从不同侧面反映了岩爆现象的部分实质。近30年来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。一般无岩爆威胁矿山的开采技术主要由地质师、采矿工程师和岩石力学工作者共同研究确定,与此相对应,当今世界上许多经常受岩爆威胁的矿山,地震学工作者开始介入并逐渐发挥着愈来愈重要的作用。虽然目前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,但这些方法已经使我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。除上述理论外,其他理论基本上尚都处于假说阶段,在实际中的应用较少。

(2)在没有完全弄清岩爆发生机理的前提下,到目前为止的所有岩爆的预测预报方法都是根据岩爆发生前有一个变形加速、声发射频率增加和应力升高等逐渐发展变化过程这一假设(或者称前提条件),用各种连续或断续的检测方法探测出种种先兆,对岩爆发生的危险性发出警报。预报岩爆的困难在于有些岩爆发生前几乎没有什么先兆,或者更准确的说就是岩爆的震源生核过程发展太快,还未等发出警报或即使发出警报但还未来得及采取防患措施,破坏性岩爆就发生了;岩爆预报的另一个困难在于,虽然通过各种仪器监测并拾取数据,分析其结果并按照一般岩爆前兆规律或模式预计岩爆可能会发生,但实际上经过这一过程后岩体又

逐渐恢复稳定,结果是岩爆没有发生。或者是预报今天岩爆要发生,发出了警报,但实际上却是过了几天甚至是过了十几天岩爆才发生。岩爆预报的目的本来是试图降低岩爆可能会造成破坏的严重程度,减少对生产的影响。但若是我们发出了岩爆警报而实际上岩爆却没有发生,这样就影响了矿山的正常生产。就像天气预报说有雨而实际没下雨,预报没雨却偏偏下了雨一样。就目前的研究水平而言,岩爆的预报就是这样一个令人烦恼的事。基于各种统计学方法的岩爆预报方法都是根据对所研究矿山(甚至所研究的某一采区)过去生产历史上发生岩爆的有关信息和规律的认识。在这种特殊条件下,基本上不考虑地质结构构造的变化,也不考虑采矿工艺及采场结构参数的变化。然而众所周知,岩爆的发生与地壳构造残余应力、采矿诱发的二次应力和岩体的结构和性质等密切相关。基于统计学的岩爆预报大都存在很大的局限性。在某一矿山总结的规律可供新建矿山借鉴,但不能直接照搬。近几年来,以 A.J. Mendcecki 为代表的南非学者发展的矿山定量地震学研究成果,为矿山岩爆的预测预报提供了比较坚实的理论基础。总之,国内外矿山的岩爆预报实践表明,对某一矿山长期岩爆趋势(或称地震活动性)的预测一般比较容易实现且比较准确,而岩爆的短期预报却要困难得多。

(3)岩爆的防治措施基于岩爆的机理研究成果和岩爆的预测预报。尽管岩爆的机理研究成果尚不能令人们完全满意,岩爆的预测及预报的准确性与可靠性也有待进一步提高,但是对于绝大多数岩爆的发生条件(更准确地说是岩爆发生前岩体对采矿作业反应的变化趋势或模式)的认识还是可以帮助我们认识并寻找防治措施的。设法降低可能发生岩爆处的应力水平;将可能的震源推移到距工作面更远处;使岩体内积聚的应变能均匀释放从而避免破坏性极大的岩爆发生;改变可能发生岩爆处岩体的力学性质,因而改变岩体的破坏模式(由猛烈破坏变为缓慢破坏)等方法均是目前防治岩爆的有效措施。

(4)目前已有的研究成果尚无法完全满足矿山生产的需要。

随着浅表矿床开采活动的逐渐消失,深部矿床开采逐渐增加和开采规模的日益扩大,岩爆灾害有增加的趋势,严重地威胁着地下结构、设备和人员的安全。特别是对新建有岩爆倾向深埋矿床的开发,由于缺乏过去生产历史数据和经验,岩爆的研究工作很少,因此就显得更加迫切。

1.4 本书研究的目的和内容

1.4.1 目前岩爆研究存在的几个主要问题

根据 1.3 的讨论我们可以发现,目前的岩爆研究至少存在以下几个方面不足:

(1)岩爆的机理研究通常把岩爆的发生机理(或震源机理)和岩爆的破坏机理混在一起,这在一定程度上阻碍了岩爆机理研究的进展;

(2)没有统一的岩爆的定义和分类,不利于有针对性采取防治措施,对岩爆防治措施的理论探讨不多;

(3)针对新建深埋矿床有无岩爆危害可能的判别、如何在有岩爆倾向矿山建设初期就采取各种可能的有效技术措施、尽可能降低岩爆发生频率(矿山地震活动性)和不可避免岩爆的破坏程度等缺乏系统研究;

(4)由于缺乏坚实的理论基础特别是定量研究,现有的大多数岩爆预报方法均利用所研究矿山生产数据进行统计学分析结果,往往具有很大偏差。到目前为止,人们还没有找到公认的及时准确进行岩爆预报的方法。

1.4.2 目的、内容和方法

本书主要结合铜陵有色金属公司、北京有色冶金设计研究总院、中南工业大学、长沙矿山研究院和北京矿冶研究总院共同承担的国家“九五”重点科技攻关项目“千米深井 300 万 t 级矿山强化开采综合技术研究”课题的内容编写。为提高我国有岩爆倾向深埋硬岩矿床开采技术水平,针对目前岩爆研究存在的主要问题(1)、(2)、(3)点展开研究,特别是结合铜陵有色金属公司冬瓜山铜

矿床开发的具体工作,提出一套系统的新建有岩爆倾向深埋硬岩矿床开发的技术工作程序和比较完整的矿床开采技术,确定冬瓜山矿床开采的合理开采工艺及顺序,为该矿床开发前期的开采设计提供决策依据和具体技术措施。

硬岩矿床开采的岩爆问题研究的每一个方面都是相当复杂的,本书无法就有关岩爆的所有问题都展开详细系统的研究。本书将仅就与冬瓜山矿床(以及开采技术条件类似的矿床)开采技术有关的各个方面进行系统研究,希望能借此为其他有岩爆倾向或受岩爆危害矿床的开采提供可以借鉴的技术和方法。

根据上述研究目的,确定本书的主要研究内容和方法如下:

(1)对已有岩爆研究成果进行系统全面的调研、分析和综合评述,为本书的研究奠定基础;

(2)在分析国内外硬岩矿山岩爆工程实例的基础上,总结出硬岩矿山发生岩爆的类型、发生机理和破坏机理以及岩爆发生的前兆和时间规律;

(3)通过岩石力学常规试验和典型岩石试样的岩爆倾向性试验,确定冬瓜山矿床未来开采时岩爆发生的可能性;

(4)全面系统研究冬瓜山矿床开采工艺,确定矿床开采设计采用的采矿方法、优化采场结构参数和崩矿方式、确定矿床首采地段和盘区回采推进方向、设计主要采准巷道支护形式和微震监测系统;

(5)初步建立有岩爆倾向深埋硬岩矿床采矿理论体系。

2 硬岩岩爆矿床开采理论基础

2.1 引言

为了便于后面叙述,首先澄清几个基本概念及其相互关系。在讨论岩体非稳定破坏(或动力学性质)的许多文献中,经常出现如矿山冲击、冲击地压、岩石突出、岩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。在西方国家,研究者们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(rockbursts)。最近十几年,世界各国的学者们都经常把岩爆(rockbursts)和岩体震动事件(seismic events)联系在一起研究。作者认为,除煤矿的瓦斯突出外(也有极个别非煤矿山会出现赋存于岩层中气体的突出),将岩体各种冲击式破坏统称为岩爆,更有利于提出岩爆的定义,研究它的发生机理和防治措施。

2.2 岩爆的定义

虽然岩爆研究工作的历史已有长达两个半世纪之久,岩爆的全面系统研究工作也有了半个世纪的历史,但令人遗憾的是,直到目前仍没有一个统一公认的关于岩爆的定义。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,或者说是储存在岩体内的应变能(也有说弹性应变能)的突然释放。南非的Dave Ortlepp这样定义岩爆^[1,48]:岩爆就是给土木工程和地下巷道(包括采场工作面、井巷工程和硐室)造成猛烈严重破坏的岩体震动事件(seismic events);所谓震动事件是指由于岩体内应变能的突然释放导致的岩体瞬间运动。必须指出,这里所说的震动不应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^[49]等人将岩爆

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^[49]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^[49]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。

岩爆会造成人员伤亡、工作面破坏和生产停顿。从研究这些现象出发,Curtis 建议可以主观地将岩爆定义为^[50]:岩爆是一种伴随着冲击或震动发生的,突然且剧烈的自然现象。它的发生导致采矿区和支护结构明显的破坏,有时甚至导致正常采矿生产停顿。客观上讲岩爆是指由工具或炸药以外因素引起的岩体的突然破坏。总之,多数研究者一般都从岩爆给巷道造成猛烈破坏这一现象出发给岩爆下定义。

未受采矿活动扰动前,矿区内的岩体处于稳定的初始平衡状态(这里没考虑地壳运动产生的自然地震)。采矿活动的开展破坏了上述这种平衡状态,导致岩体内的应力重新分布。应力重新分布将产生两种结果:一种是应力场重新调整后,岩体趋于新的平衡(也就是应力未超过岩体强度极限);另一种是应力变化后,某一处的应力超过了该处岩石材料(或岩体构造)的强度,使岩体丧失了稳定性,也就是发生了破坏。岩体破坏可能是缓慢的破坏,也可能是突然猛烈的破坏。研究岩爆就是研究岩体的后一种破坏形式——突然猛烈破坏。岩体突然猛烈破坏的原因很复杂:它可以是由于地下工作面的开挖使地下空间临空面岩体应力急剧升高,岩体平衡状态被打破而使这部分岩体在瞬间发生破坏;也可以是由于地下开挖造成应力升高,使部分开挖工作面自由暴露面附近岩体处于高应力(或极限平衡)状态,这时岩体内积聚了相当大的应变能。随后在其附近的采矿活动产生了新的应力波,传到处于高应力(或极限平衡)状态的岩体处,由于应力叠加值超过了岩体(或岩体结构面)强度,导致大面积岩体在瞬间突然破坏。

根据上述对造成岩爆原因的简单分析,从岩爆的本质特征出发,作者建议采用如下岩爆定义:岩爆是岩体破坏的一种形式。它

是处于高应力或极限平衡状态的岩体或地质结构体,在开挖活动的扰动下,其内部储存的应变能瞬间释放,造成开挖空间周围部分岩石从母岩体中急剧、猛烈地突出或弹射出来的一种动态力学现象。岩爆的发生常伴随着岩体震动。

2.3 岩爆发生机理

长期以来,许多学者在研究岩爆的发生机理时都混淆了两个既相互联系又彼此相对独立的概念,这就是岩爆的震源机理和岩爆的破坏机理。震源机理是研究造成岩爆的源和因,而岩爆的破坏机理则研究发生岩爆处岩体的破坏形式和强度。岩爆的源和岩爆发生地有时同在一处,有时相距较远(即岩爆处并非震源)。

2.3.1 岩爆的震源机理

岩爆的震源和破坏地点合一时,岩爆发生后破坏了岩爆可能留下的任何痕迹。在井下观察到的只是巷道临空面的破坏,除可记录到岩爆导致的岩体震动外,再无其他迹象可供研究者利用。岩爆的震源和破坏地点分离时,震源处于没有工程揭露的原岩体中,研究者无法接近或到震源现场进行仔细观察和研究(因为震源离已有井巷工程较远,专门掘进巷道需较大的经济投入)。

作者在1995年赴南非考察期间有幸结识了南非著名岩爆问题专家之一 Dave Ortlepp 先生,并成为好朋友。Dave 对岩爆这一问题进行了近40年的潜心研究,特别是对在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。Dave 的另一爱好是摄影,他拍的大量照片并非世界各地的风景名胜,而是世界各地的岩爆现场。仔细研究两百余幅岩爆地点和震源现场照片^[1,36],作者对发生在各地的岩爆的震源机理得出以下认识:

(1)应变型岩爆。在高应力地区掘进水平或竖直巷道(包括水电、交通和铁路等隧道),由于超高原岩应力场的存在,巷道掘进造成在垂直于原岩最大主应力方向上巷道壁处岩体的最大切向主应力超过岩体强度,发生猛烈破坏并释放出储存的应变能。这种岩爆称为应变型岩爆。应变型岩爆造成的破坏性范围较小,破坏程

度也较低,一般破坏厚度不超过 0.5m。破坏地点在巷道周围的位置相对固定,通常不是沿巷道周围全部破坏。破坏特征以岩体局部膨胀或小块岩石弹射为主,引起的岩体震动很小。我国目前硬岩岩爆研究主要是针对这种应变型岩爆(strain burst)。典型应变型岩爆造成的巷道破坏见图 2-1。



图 2-1 应变型岩爆典型破坏

(2)弯曲破坏岩爆。垂直于层状岩体掘进巷道或采矿时,由于平行于岩层层理方向的原岩应力很高,当采矿或掘进巷道造成平行层理方向岩层暴露面积过大时,岩层会发生突然弯曲折断。这种岩爆发生在采场时,导致采场顶板岩体呈薄板片状突然冒落;发生在巷道内时,一般表现为巷道两侧边墙或巷道迎头岩石呈薄板状突然片落破坏。这种岩爆的破坏性比应变型岩爆大,破坏岩体的深度可达 1m 左右,岩爆产生的震动较大。这种岩爆称之为弯曲破坏(buckling)岩爆。典型弯曲破坏型岩爆造成的采场顶板破

坏见图 2-2。



图 2-2 发生在采场的典型弯曲破坏型岩爆

(3)矿柱破坏型岩爆。房柱采矿法的矿柱、留点柱分层充填法的点柱、井筒的保安矿柱和长壁法采场工作面(工作面前方的地质构造阻碍了采矿次生应力进一步向更远处转移)等的突然破坏诱发矿柱周围岩体瞬间垮落。这种岩爆的破坏性比前两种岩爆都大。如果这种岩爆发生在大面积开采房柱法和分层充填法采场内,容易发生连锁式反应,导致矿柱相继破坏,造成采场大范围塌落,甚至使采场报废。这种岩爆称为矿柱破坏型岩爆(pillar burst)。矿柱型岩爆的破坏类似于实验室单轴抗压强度试验的岩样的破坏。

(4)剪切破坏型岩爆。岩体的大面积开挖导致周围未采岩层内应力急剧升高,当应力满足完整岩体破坏条件时,导致沿某一方位的完整岩体(或原始微观缺陷主导方位)发生剪切破裂。岩体的突然破裂导致破裂面上下盘岩体(一般为正断层,偶尔见逆断层)发生错动,这种错动产生的岩体位移传播到采场或巷道的临空面时,造成空间自由面附近岩石突出和破坏。这种破裂面称之为采

矿断层。采矿断层的特点是呈阶梯状搭接重叠,与主剪切方向成锐角相交着一系列平行的微剪切面,锐角所指方向即为含有该组微剪切面一侧的岩体错动方向。主剪切面和微剪切面上均可见新鲜岩石研磨白粉。光电显微镜下观察,研磨岩石粉末可见,剪切面穿过晶粒。这种岩爆称为剪切型岩爆(shear rupture)。剪切型岩爆可导致震源附近连续几十米巷道的完全塌落。剪切型岩爆震源岩体的典型破坏见图 2-3。

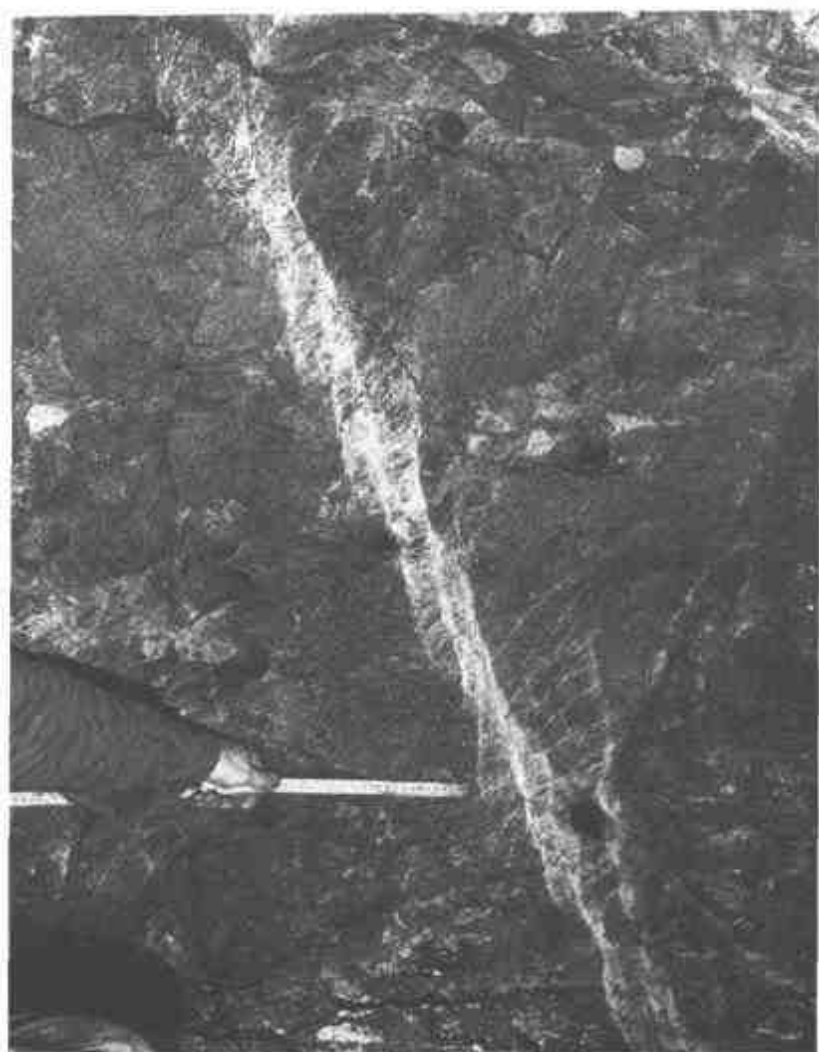


图 2-3 剪切破坏型岩爆震源

(5)断层滑移型岩爆。大范围采矿,特别是采矿工作面推进方向与前方岩体内原有地质构造弱面的法线方向一致时,由于采矿解除了长期施加在构造弱面法线方向的夹持力,导致原本地震活动性很差的断层(或其他弱面)重新活跃起来,产生沿原来弱面的

重新滑动。与上述剪切岩爆机理相近,当岩体位移传播到采场或巷道临空面时,导致岩体大量破坏。加拿大的鹰桥地下镍矿就是因为这种断层滑移型(Fault Slip)岩爆而关闭的。断层滑移型岩爆震源岩体的典型破坏见图 2-4。



图 2-4 断层滑移型岩爆震源

近十几年来,地震学在矿山岩爆研究领域日益广泛的应用极大地推动了岩爆震源机理的研究。各国矿山岩爆研究实践证明了这样一个事实,岩爆和岩层震动总是相伴而生的。采矿诱发的矿山地震研究结果表明^[51,52,53,56];若从地震学角度看,矿山岩爆的震源机理有两种主要类型,即双力偶震源和非双力偶震源。通过布设在震源三维空间周围的拾震器记录岩爆产生的岩体震动,在地震记录图上可辨认纵波初动方向,这种方向特征是与震源地方的作用力方向直接相关的。当震源地方有一个力对源外介质产生一个推力时,就产生波前向外压的波,也就是所谓压缩波,一般用

“+”表示。当震源地方有一个力对源外介质产生一个拉力时,就产生波前向外拉的波,也就是所谓的膨胀波,一般用“-”表示。将每个台站拾取的地震波 P 波初动符号投影到吴尔夫网上,如果用两个相互垂直的大圆(波节线)恰好可以将 P 波初动符号分成 4 个区,其中两个对角相对区的 P 波初动符号完全相同,这样的震源称作双力偶震源,也就是通常说的震源断层解(Fault solution)。双力偶震源的物理意义是,断层的错动是震动的原因(可以是岩体沿原有断层面重新滑动,也可以是应力集中产生的剪切破裂带,破裂面两侧岩体分别向两个相反方向错动)。如果无论如何也找不到两个相互垂直的大圆能将投影在吴尔夫网上 P 波不同符号严格划分成上述的 4 个象限,这就是非双力偶震源。非双力偶震源的两种极特殊情况是所有 P 波初动符号均为“+”或均为“-”,更一般的情况是虽然 P 波的“+”和“-”号均有,但无法用双力偶模型求解震源机制。 P 波初动符号均为“+”时,即各地震台站接收的地震的 P 波均为压缩波时,可以解释为邻近采矿巷道的周围岩体的张性拉伸破坏; P 波初动符号均为“-”,也就是各站点接收的地震波的 P 波均为拉伸波时,可以解释为采空区周围岩体向空区闭合的内向爆破型破坏。除两种特殊的非双力偶震源外,有些非双力偶源用双力偶震源模型解释误差不大时,可以通过调整震源深度(或空间位置)后的双力偶源解释;也有的可以通过改变断层平面的曲率(不再假定断层为平面)的双力偶源断层解释;还有些可以解释为多个双力偶源在时间上和空间上的叠加;而更一般的非双力偶源可以用剪切-拉伸或剪切-内爆破坏机制解释。简言之,用 P 波初动方向求解岩爆的震源机制有两种类型,即双力偶震源和非双力偶震源。

岩爆震源处的岩体可能是不存在原生微裂纹及微节理的完整岩体,这就是有些学者所说的纯岩爆的岩石。中国目前研究最多的就是这种纯岩爆,其实就是前面所说的应变型岩爆。中国硬岩岩爆的研究工作是从水电、交通和铁路等部门首先开始的,因此出现这种情况也就不足为奇了。除应变型岩爆之外的其他类型岩爆

在隧道工程中几乎没有发生过。但南非金矿、波兰煤矿和铜矿、加拿大铜镍矿和美国的铅锌银矿的岩爆记录表明,剪切破坏型岩爆和断层滑移型岩爆的破坏性更大^[57~63]。地下硬岩矿山破坏性岩爆大部分都是这种双力偶震源岩爆。但令人遗憾的是,直到目前为止,中国的岩爆研究工作者对这种岩爆的研究很少^[54,55]。

2.3.2 岩爆的破坏机理

岩爆发生的震源机理和破坏机理之间的关系,就是岩爆的因和果的关系。自然界中有许多同样结果的起因可能大不相同,同样有许多因相同或相近的果却大相径庭。岩爆的因与果的关系也是这样,震源机理相同产生的后果可能不同,造成相同或相近破坏效果的岩爆,其震源机理并不一定相同。因此岩爆的震源机理和破坏机理之间不存在一一对应关系。

矿山地震学研究结果表明,矿山岩爆是矿山岩体强烈震动的结果。矿山岩体震动事件中只有一小部分会导致矿山岩爆现象的发生。大量矿山岩爆实例表明,岩爆发生时岩爆破坏的表现形式主要有以下几种:

(1)地下坑道临空面岩石突然破坏产生裂隙,导致岩石体积向空区内膨胀,有时甚至导致巷道完全闭合而被堵死;

(2)巷道周边岩石板状或片状突然弯曲折断;

(3)节理裂隙(可能是节理发育岩体的原有裂隙,也可能是完整岩石在应力高度集中区内瞬间产生的裂隙)切割成的岩块被震落或弹射出,这时岩爆的震源与岩体破坏地点不在一处;

(4)接近失稳状态的巷道顶板岩块(节理裂隙切割出来的楔块)受震动扰动突然掉落(重力做功为主)。

分析上述岩石破坏表现形式(结合岩爆的震源机理),岩爆破坏巷道的机理可归纳为以下两种:

(1)岩体破裂导致岩体体积膨胀(有时伴随岩石弹射,有时无弹射现象)地下巷道周边应力超过岩体强度时,岩体内会产生裂隙导致岩体膨胀。如果岩体破坏迅速发生,这种破坏机理通常称作应变型岩爆(这与震源机理相同)。这是地下巷道和土木工程隧

道中最常见的岩爆。这种由于采矿或巷道开挖所产生的次生应力超过岩体强度导致岩体突然破坏的岩爆可以是自励的。从远离破坏处岩爆震源传来的地震波产生的微小的瞬间动应力也可以触发这种岩爆,但是这时岩石破坏的主要能源仍主要来自巷道周边应力高度集中处。这时的震源机理可以是剪切型岩爆、断层滑移型岩爆或矿柱型岩爆。如果岩体膨胀是由于平行于地下空间内表面呈薄板状岩层弯曲造成的,这时与此相对应的震源机理就是弯曲破坏。岩体膨胀破坏机理的危险性与岩体内的原岩应力、岩体强度、巷道形状和尺寸以及岩体刚度等有关,其破坏程度可以小至很小岩块的剥落,最严重的可导致整个巷道的完全闭合。这种破坏机理以地下开挖空间周围岩体破裂发生体积膨胀为主,有时伴随小块岩石弹射,破坏的主要能源就是破坏处岩体本身储存的应变能。

(2)地震能传播导致岩块弹射破坏机理。远处震源的应力波传播到地下空间自由面,导致原已存在的地质构造分割出来的离散岩块的猛烈弹射。岩块弹射的速度和可能造成破坏的严重程度与岩爆震源释放的能量大小和震源距巷道自由面的距离有关。节理发育的地下空间周边岩块很容易发生弹射。根据南非和加拿大的经验,这种岩块弹射破坏机理产生的岩块弹射速度可达 3m/s 。当岩块弹射破坏机理和岩体膨胀破坏机理联合起作用时,岩块的弹射速度甚至可高达 10m/s 以上。这种破坏机理对应的震源机理可以是矿柱型岩爆、剪切型岩爆或断层滑移型岩爆。破坏的能源来自远离破坏处的岩爆震源,破坏形式以岩体高速位移为特征。这种破坏机理又有两种情况,一种是地震能产生的瞬间动应力远大于岩体重力,它在岩体破坏中起主要作用;另一种是岩体本身重力大于岩爆地震能产生的瞬间动应力,动应力在岩体破坏中起一个诱发的作用。

上述两种岩爆破坏机理用力学模型表示就是:

(1)巷道或采场所在之处原岩应力很高,巷道的开挖或回采作业会导致巷道或采场周边应力集中,这时的应力水平超过了岩体强度(或者是,虽然未超过岩体强度但却已相当接近其强度,远处

传来的微小动应力增量足以使叠加应力达到或超过岩体强度)导致岩体突然破坏(如果岩石具有岩爆倾向性的话);

(2)巷道或采场处的原岩应力本来并不太高,但是远处岩爆震源释放的能量很大。震源传来的瞬间动应力增量很大,巷道或采场周边静态应力和动态应力的叠加超过岩体强度,结果导致岩块突然丧失稳定性而猛烈弹射出(岩爆震源与破坏地点分开);

(3)开挖后的巷道周边岩体可分为3个带:破裂带、塑性变形带和未受扰动带。破碎带内新产生的裂隙和原有岩体内的构造切割出来的岩石楔块已经脱离母体,在周围岩块的夹持下处于极限平衡状态。远处传来的瞬间动应力解除了即将冒落岩块的束缚力,导致这部分岩块冒落。

2.4 岩爆的强度

与自然地震强度的意义相近,岩爆的强度是指岩爆对井下巷道或工作面破坏程度的一种量度。从工程角度出发,研究岩爆强度的目的是设法找到一个能够确定岩爆强度与其可能造成破坏程度关系的参数及其标准,消除或减轻岩爆的破坏,设计合理的支护系统或采取有针对性的技术措施。

衡量自然地震强烈程度,最常用的就是里氏地方震级 M_L 。里氏地方震级 M_L 是地震震源释放地震波能量的一种量度,而不是地震造成破坏程度的量度,地震造成的破坏程度用地震烈度表示。当震源释放的能量是一个定值时,由于地震波在各个不同方向的传播途中受大地构造差异的影响,导致不同观测点(哪怕是距震中距离相等的点)的地动位移速度和加速度都可能有很大差异,因此破坏程度也就不同。另外,地震震级的测量和确定方法本身也没有完全准确地描述地震震源释放能量的大小。我们知道,地震的里氏地方震级 M_L 是这样确定的^[51]:用伍德-安德森式标准地震仪(静态放大倍数 2800,周期 0.8s,阻尼系数 0.8)在震中距 $\Delta = 100\text{km}$ 处检测地震波,用该处地震波图上记录到的两水平地动位移分量最大振幅的平均值(以 μm 为单位)的常用对数表示 M_L 。

当代地震学家们一般更倾向于用地震矩 M_0 和应力降 $\Delta\sigma$ 两个参数描述震源释放能量^[52,56]。地震矩 M_0 是震源变形或滑动大小的一种量度,仅用 M_0 一个参数无法表示震源释放能量的大小。要表示震源释放能量大小,除要用到地震矩 M_0 外,还要用描述断层变形或滑动时产生的应力降 $\Delta\sigma$ (或视在应力降 σ_a)。另外还常用布龙模型震源半径 r_0 描述震源尺寸。

与自然地震研究类似,岩爆的地震参数可以通过设在震源空间周围的地震传感器拾取的岩爆震源发出的地震波数据确定。对远场地震传感器(远离岩爆震源)拾取到的高质量完整地震波形图,利用快速傅里叶变换,将时间域地震位移波形变换成频率域波形,就可得到远场位移地震波谱。典型简化后的地震波谱如图 2-5 所示。

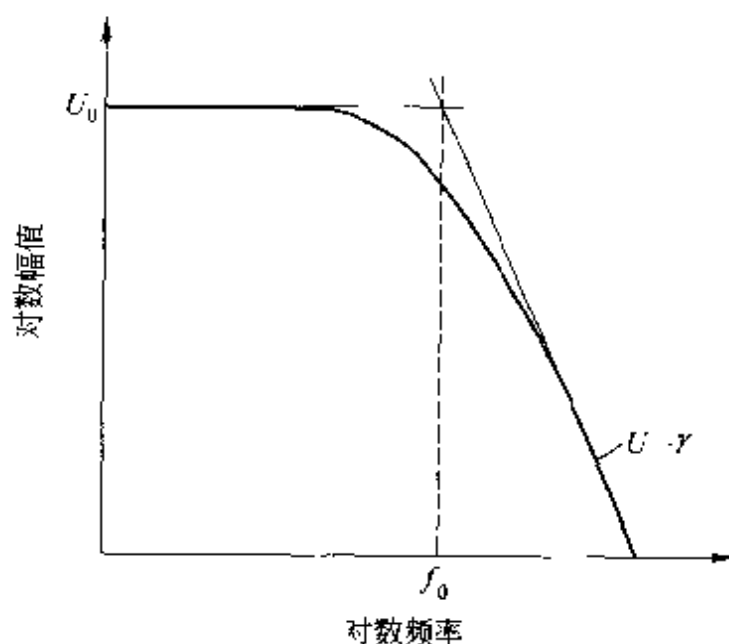


图 2-5 典型地震波谱示意图

在图 2-5 上可以很方便地求出振幅低频幅值 Ω_0 、拐角频率 f_0 和高频衰减指数 γ_0 等震源参数。为了克服观察值误差较大的缺点,有些学者建议用地动速度平方对频率域的积分 J 和地动位移平方对频率域的积分 K 两个参数计算 Ω_0 和 f_0 ^[52,56]。如果宽频地震仪的频率范围是 $(f_1 \sim f_2)$, 则有:

$$J = 2 \int_0^{\infty} |v(\omega)|^2 df = 2 \int_0^{\infty} |\omega u(\omega)|^2 df$$

$$= \frac{2}{3} |\omega_1 u(\omega_1)|^2 f_1 + 2 \int_{f_1}^{f_2} |\omega u(\omega)|^2 df + 2 |\omega_2 u(\omega_2)|^2 f_2 \quad (2-1)$$

式中 $\omega = 2\pi f$;

f ——地震波频率, 1/s;

$v(\omega)$ ——远场地动速度, m/s;

$u(\omega)$ ——远场地动位移, m;

其他符号同前。

$$\begin{aligned} K &= 2 \int_0^{\infty} |u(\omega)|^2 df \\ &= 2 |u(\omega_1)|^2 f_1 + 2 \int_{f_1}^{f_2} |u(\omega)|^2 df + \frac{2}{3} |u(\omega_2)|^2 f_2 \end{aligned} \quad (2-2)$$

上述两式中右式的第 1、3 两项为修正项(假设 $f < f_1$ 时振幅为常数, $f > f_2$ 时衰减指数为 2)。

Snook 提出用 J 和 K 计算低频水平 Ω_0 和拐角频率 f_0 的公式分别是:

$$\Omega_0 = (4K^3/J)^{1/4} \quad (2-3)$$

$$f_0 = (J/2\pi^3\Omega_0)^{1/3} \quad (2-4)$$

得到上述参数后, 即可计算岩爆震源的参数: 地震矩 M_0 、布龙应力降 $\Delta\sigma$ 、震源半径 r_0 (用布龙模型) 和震源释放的能量 E_S 。

$$M_0 = 4\pi\rho c^3 R_c |\Omega_0| / F_c R_c \quad (2-5)$$

式中 M_0 ——地震矩, $\text{GN}\cdot\text{m}$;

$|\Omega_0|$ —— P 波或 S 波不同方向的矢量和;

ρ ——震源介质密度, kg/cm^3 ;

v —— P 波或 S 波传播速度 m/s ;

F_c —— P 波或 S 波辐射系数;

R_c —— P 波或 S 波振幅的表面放大系数;

R ——地震传感器距震源中心距离, m。

$$r_0 = 2.34 v_S / 2\pi f_0^S \quad (2-6)$$

式中 r_0 ——布龙模型的半径, m;

2.34——布龙模型常数;

v_S ——S 波传播速度, m/s;

f_0^S ——S 波拐角频率, 1/s。

$$\Delta\sigma = 7M_0/16r_0^3 \quad (2-7)$$

$$E_S = 4\pi\rho v_S R^2 J \quad (2-8)$$

采用现代先进的地震检测和信号处理技术,可直接求出岩爆震源释放的能量 E_S (上述公式 2-8)。但是由于一般矿山安装的地震波传感器的数量有限,再加上计算震源释放能量时假设地震波能量按球形模型均匀向外传播,因此上式计算出来的能量只能是震源释放出来能量的平均值。所以存在这样的可能性,某些地点的地震能通量大大高于计算的平均能量。除 E_S 外,目前常用的表示矿山岩爆强度的参数还有地方里氏震级 M_L 和加拿大采用的 Nuttli 震级 M_N 。用震级表示岩爆强度具有局限性,它无法区别各种不同震源机理和破坏机理的差异,也不能解释地震波复杂的传播模式和衰减特征。虽然用震级表示岩爆震源释放能量有这些不足,但是当矿山安设的地震监测系统无法获得高质量地震波时,或当矿山因为缺少地震学家而不能对地震波进行正确分析和解释时,用震级表示震源释放的能量仍然是一种简单实用的方法。目前,地震学工作者最常用来表示岩爆震源释放能量的参数是 $M_0\Delta\sigma$ (地震矩 M_0 和应力降 $\Delta\sigma$ 的乘积)。Hanks、Kanamori 和 Kaiser 对加拿大矿山岩爆监测数据进行分析后,得出下列表示岩爆震级与震源释放能量参数之间的关系^[44]:

$$M_N = \log(M_0\Delta\sigma) + (1.5 \pm 0.15) \quad (2-9)$$

$$M_L = \log(M_0\Delta\sigma) + (1.0 \pm 0.15) \quad (2-10)$$

式中 M_N ——北美岩爆震级;

M_L ——地方岩爆震级。

理论分析表明,震源的地震矩和释放的能量二者均随震源滑动距离 u 的增加而增大。根据 Aki 的研究成果,地震矩 M_0 与震源面积 S 、滑动距离 u 和断层周围岩体刚度 G 成正比:

$$M_0 \propto Su \quad (2-11)$$

地震能量与 S 、 u 和震源的静应力降 $\Delta\sigma$ 成正比:

$$E_S \propto \Delta\sigma AD \quad (2-12)$$

由式 2-11 和式 2-12 可知:

$$\log E_S = \log(M_0 \Delta\sigma) + \log K \quad (2-13)$$

式中 $\Delta\sigma$ ——静应力降, GPa;

E_S ——震源释放能量, GJ。

Kaiser 将世界范围内大量矿山岩爆地震事件有关的参数绘制成图 2-6, 得到形式如式 2-13 的线形回归方程^[44], 常数 $K = 0.01$ 。

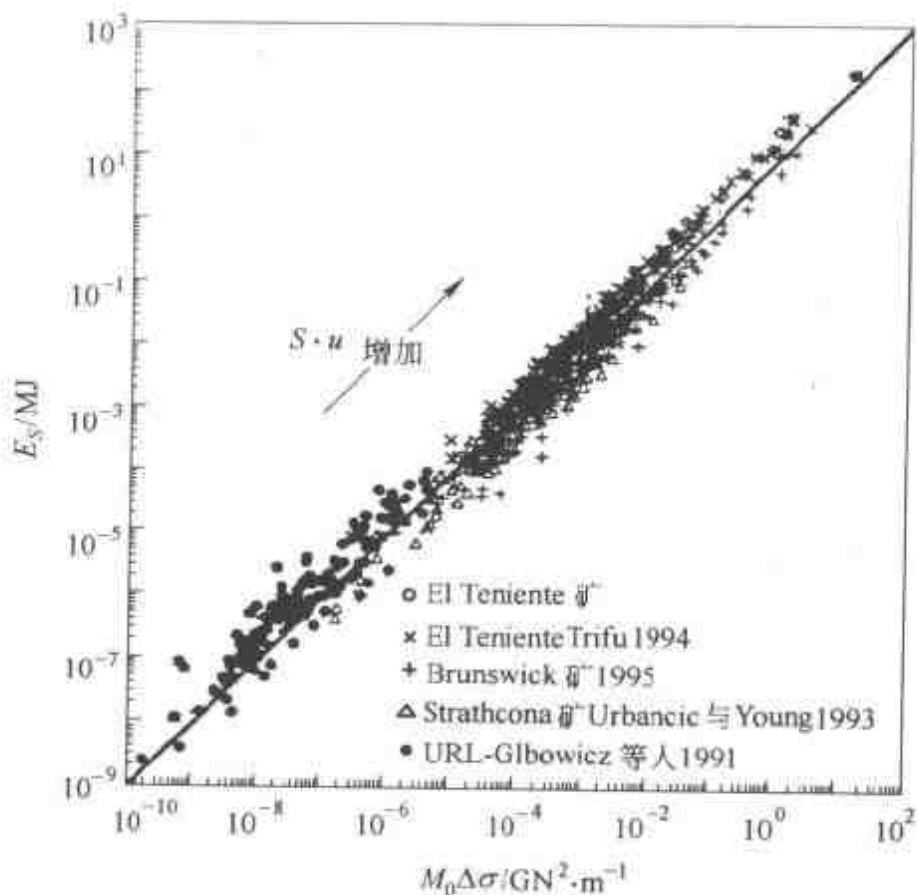


图 2-6 释放能量 E_S 与动量矩和静应力降乘积 $M_0 \Delta\sigma$ 之间的关系

无论是岩爆震源参数 $M_0 \Delta\sigma$ 和 E_S , 还是岩爆震级 M_L 和 M_N ,

都只能表示震源处释放出能量的大小,而不能直接说明岩爆可能会造成的破坏程度如何。真正具有工程实际意义的是描述直接与破坏程度有关的参数。在建筑抗震设计和爆破设计中用于表示直接影响破坏程度的参数,是远场峰值质点速度 v_p 和峰值质点加速度 a_p 。任何复杂的地震波都可以看成是由多个简谐波叠加而成,而简谐波的峰值质点速度 v_p 与峰值质点加速度 a_p 之间存在下列关系:

$$a_p = 2\pi f \cdot v_p \quad (2-14)$$

式中 f ——地震波主本频率, $1/s$ 。

在工程设计中常用 v_p 定义动态设计载荷。地震波在地下空间自由面处产生的瞬间静水应力增加值 Δa_p 可按下列式计算^[17]:

$$\Delta \sigma_x = \rho v_p v_x \quad (2-15a)$$

$$\Delta \sigma_{xy} = \rho v_s v_y \quad (2-15b)$$

$$\Delta \sigma_y = \Delta \sigma_z - \Delta \sigma_x \left(\frac{v}{1-v} \right) \quad (2-15c)$$

式中 $\Delta \sigma_x, \Delta \sigma_y, \Delta \sigma_z$ ——正应力, MPa;

$\Delta \sigma_{xy}$ ——剪切应力, MPa;

ρ ——岩石密度, t/m^3 ;

v_p ——P 波传播速度, km/s;

v_s ——S 波传播速度, km/s;

v_x 和 v_y ——峰值质点速度 x, y 方向的分量, m/s。

以冬瓜山的矿体为例,峰值质点速度 $v_p = 0.1 \sim 1 \text{ m/s}$ 时, $\Delta \sigma_x = 2.3 \sim 23 \text{ MPa}$, 可见瞬间应力增加值是相当大的。我们这里讨论的是低频范围的峰值质点速度,这样做的理由是:(1)地震波中作用方向相反的高频成分互相抵消,结果产生的动态载荷为零;(2)高频质点加速度不会使岩块加速,因此不会给支护系统增加附加力;(3)只有低频成分的加速度,其波长足以使整个岩体沿一个方向加速运动,因此与支护设计和预测破坏程度相关。对于典型井

下巷道和采场尺寸以及岩块尺寸而言,频率低于 100Hz 的地震波造成的破坏性最大。另外,如果首先到达井下巷道自由面的地震波没有导致巷道破坏或岩块弹射的话,后至地震波将不太可能造成任何破坏(因为地震波总是随时间衰减的,但是这里不考虑岩爆序列中紧随主岩爆后发生的第二次岩爆发出的地震波)。总之,如果建立了描述震源释放能量的参数和巷道(或采场工作面)地动速度之间的关系,就等于在岩爆强度和评价岩体可能的破坏程度之间架起了一座桥梁。

导致岩爆的地震事件的震源强度与远场峰值质点速度 v 的关系通常用远离震源中心的距离 R 的函数表示。McGarr 通过对南非矿山岩爆研究得出了下列一般形式的比例关系式^[44]:

$$\log Rv = \alpha \log M_0 + \log \beta \quad (2-16)$$

式中的 α 和 β 是常数。应用大量岩爆监测数据进行线性回归分析,McGarr 确定了上式中的常数分别为: $\alpha = 0.44$, $\log \beta = -4.78 \text{ m}^2/\text{s}$ (这时 M_0 的单位取 $\text{N} \cdot \text{m}$)。Kaiser 在应用地动速度与岩爆震源参数关系进行支护设计分析时指出:支护设计不应采用 McGarr 用线性回归分析得出的关系式,因为线性回归方程给出的置信度只有 50%。工程设计必须满足较高的置信度水平,正如我们进行桥梁或水坝设计时考虑 50 年或 100 年一遇洪水水位一样。Kaiser 建议在(不考虑应力降时)支护设计时按 90%~95% 置信度计算,式 2-16 中的系数可分别取 $\alpha = 0.5$ 和 $\beta = 0.2 \sim 0.3$ (适用于 $\Delta\sigma < 2.5 \text{ MPa}$)。

Perret 通过理论分析认为,地震能量 E_S 与 $R^2 v^2$ 成正比,整理后可得:

$$\log Rv = 0.5 \log E_S + \log \beta_1 \quad (2-17)$$

结合式 2-9、式 2-13 和式 2-16 可得:

$$\log Rv = 0.5 \log (M_0 \cdot \Delta\sigma) + \log \beta_2 \quad (2-18)$$

$$\log Rv = 0.5 \log M_N + \log \beta_3 \quad (2-19)$$

$$\log Rv = 0.5 \log M_L + \log \beta_4 \quad (2-20)$$

式 2-17~式 2-20 中, R_v 、 E_S 、 M_0 和 $\Delta\sigma$ 的单位分别是 m^2/s 、 GJ 、 $\text{GN}\cdot\text{m}$ 和 GPa 。

Kaiser 将绘制图 2-6 的同组数据分别绘于图 2-7, 得到 $R_v \sim M_0 \cdot \Delta\sigma$ 之间的关系, 并给出了置信度分别为 50% 和 95% 时式 2-18 中常数 β_2 分别为 1.23 和 8.32。根据式 2-9、式 2-10 和式 2-13 可得常数 β_1 、 β_3 和 β_4 在置信度分别为 50% 和 95% 时的值分别为 12.3、0.219、0.389 和 82.3、1.464、2.603。进行有岩爆危害巷道支护设计时, 先做出 $\log(R_v) \sim \log(M_0 \cdot \Delta\sigma)$ (或 E_S 、或 M_N 或 M_L) 关系图, 按固定斜率为 0.5 确定置信度为 95% 的常数, 并以此作为设计依据。新建有岩爆危害矿山设计可参照上述计算的常数, 进行最大峰值质点速度的估计。

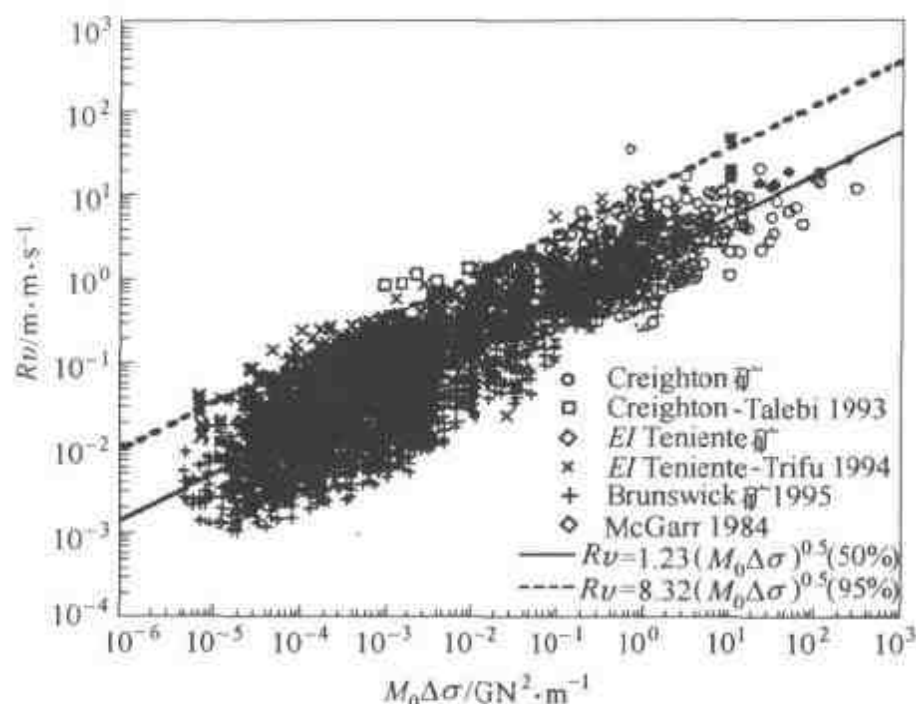


图 2-7 地动参数 R_v 与 $M_0 \cdot \Delta\sigma$ 的关系

值得注意的是, 上述研究是建立在岩爆矿山远场峰值质点速度测量值数据库基础上的, 因此上述结果只适用于破坏工作面距岩爆震源距离大于震源半径 r_0 两倍处岩体质点速度分析, 破坏的程度主要受震源释放能量大小的控制。

当岩爆震源距离工作面很近时, 具有重要意义的是岩爆震源近场地动速度或震源原地岩石的破裂速度。由于岩爆震源破坏机

理本身固有的复杂性和震源附近地动速度的测量难度,到目前为止,人们还没有找到近场位移速度与震源释放能量的对应关系。最近波兰学者 J. Dubinski 和 G. Mutke 在研究上西西里煤田岩爆的基础上,得出这样的认识^[59]:(1)距离震源近处峰值质点速度与震源释放的能量的相关性很差;(2)在巷道周边破裂岩石圈与未破裂完整岩体交界处,峰值质点速度与远场相比有放大效应,最大放大倍数可达到 4。McGarr 和 Wagner 建议在计算剪切或断层滑移型岩爆震源近场峰值质点速度时采用下式计算:

$$v_p = v_s \Delta\sigma / G \quad (2-21)$$

式中 v_s ——地震剪切波传播速度, m/s;

$\Delta\sigma$ ——震源平均应力降, MPa;

G ——岩体剪切模量, MPa。

以冬瓜山的矿体为例, $v_s = 3143 \text{ m/s}$, 剪切模量 $G = 20.5 \text{ GPa}$, 当应力降 $\Delta\sigma = 0.1 \sim 10 \text{ MPa}$ 时, 根据式 2-21 式计算的近场峰值质点速度 $v_p = 0.015 \sim 1.5 \text{ m/s}$ 。当破坏的主要能量来自岩爆发生处岩石本身储存的应变能时, 岩爆释放的能量可以用破坏前储存的能量与破坏后残余能量之差近似表示, 计算方法可参见参考文献[14]。

应该指出, 岩爆震源附近岩块的运动速度与有自由面时抛出岩块的抛射速度不同。Hino 在《爆破理论与实践》一书中指出: 岩块的抛射速度是质点峰值速度的两倍。Gibbon 和 De Kock 在研究一岩爆破坏巷道时发现, 边墙地动速度测量值为 1.1 m/s , 而根据一岩块抛射距离计算, 它所需的岩块抛射速度为 $5 \sim 6 \text{ m/s}$ 。

Ortlepp 在分析发生在南非 Carltonville 金矿岩爆造成的破坏现象时^[1,48], 根据观察到的快速让压支架穿进采场底板深度达 270 mm 这一现象, 推算顶底板闭合的速度高达 $10 \sim 20 \text{ m/s}$ (假设底板岩体力学参数为: $\sigma_c = 200 \text{ MPa}$, $E = 70 \text{ GPa}$ 和 $\mu = 0.2$); 用 McGarr 建议的质点峰值速度、震源中心到岩爆破坏点的距离 R 与岩爆强度 M_L 之间的关系公式 $\log Rv = 3.95 + 0.57 M_L$ (此时 Rv 的单位是 cm^2/s) 进行计算, 如果岩爆强度 $M_L = 4.0$ 的话, 破坏处距震源距离只有 8.5 m , 考虑岩块抛射速度是质点峰值速度两倍因

素,破坏处距震源距离也只有 17m。这么小的距离比一般南非金矿发生岩爆的震源尺寸都小很多。这一实例再次证明了确定岩爆震级与破坏时岩块的抛射速度关系的复杂性。

到目前为止,人们还没能找出岩爆强度与可能造成岩块抛射速度之间的关系^[59,64]。作者的观点是:地动速度与岩块抛射速度相差很大而又无一定量关系,是因为地动速度是指开挖体周围被裂隙切割的岩体中质量相对较大岩块(设其质量为 m_1)的位移速度,而抛射速度是与较大岩块分开的较小岩块(设其质量为 m_2)的位移速度。岩爆产生的动应力首先传到质量为 m_1 的岩块,然后它与质量为 m_2 岩块发生碰撞并进行能量交换,根据动量守恒定律知 $\sum m_i v_{i0} = \sum m_i v_{i1}$ (v_{i0} 为质量为 m_i 岩块的初始地动速度, v_{i1} 为质量为 m_i 岩块抛射(或位移)速度)。因为岩体内被分割的岩块的质量比抛出岩块的质量大,即, $m_1 > m_2$, 所以一般情况下 $v_2 > v_1$, 而且根据两岩块质量比例不同,岩块抛射速度与地动速度的比值也就不一样。按照上述观点,可以定性解释岩爆震源附近岩块的运动速度与抛出岩块的抛射速度不同的所有疑问。

总之,岩爆强度可以用震级 M_L 或 M_N 表示,也可以用震源释放能量的参数 $M_0 \Delta \sigma$ 或 E_S 表示。这些参数之间存在确定的关系,可以相互换算。描述岩爆可能造成破坏程度的参数是质点峰值速度 v , v 与表示岩爆强度各个参数之间的关系可以用破坏处到岩爆震源距离 R 的函数表示。对于第一种岩爆破坏机理的支护设计,可以根据岩爆处破坏前应变能与残余应变能之差计算岩爆最大可能释放的能量,再根据实际经验估计破坏岩体体积(典型应变型岩爆的破坏岩体重量为 0.2~0.5t),这样即可求出岩爆可能造成岩块的抛射速度,从而进行设计;第二种岩爆破坏机理的支护设计可以用震源强度与质点峰值速度 v 的关系,但是还要考虑岩块的抛射速度与质点峰值速度不同这一因素。

2.5 硬岩矿床岩爆分类

探讨硬岩矿床岩爆分类的目的是便于根据各种不同岩爆的特

点找出相应的防治措施,安全经济地进行有岩爆危害矿床的开采。岩爆的分类方法有多种:可以根据岩爆震源机理和表现特征的不同对岩爆进行分类,也可以用地震波谱分析技术得出的岩爆震源参数之间的不同关系进行岩爆分类,还可以根据地震波初动符号和分布特征对岩爆进行分类。

2.5.1 根据岩爆震源机理进行岩爆分类^[1,36](分类方法一)

矿山发生岩爆的强度范围跨度很大,接近 7~8 个数量级(岩爆释放出的能量的常用对数相差 7~8),因此很难用一种震源机理解释全部发生在矿山的岩爆。南非学者 Ortlepp 和 Stacey 根据他们对发生在南非金矿和北美一些矿山岩爆的特点和震源机理的研究成果,建议将岩爆分为应变型岩爆、弯曲破坏型岩爆、矿柱破坏型岩爆、剪切破裂型岩爆和断层滑移型岩爆等 5 种。表 2-1 总结了这 5 种岩爆的特点。

加拿大的 Hasegawa 根据岩爆震源类型和岩爆破坏点与采矿工作面的相对位置关系,曾建议将岩爆分为 6 种类型^[52]:(1)巷道垮落;(2)矿柱岩爆;(3)采空区顶板张性断裂;(4)正断层断裂;(5)逆断层断裂;(6)近水平冲断层断裂。这里的(1)等同于表 2-1 中的应变型岩爆;(2)对应于上表中的矿柱破坏型岩爆;(3)等同于表中的弯曲破坏;(4)、(5)和(6)3 种岩爆与表中的后两类岩爆对应(断层是新产生的对应于剪切破裂型岩爆,否则就对应于断层滑移型岩爆)。

表 2-1 岩爆分类及特征

岩 爆 类 型	假设的岩爆震源机理	地震波初动符号	里氏岩爆震级 M_i
应变型岩爆	巷道表面剥落、有时伴随岩块猛烈弹射	一般难以检测到,可能是内爆型	-0.2~0
弯曲破坏型岩爆	平行于空间自由面的岩体呈板状猛烈抛出	内爆型	0~1.5
矿柱破坏型岩爆	岩石从采矿工作面或矿柱边缘猛烈抛出	大多数属于内爆型,部分很复杂	1.0~2.5

续表 2-1

岩爆类型	假设的岩爆震源机理	地震波初动符号	里氏岩爆震级 M_L
剪切破裂型岩爆	剪切破裂在完整岩体内不稳定扩展	双力偶剪切模型	2.0~3.5
断层滑移型岩爆	原有断层或岩墙两侧接触面突然产生相对运动	双力偶剪切模型	2.5~5.0

2.5.2 根据震源参数之间的关系进行岩爆分类^[52](分类方法二)

利用快速傅里叶变换方法分析岩爆的地震波谱,可以很容易得到岩爆的震源参数。震源参数中的低频振幅水平 Ω_0 、拐角频率 f_0 和高频衰减指数 γ 是与震源内破裂发展过程模型无关的量,地震矩 M_0 、震源半径 r_0 和震源滑动位移 u 是与震源内破裂发展过程模型部分相关的量。Kuhnert 发现 Madariaga 提出的震源内破裂发展过程模型特别适合于分析采矿诱发的岩爆。Madariaga 模型假设岩爆的震源是一个圆形平面区域,岩体破裂从圆心开始,破裂向外扩展的速度为 $0.6v_s$ (这里 v_s 是剪切波传播速度),破裂扩展到震源半径 r_0 为止。Knoll 和 Kuhnert 利用上述 Madariaga 震源模型分析矿山岩爆时发现:在一个有岩爆危害矿山内,不同岩爆类型所对应的 M_0 - r_0 之间的比例关系不同。几个矿山岩爆震源参数 M_0 - r_0 的关系如图 2-8 所示。

分析上图可以发现两种情况:一种是在 r_0 基本相同的前提下, M_0 可以在 2~3 个数量级的范围内变化;另一种情况是矿山岩爆 M_0 - r_0 的关系与构造地震和恒应力降模型 M_0 - r_0 之间的关系相类似,即 M_0 随着震源半径 r_0 的增大而呈线性增加。

第一种情况岩爆的强度一般比第二种情况岩爆的强度低(地震矩 M_0 小)。对照矿山岩爆特征和震源参数之间的关系可以知道:第一种岩爆与采矿活动直接相关,可以将其称为采矿型岩爆(也称静态岩爆);第二种岩爆只与采矿活动间接相关,是大范围采矿导致应力重新分布的结果(考虑了应力分布随时间的变化),这种岩爆可以称为构造型岩爆(也称动态岩爆)。

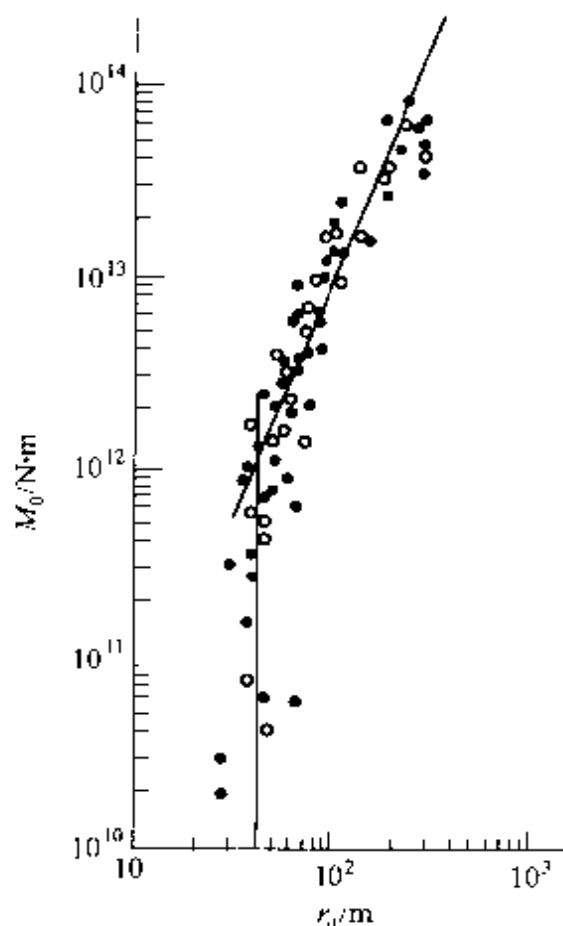


图 2-8 矿山岩爆震源参数 M_0 r_0 的关系

采矿型岩爆与采矿工作面的活动密切相关。这种岩爆发生在开挖工作面直接暴露自由面周边或采矿活动直接影响的应力增高区与未扰动区交界处。发生在井巷或硐室暴露面周边的岩爆,是由于开挖造成了工作面周边的应力集中超过岩体强度,在满足脆性破坏条件下发生的岩体破坏。这种岩爆的震源和破坏地点合为一处。地下采场或巷道开挖扰动区与未扰动区交界处,由于扰动区刚度下降,而未扰动区刚度较高,这种岩体刚度的差异导致交界处的剪应力增大,结果造成岩体沿交界处发生错动而释放能量,传到巷道或采场周边时就可能发生岩爆(如果脆性破坏条件得到满足的话)。显然,这种岩爆的震源离采矿工作面距离较近,但是并不与岩爆产生的破坏点重合。基于上述岩爆震源和破坏点的关系,将第一种采矿型岩爆称之为巷道轮廓岩爆,第二种采矿型岩爆称为近巷道岩爆(岩爆震源距巷道较近)。

构造型岩爆仅间接与井下生产活动相关。这种岩爆是矿山长期大范围采矿造成应力集中的结果。采矿作业触发这种岩爆的条件是:原岩体内存在强度和刚度突然变化面(如地质弱面或岩墙),采矿次生应力与构造应力叠加的结果有利于岩体沿这些构造面产生滑动或剪切破坏。并非各种地质构造均会导致矿山岩爆的发生,岩爆发生与否取决于地质构造本身的力学特性和潜在岩爆震源周围岩体的变形特性两个方面的因素。与采矿型岩爆相比,构造型岩爆发生的频率较低,但是因为构造型岩爆震源处达到极限状态岩体的体积更大(即潜在震源半径 r_0 大),所以释放出来的能量较多,其破坏性就可能较大。又因为构造型岩爆不一定必须由采矿爆破作业触发,而且产生的动态载荷较大,所以也就更难控制。构造型岩爆一般远离生产活动工作面,有时甚至远离生产作业区(印度 KGF 矿区发生在几十年前老采区内的强烈岩爆就是最好的例证)。这种岩爆的震源一般与岩体内的地质构造面(断层、节理、岩墙等)有关。

简单分析采矿型岩爆和构造型岩爆,我们可以得到以下认识:

(1)传统的应力解除爆破、岩层注水、应力解除钻孔和其他局部防治岩爆的方法以及传统的用岩心圆盘饼化现象预报岩爆的方法仅适应于采矿型岩爆;

(2)局部控制岩爆的技术措施对构造型岩爆的发生与否不产生任何作用,但是可以降低构造型岩爆可能造成的破坏程度;

(3)构造型岩爆发生的可能性仅受全局性的采矿战略措施影响。只有在充分考虑岩体构造及应力场分布情况的前提下,优化全矿总体回采顺序,达到控制(或尽量降低)构造面剪切应力的目的,从而降低构造型岩爆的发生概率。

2.5.3 根据地震波初动符号进行岩爆分类^[65](分类方法三)

岩爆发生时震源处发射出的纵波(P 波)到达空间微震检测站的初动方向有两种情况:一种是初动方向离开震源,另一种是初动方向指向震源。 P 波初动方向在空间的分布特征可以分为两大类:一种情况是在高应力区岩石的脆性破坏,释放出的地震波 P

波初动符号在震源四周空间的分布不符合地震学中双力偶点源机制,这种岩爆称为 C 型岩爆(crush/collapse 的第一个字母);另一种是岩体沿某一平面产生滑动或断裂,释放出的地震波初动符号在空间的分布恰好符合双力偶点源机制,这种岩爆称为 S 型岩爆(shear/slip 的第一个字母)。这种分类方法是南非学者于 20 世纪 80 年代中期提出的。对于典型的南非深井缓倾斜薄板状金矿采矿而言,采场发生的这两种类型岩爆可以用一个向前推进的典型独立长壁法工作面表示,如图 2-9 所示。

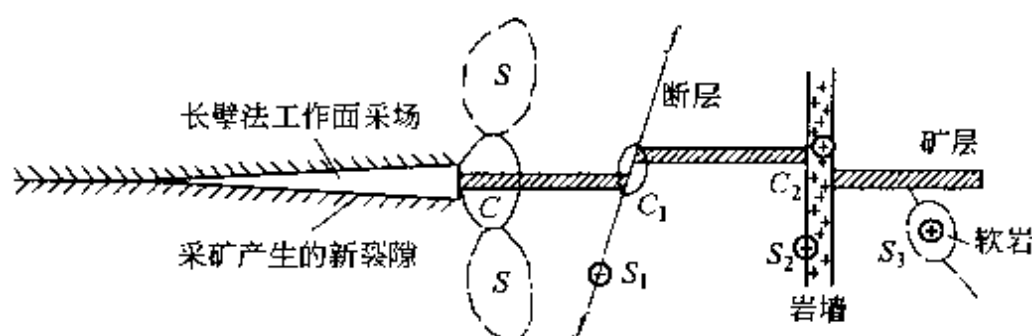


图 2-9 长壁采矿法采场岩爆震源位置示意图

S—剪切应力区;C—高压应力区;⊙—可能发生岩爆的震源位置

采矿工作面迎头是高压应力区,区内的应力集中使岩石内产生了密集裂纹,裂纹一般与顶底板工作面呈 $\pm 70^\circ$ 角,倾向与工作面推进方向相反。通常情况下裂纹稳定发展,因此不具有破坏作用。偶尔岩石破裂突然发生时,就会产生所谓的应变型岩爆。Cook 于 1965 年将这种破坏机理与柔性试验机试验中岩块的猛烈破坏联系起来,并据此提出了岩爆倾向性判别的刚度理论。

在高压应力区的上下方各有一个高剪应力区。随着采矿工作面的推进,高剪应力区在完整岩体内向前移动。一般情况下剪应力未超过岩石抗剪强度,工作面的推进在岩体内不会留下任何痕迹。但是,如果高剪应力区碰到业已存在的地质结构面(断层、节理或岩墙)时,就可能导致岩石突然沿结构面滑动。同样,若剪应力区遇到前方岩体内某一方向的软弱区时,就会发生沿最大优势剪切破坏方向突然破裂。上述两种岩爆的特点见表 2-2。

表 2-2 C型和S型岩爆的特征

参数或特征	C(crush/collapse)型岩爆	S(slip/shear)型岩爆
物理描述	采矿空间周围岩石不稳定破裂	岩石沿地质弱面滑动导致剪应力不稳定释放
控制要素	脆性岩石受压时的应变软化特性、岩体的系统刚度、潜在应力降、能量释放率 ERR	滑动面上动态和静态剪切应力降的比值、岩体系统刚度、潜在应力降、超量剪切应力 ESS
地震参数	P 波初动符号分布不规整(非双力偶)、震源靠近采矿工作面、强度 $M_L < 2.0$	P 波初动符号满足标准的双力偶震源的断层解,震源离开采矿工作面 50~100m、强度 $M_L > 2.0$
常见发生的部位	巷道或矿柱拱角处、工作面迎头和巷道周边	大多与断层、节理或岩墙等地质弱面有关
破坏特点	一般破坏范围较小,偶见破坏强烈	严重的可导致巷道闭合、底板突起、沿长度方向大量巷道遭到严重破坏

2.5.4 各种岩爆分类的相互关系和岩爆防治措施

如本节开始所述,进行岩爆分类的目的是有针对性地采取相应防治措施。综合上述讨论可知,上述3种有代表性岩爆分类之间有如下相对关系,见表2-3。

表 2-3 不同岩爆分类之间的关系

分类法一	分类法二	分类法三	震源模型	破坏地点	岩爆强度 M_L/MPa	防治措施
应变型岩爆	采矿型轮廓岩爆	C型岩爆	非双力偶震源	开拓或采准巷道、各种硐室	-0.2~0	选择合理巷道(采场)形状和掘进方位、及时支护、优化生产工作制度、应力解除爆破等

续表 2-3

分类法一	分类法二	分类法三	震源模型	破坏地点	岩爆强度 M_1/MPa	防治措施
弯曲破裂型岩爆	采矿型轮廓岩爆	C型岩爆	非双力偶震源	房柱法或分层采矿法采场顶板	0~1.5	开采解放层、有计划崩落顶板、加强支护等
矿柱型岩爆	采矿型轮廓岩爆或构造型岩爆	C型岩爆或S型岩爆	非双力偶震源	巷道迎头、房柱法采场、临近矿柱(含保安矿柱)的各种井巷	1.0~2.5	应力解除爆破、应力解除钻孔、充填采空区、优化采场结构参数、优化生产工作制度、岩层注水等
剪切破裂型岩爆	采矿型近巷道岩爆或构造型岩爆	S型岩爆	双力偶震源	井下各种井巷和工作面	2.0~3.5	优化回采顺序、充填采空区、调整工作面推进方向等
断层滑移型岩爆	构造型岩爆	S型岩爆	双力偶震源	井下各种工作面,特别是地质弱面附近的采场和巷道	2.5~5.0	岩层注水、优化回采顺序、充填采空区、调整工作面推进方向

根据岩爆的震源机理进行矿山岩爆分类具有广泛的适应性,而根据岩爆发生的地点和破坏形式分类则不具有普遍意义。尽管如此,也不能完全忽略各个有岩爆危害矿山根据自己的具体特殊条件,依据发生岩爆的地点不同(比如巷道掘进、天井掘进以及采准巷道和采场内发生的岩爆)进行的岩爆分类的重要意义。这是因为,在某一矿山特定的采矿工艺和条件下,性质相同的巷道或采场内发生的岩爆常常具有相同的特点(或相近的震源机理),所以这时以此分类更方便于制定有针对性的防治措施。近一二十年岩爆研究结果表明:发生在世界范围内各个有岩爆危害矿山的岩爆分为上面分类方法二中所述的采矿型岩爆和构造型岩爆两种类型,这已几乎成为不争的事实。考虑到震源机理的不同,将矿山岩

爆分为两大类显得过于简单,又无法与震源机理进行一一对应。作者认为按上述分类方法一将岩爆分为表 2-1 所列的五类,这对进一步研究岩爆的预报和预防措施更有利。

2.6 岩爆因素分析和岩爆危险性判据

2.6.1 影响岩爆因素^[6,22,66~69]

岩爆是矿岩受到开挖影响和扰动后发生猛烈破坏的一种自然现象,是矿岩本身力学性质(内在因素)和外界影响因素(诱发因素)某种组合的结果。为了研究影响岩爆发生的各种因素,我们首先从研究在国内外硬岩岩爆矿山观察到的现象入手。著者综合大量有关硬岩矿山岩爆研究成果,归纳出以下岩爆矿山的普遍现象:

(1)岩爆岩石一般是火成岩或变质岩,沉积类岩石较少发生岩爆。含有硅质(特别是石英)或其他坚硬矿物的岩石发生岩爆较多;

(2)含水率高的岩石较少发生岩爆;

(3)岩爆发生在高原岩应力条件下的脆性岩石中;

(4)在同一岩爆矿山,岩爆发生的频率和强度均随开采深度的增加而提高;

(5)高强度岩爆一般发生在背斜轴部以及断层和弹性模量有突然变化的地质夹层(坚硬岩墙或软弱岩层)附近;

(6)岩爆发生前,采掘工作面推进时常会出现岩粉颗粒变大和岩粉量增多、岩石表面有玻璃光泽、凿岩时发生非塌孔原因的卡钻等现象;

(7)采场内的孤岛和半岛形矿柱及巷道交叉点容易发生矿柱型岩爆;

(8)相向推进的采掘工作面容易发生弯曲破坏型岩爆;

(9)矿山岩爆的 2/3 发生在生产爆破后 2~4h 内;

(10)与自然地震的余震类似,在强烈岩爆后短时期内一般还会发生一到几次强度较小的岩爆。

下面我们对上面现象逐条加以分析:(1)火成岩和变质岩的强度和弹性模量一般比沉积岩高,它们的岩爆倾向性(由岩石变形特

征和岩石强度决定,关于岩爆的倾向性在本书的第一章已有论述,在第三章将进一步阐述)也普遍比沉积岩高,具有岩爆倾向性是岩石发生岩爆的首要内在条件;(2)饱和状态岩石强度低于干燥岩石强度(包括抗压和抗剪强度),含水率高岩体在构造和采矿次生应力作用下,应变能还未来得及积聚就已经发生了破坏,因此含水率高岩石不易发生岩爆;(3)在高原岩应力条件下,构造和采矿次生应力叠加容易超过脆性岩体强度而产生岩爆;(4)对于多数受岩爆危害矿山而言,岩爆发生的频度一般随回采深度的加大而升高,但是不同矿山发生岩爆的临界深度差别很大,同一矿山的开拓工程和采场发生岩爆的临界深度一般也不同。矿体埋藏深度的增加导致原岩应力增大是不争的事实,在其他条件(特别是岩体的强度)相同时,应力升高必然会导致岩体发生破坏的几率增大,岩爆既然是岩体破坏的一种形式,当然也是如此。所以说深度的增大与原岩应力水平的提高是一回事;(5)背斜轴部一般是高应力区,在其内部的采掘作业暴露在高原岩应力下。在断层和岩体刚度模量突变的夹层附近采矿时,采矿次生应力将导致断层或刚度突变面剪切应力加大,发生剪切或断层滑移型岩爆;(6)岩爆前出现的岩粉变粗、岩粉量增多、卡钻和玻璃表面等现象都是采矿次生应力增大和导致岩体发生微型破坏的结果,是采矿次生高应力状态的表现;(7)在采场孤岛和半岛形矿柱、采准巷道交接处发生岩爆,是由于这些部位极易造成采矿次生应力高度集中;(8)两个采矿工作面相向推进时,处于中间的矿体逐渐成为孤岛形矿柱,由于矿柱尺寸不断缩小导致内部的应力逐渐升高,岩体发生破坏;(9)大多数岩爆发生在生产爆破后,爆破震动产生的瞬间动应力与岩爆处岩石本来承受的较高应力叠加,超过了岩体强度导致岩体瞬间破坏,因此生产爆破是岩爆的直接诱发因素之一;(10)强烈岩爆诱发后序岩爆的机理与生产爆破诱发岩爆的机理一致。

归纳上述对岩爆矿山现象的分析结果可知,影响岩爆发生的因素有两大类:内在因素和诱发因素。内在因素是指未受开挖影响时,矿岩本身的力学性质和矿岩所处的原岩应力场。岩性、岩体

结构构造特征(断层、褶皱、节理和坚硬/软弱夹层的发育程度和优势方位)、岩体强度、岩体含水率、岩石破坏特征(岩爆倾向性)和原岩应力场等都是岩爆的内在因素,其中最主要的是岩石的岩爆倾向性和原岩应力场;诱发岩爆的因素主要是指有关生产的工艺和技术。采矿方法、采场/巷道的形状和结构参数、采掘工作面推进方向和速度、回采顺序以及支护形式等都影响到岩爆的发生。

对影响岩爆因素进行深入分析,有助于有针对性地采取防治岩爆措施,岩爆的内在因素有些可以通过采取主动措施加以改变,如岩层注水可以改变岩体含水率;岩体预处理可以降低岩体的强度和岩爆倾向性。另一些岩爆的内在因素是无法改变的,如岩性、原岩应力场和岩体内固有的结构构造等就没法改变。在理论上讲,诱发岩爆的因素都是可以改变或改善的,如:避免在采场内留孤岛或半岛矿柱;选择巷道和采场的合理形状和结构参数防止岩体应力过分集中;不采用相向推进采掘顺序,而是沿构造走向或垂直背离走向推进工作面;充分利用班末集中爆破后的通风时间将人员撤离井下工作面,避开岩爆高发期;以及按岩爆特点选择支护形式减轻岩爆破坏程度等。

2.6.2 岩爆发生条件和危险性判别指标

2.6.2.1 岩爆发生条件

岩爆的发生有其内因和外因。内因是指岩体本身固有的岩爆力学性质。大量研究和生产实践表明,岩爆岩石固有的力学性质有:在实验室进行岩石强度试验时,岩石在达到屈服强度前发生的弹性变形与塑性变形的比例大,也就是岩石在发生破坏前储存的弹性变形能多;超过峰值强度后,岩石的变形曲线下降速度快,也就是峰值后变形曲线斜率的绝对值大,到达完全破坏所需时间短。虽然岩爆研究者们提出的判别岩石岩爆倾向性的指标各不相同,但是从理论上讲不外乎就是上述两种力学性质的不同表示形式而已(详见本文 1.3.1.4 岩爆倾向性)。如果岩石本身不具有发生岩爆的性质,那么无论外部条件如何也不会导致岩爆,岩石只能产生稳定破坏。岩爆的外因条件就是,巷道或采场开挖后,采矿的二次

应力与残余构造应力叠加后的应力场,达到某种组合条件,使应力达到或超过岩体破坏的临界值。

2.6.2.2 岩爆危险性判据

岩爆的判据有强度理论、刚度理论和能量理论。其中强度理论又分为最大主应力理论和最大剪切应力理论。

(1)最大主应力强度理论。应变型岩爆是地下硬岩矿山采准巷道和大型地下硐室以及土木工程隧道中最常见的一种岩爆。国内外应变型岩爆现场实际表明,岩爆始终呈中心对称在巷道两侧或顶底板两处同时发生,两岩爆处连线与巷道周围原岩应力场的最大主应力轴线垂直。这一普遍现象实际上证明了岩爆发生在巷道开挖后最大切向应力(最大主应力)处。

现有理论分析地下开挖空间周围的应力状态都很难如实反映其应力状态,甚至定量测量也很困难。开挖空间周围一般产生环向和径向裂隙,测量这些裂隙的分布难以做到。因此,开挖空间周围岩体的强度就难以准确确定。鉴于上述特点,有的岩爆研究者通过统计学方法直接找出地下空间未开挖前的原岩最大主应力 $\sigma_{1原}$ 与完整岩石单轴抗压强度 σ_C 之间的关系式。如南非学者 Ortlepp^[50] 给出的判据是: $\sigma_{1原} \geq (0.25 \sim 0.5) \sigma_C$; 也有学者用弹性力学理论(包括弹性力学有限元和边界元等)计算出开挖空间周边最大主应力 $\sigma_{1围}$, 用 $\sigma_{1围}$ 与 σ_C 的比值确定岩爆的应力判据^[119]。最近有代表性的成果是中南工业大学的谢学斌用统计学方法给出的岩爆应力判据是^[12]:

$\sigma_{1围}/\sigma_C < 0.2$	几乎不发生岩爆
$0.2 \leq \sigma_{1围}/\sigma_C < 0.388$	可能发生岩爆
$0.388 \leq \sigma_{1围}/\sigma_C < 0.55$	非常可能发生岩爆
$\sigma_{1围}/\sigma_C \geq 0.55$	几乎肯定发生岩爆

在静水压力下,圆形巷道周边最大的切向应力 $\sigma_\theta = 2\sigma_{1原}$ 。那么 Ortlepp 判据用谢学斌判据表示就是 $\sigma_{1围}/\sigma_C \geq 0.5 \sim 1$ 。受采矿引起的环向裂隙和爆破破坏的影响,地下开挖空间周围岩体的强度总是低于完整岩石的单轴抗压强度。综合上述讨论可以得出的

结论是:处于弹性状态的脆性岩石,当其内部最大主应力达到岩石单轴抗压强度 0.5 倍时将可能发生岩爆;岩爆时岩石内部的最大主应力一般小于 σ_c 。澳大利亚学者 Dyskin 用断裂力学理论研究岩爆发生的应力判据时得出的岩石发生脆性破坏的条件^[70](岩爆应力判据)是 $\sigma_{\text{临界}} = 0.74\sigma_c$ 。这从另一个角度证明了脆性岩石发生岩爆时的最大应力小于 σ_c 。

谈到岩爆的应力判据,很难确定一个惟一值。这给应用岩爆应力判据造成了困难。研究新开发的矿山岩爆倾向性时可以参考上述标准。实际已经受到岩爆危害的矿山,在完成原岩应力测量的基础上,利用力学模型进行应力分析,再用反分析技术得出矿山自己的岩爆应力判别标准更具有实用价值。

用岩爆的应力判据判断应变型岩爆、弯曲破断型岩爆最方便。

(2)最大剪切应力理论^[65,71,72](超剪切应力 ESS)。剪切破裂型岩爆和断层滑移型岩爆发生的频率虽然较低,但其破坏性却较大。库仑破坏准则直观地给出了判别这种岩体破坏的标准。岩体发生破坏时,作用在剪切或滑动面上的剪切应力和正应力满足下列条件:

$$\tau \geq C + \sigma_n \tan \phi_s \quad (2-22)$$

式中 τ ——剪切或滑移面上绝对剪应力,MPa;

C ——剪切或滑移面上的固有剪切强度,即内聚力,MPa;

ϕ_s ——静摩擦角,°;

σ_n ——滑动面上的正应力,MPa。

破坏一旦发生,滑动面上固有的剪切强度降为零,摩擦阻力由静摩擦阻力降为动摩擦阻力。剪切或滑动破坏发生前后,滑移面上的剪切应力差称为超量剪应力 ESS。

$$ESS = |\tau| - \sigma_n \tan \phi \quad (2-23)$$

式中 ϕ ——动摩擦角(一般假设 $\phi = 30^\circ$),°,其他符号意义同前。

生产扰动后岩体内任意一点的剪切应力 τ 可以用各种数值

方法进行计算。如果发现有“+”的 ESS 存在,那么就要注意 ESS 的最大值和分布范围。Ryder 给出的 ESS 判别指标是:

$ESS \geq 15\text{MPa}$ (断层或节理) 极可能发生破坏性岩爆

$ESS \geq 20\text{MPa}$ (完整岩石) 极可能发生破坏性岩爆

$5\text{MPa} < ESS < 15\text{MPa}$ (或 20MPa) 可能发生破坏性较小岩爆

$ESS < 5\text{MPa}$ 一般不会发生岩爆

$ESS < 0\text{MPa}$ 结构面稳定

南非的经验表明,采用 ESS 指标研究地质构造发育矿床的岩爆活动性,比采用下面将要讨论的能量释放率 ERR 指标更好。因为对于这类矿床而言,ESS 与岩爆活动性的相关系数比 ERR 与岩爆活动性的相关系数大。

(3)刚度理论^[18]。20 世纪 60 年代中期 Cook 和 Hodgei 创立的刚度理论,很好地解释了发生在南非金矿的矿柱型岩爆。矿柱承受的载荷超过其强度峰值后,变形曲线下降段的刚度为 λ ,用 λ 与围岩加载系统的刚度 k 的比例关系判定矿柱和围岩系统破坏的稳定性——这就是岩爆判别的刚度理论。刚度理论来源于岩石力学室内实验:用普通柔性试验机和刚性试验机给岩石试样加载,载荷超过岩石峰值强度后,岩石试块破坏的情况有很大不同。用普通柔性试验机($|\lambda| > k$)时岩样发生猛烈破坏,而用刚性试验机($|\lambda| < k$)时岩样破坏平稳。用这一理论分析一个矿柱和围岩系统,当 $k + \lambda > 0$ 时矿柱不会发生猛烈破坏(不发生岩爆);当 $k + \lambda < 0$ 时矿柱会发生失稳破坏(岩爆)。将这一理论推广至多个矿柱和层状围岩组成的系统就是:刚度矩阵 $[K + \lambda]$ 的对角线均为正值时,系统不会发生失稳破坏($[K]$ 是层状围岩刚度矩阵, $[\lambda]$ 是矿柱屈服后刚度矩阵),否则就会出现岩爆。

现在的刚度理论忽略了一点,就是忽略了试验机的弹性极限荷载远大于任何岩块的峰值强度这一事实。不讨论围岩弹性极限与矿柱强度的关系,只言刚度大小并无大的意义。有些矿山的岩爆实践表明,如果矿体顶底板岩石强度很低,尽管其刚度比矿柱峰值后的下降刚度绝对值低很多,这时的矿柱并不发生岩爆,而只是

穿入到顶底板中。因此用刚度理论判别岩爆发生,除了满足 $k + \lambda < 0$ 外还至少有另一个附加条件,即矿柱接触处围岩的弹性变形极限大于矿柱的破坏强度($\sigma_{C围} > \sigma_{C柱}$)。在两种岩体交界处进行井下作业时,刚度大但强度相对较低的岩体容易发生岩爆。虽然刚度大,但强度相对也高的岩体并不发生岩爆。有坚硬砂岩顶板的煤爆是前一种情况最典型的例证,而南非金矿有些矿柱穿进围岩中去则是后一种情况的例证。

(4)能量理论^[1,2,18](能量释放率 ERR)。到目前为止,地下硬岩矿山采矿仍然广泛采用凿岩爆破法。用爆破方法开挖采矿巷道时,开挖面上爆破前的牵引力突然降为零。开挖面外部围岩对面内逐渐降低的支护力所作的功,表现为开挖面上的多余能量,这部分能量称为释放能 E_r ,开挖面上形成的释放能,以P波和S波通过周围岩石介质向外传播。释放能量 E_r 的大小直接影响开挖面以及外围岩的应力场。由于开挖面的瞬间形成,周围岩体不仅承受静态应力增加(采矿诱发的应力集中),而且还有一个瞬间动态应力。复杂采矿巷道瞬间开挖产生的瞬间动应力值很难确定,但是它的存在是肯定的。动静应力的叠加可能会超过岩体强度,也可能使弱面法向应力减少降低面上抗剪力导致滑动,还可能产生拉应力引起岩体结构的局部松弛。

地下矿山开拓和采准巷道的掘进,整个开挖横剖面实际上是立刻形成的,并沿巷道纵向逐渐延伸;而对于大型硐室和采场采矿而言,瞬间形成完整的硐室或采场是极少见的。研究逐步开采时的能量释放率更具有实际意义。在无限岩体内进行采矿,每采下一定体积岩体 dV ,围岩释放出能量 dE_r , dE_r/dV 就是体积能量释放率ERR。对整个采场或硐室进行释放能量的积分即可求出 E_r , E_r/V 称为平均能量释放率 $ERR_{平均}$ 。 E_r 的计算式可参见文献[12]。

Cook于1978年发表了南非许多深井开采中计算的能量释放率和实际观测到的岩石对开采活动的反应之间的综合关系^[17,73],结果如图2-10所示。

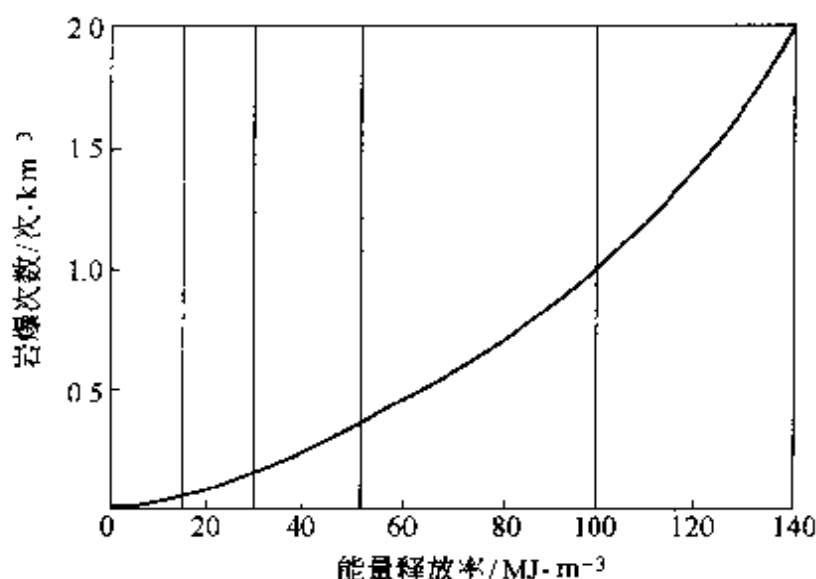


图 2-10 能量释放率与岩爆频率的关系

理论研究和生产实践均表明, ERR 可以作为瞬间超应力效应的合理指标。应用现代力学理论和数学方法, 借助于电子计算机计算 ERR 值已不再是什么难事。既然 ERR 值与岩体破坏形式和程度存在良好的相关关系, 那么 ERR 当然是衡量矿山岩爆活动性的合适指标。

南非金矿广泛采用的标准是 $ERR \leq 30 \text{ MJ/m}^3$ 。当设计方案计算的 ERR 值超过 30 MJ/m^3 时, 必须采取措施使调整后的开采方案的 ERR 值小于 30 MJ/m^3 。Brady 和 Brown 在研究一个中等深度孤立的分层充填法采场的稳定性时注意到, 接近矿柱最终设计强度极限时, 能量释放率仅达到 300 kJ/m^3 , 这比南非标准低 100 倍。我们知道, 用普通 ANFO 炸药爆破岩石时, 由于爆破释放的应变能只有约 100 kJ/m^3 。上述 300 kJ/m^3 的能量释放率是爆破有关应变能的 3 倍左右, 因此, 能量释放率达到每立方米几百 kJ 并非是无要紧要的。

同岩爆危险性的应力判据一样, 用能量释放率 ERR 判断岩爆是否发生并没有一个简单的确定标准, 但是用 ERR 作为各种采矿方案比较的标准确实方便可行。多次受到岩爆危害的矿山可以用反分析技术求出发生岩爆的临界 ERR 值, 也可根据矿山第

一次发生岩爆的 ERR 值作为临界标准值。新建矿山可以参照类似矿山选取 ERR 临界标准值。

另外值得一提的是,用本文第一章讨论的各种能量平衡方程式判断岩爆,都还存在计算上的困难。即使有些研究者给出了具体公式也仅适合于特殊形态的矿体,真正有普遍意义的应该还是用能量释放率指标。同时还应该注意到,目前 ERR 的计算都只是把岩体看成是均质连续体,未考虑地质构造的影响。因此作者建议:研究在完整岩体或受到构造影响很弱的岩体内采矿工程(特别是采场)的岩爆倾向性时,用 ERR 作为方案优化的指标;讨论受构造影响严重岩体内岩爆发生可能性时,用超量剪切应力 ESS 作为方案优化的指标;矿床开拓巷道和硐室的岩爆倾向性可以采用最大主应力指标。不同采矿工程采用不同的岩爆判别指标在实际应用上更方便。

2.7 岩爆前兆及发生的时间规律

2.7.1 岩爆发生前岩体的状态特征

岩爆是岩体破坏的一种表现形式,其特点是岩体在瞬间失去承载能力。既然是岩体破坏就离不开应力的升高和应变能的积聚。研究岩爆的前兆就是研究岩爆发生前岩体表现出来的特征,这些特征有些是人们在生产过程中可以直接察觉到的,另一些必须借助于检测仪器才能认识或察觉到。综合众多研究者的研究成果^[74~84],著者归纳出以下几点特征:

(1)用金刚石钻机进行地质勘探时,取出的岩心呈规则饼状。饼状岩心的厚度与钻孔的直径和原岩应力密切相关。出现饼状岩心并非是由于岩体本身破碎,恰恰相反,出现饼状岩心处的岩体完整性良好。对这种现象的惟一解释是,由于岩石硬脆,钻进突然解除作用在岩心上的高应力,弹性应变势能得以复原,恢复其原来形状,对外作功。但是,岩心应变能的复原和形体的恢复,受到钻孔底部未卸载荷回弹的连续介质的约束,相对的运动趋势使结合面受剪。弹性势能作功,克服接合面的抗剪断阻力,岩心即行突然破

裂,便形成了椭圆形饼状岩心。理论上讲,饼状岩心出现本身就可以理解为小规模孔内岩爆。

(2)生产凿岩过程中,出现岩粉量增加且岩粉颗粒变粗的现象。与饼状岩心现象的解释类似,钻进本身可以看成是一个最小规模的采矿活动,钻头接触到高应力状态的岩体时,岩体发生微小规模的岩爆,孔周和孔底岩石材料破坏涌入钻孔中,导致岩粉量增加。岩粉量越大说明微型岩爆越强烈。又因为岩爆下来的岩粉较少受到钻头的研磨,使得岩粉颗粒增大。岩粉量增大和颗粒变粗经常伴随有人耳可听得见的岩音,最强烈的岩音在 100m 范围内都可听到,且伴随有震动。

(3)凿岩工在凿岩放炮过程中发现有“好打好爆”的明显特征。

在巷道掘进过程中发现“好打”是由于钻孔底发生微型岩爆,未经充分研磨(与一般钻进相比)的孔底岩石自行爆下,因此出现凿岩速度快的现象。“好爆”也是借助于爆破诱发的巷道迎头小规模岩爆的辅助作用,导致进尺率高。

(4)开挖空间周边岩体位移速度加快。位移速度加快是岩体破坏前的突出特征之一。尽管用一般位移测量方法和数据处理方法,难以准确定出岩爆前岩体变形速度临界值,但是利用专门的统计学方法(本书 1.3.2 节有详细介绍)可以发现岩爆前位移变化规律。

(5)矿山地震学参数的变化规律。岩爆前岩体应力升高并接近临界值这一点很容易理解,关键是如何对岩体的应力变化进行实时检测。目前常用的各种应力测量方法均无法实现对应力的实时监测。借助于矿山微震监测技术和矿山定量地震学研究成果,可以实现对矿山特别是岩爆危害常发采区进行岩体应力状态变化的实时检测。目前矿山定量地震学的研究水平已经能够使我们及时准确地确定 $M_L \geq -2.0$ 震动事件发生的时间 t 、震源位置 $X(x, y, z)$ 、震源释放出的能量 E 和震源的地震矩 M 。矿山某一区域的岩爆活动性可以用岩爆发生的平均间隔时间 $\bar{t}$ 、顺序发生的岩爆间的平均距离 $\bar{X}$ 、研究区域发生的所有岩爆释放出的能量

累加值 ΣE 和地震矩累加值 ΣM 四个参数表示。根据上述参数可以定义地震应力 $\sigma_s = \frac{2G \Sigma E}{\Sigma M}$ 、地震应变速率 $\epsilon_s = \frac{\Sigma M}{2G \Delta V \Delta t}$ 、地震黏度 $\eta_s = \frac{\sigma_s}{\epsilon_s}$ 、地震松弛时间 $\tau_s = \frac{\eta_s}{G}$ 、Deborah 数 $De_s = \frac{\tau_s}{\Delta t}$ 、地震扩散性 $d_s = \frac{(\bar{X})^2}{t}$ 和地震 Schmidt 数 $S_{vs} = \frac{\eta_s}{\rho d_s}$ 等 7 个参数。岩爆发生前 ϵ_s 、 d_s 快速增加, 而 η_s 、 S_{vs} 突然下降, 特别是 d_s 快速增加和 η_s 突然下降同时出现更是岩爆的明显前兆。南非的 Van Aswegen 利用上述地震学参数提出了能量指数 EI 的概念(研究区域每次震动事件释放出的能量 E 与该区域地震矩相同的地震事件释放出的能量平均值 $\bar{E}(M)$ 之比), EI 值直观反映了岩体内应力的变化。选择合适的时间窗口观察 EI 的变化, 应用现场实际数据进行反分析就可以确定破坏性岩爆 ($M_L \geq 2.0$) 的临界 EI 值。这种方法是目前在南非应用较为广泛的岩爆预报方法。

利用上述岩爆发生前岩体对采矿活动反应特征的变化特点, 可以对破坏性岩爆进行预测和预报。

2.7.2 岩爆发生的时间规律

(1) 生产爆破与岩爆的关系

大多数岩爆, 特别是强度较大的破坏性岩爆都是首先有较大体积岩体达到临界状态, 由于外界因素的触发而导致岩爆。触发岩爆因素(附加一个瞬间应力)中最主要的就是常规的生产爆破。爆破会在岩体内产生瞬间应力波, 应力波传到临界状态的临空面或结构面时会产生一个反射拉伸应力波。对临空面而言, 这个瞬间的拉应力就是岩体承受的全部法向正应力, 岩体由于受拉而发生脆性破坏; 如果反射波发生在结构面上, 与原来的法向应力叠加, 使结构面上的法向应力骤减, 岩体发生滑动或剪切破坏。世界上发生岩爆最频繁的两个矿区——南非 Witwatersrand 金矿区和印度的 KGF 矿区的岩爆统计数据表明, 在生产爆破后 2h 内发生的岩爆次数是其他每 2h 发生岩爆次数的几倍到几十倍^[10, 16, 28], 参见图 2-11 和图 2-12。

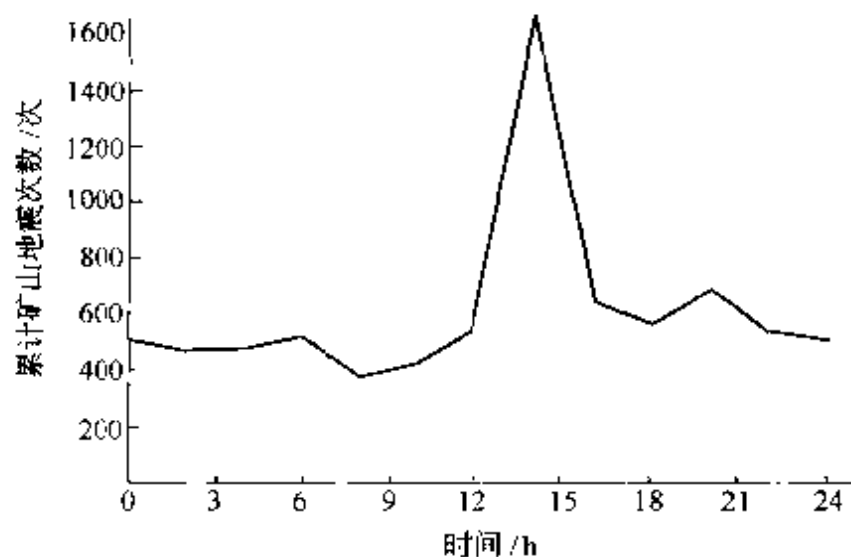


图 2-11 岩爆频率与时间关系

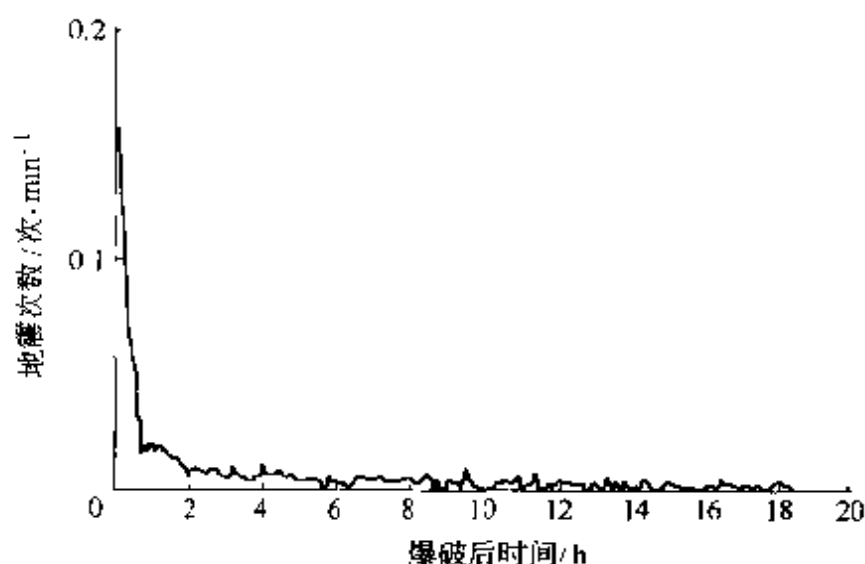


图 2-12 南非 CLR 矿脉岩爆频率与爆破时间关系

(2) 岩爆或自然地震与随后发生岩爆的关系

大地震发生后接连发生一系列余震,过了相当长时间地震活动性才恢复到原来的水平。矿山中发生的岩爆也是如此。每一次强烈岩爆都会诱发第二次甚至第三次较强烈的岩爆。印度开采历史最长的 KGF 金矿区的岩爆通常都成群成组发生(见图 2-13)。天然大地震后,震中周围矿山岩爆的活动性明显增强(唐山大地震后的 1978~1981 年间发生在唐山煤矿的破坏性岩爆次数

达 14 次之多,是震前平均次数的 7 倍)。大地震诱发岩爆和强烈岩爆诱发后续岩爆的原理与生产爆破诱发岩爆机理相同。

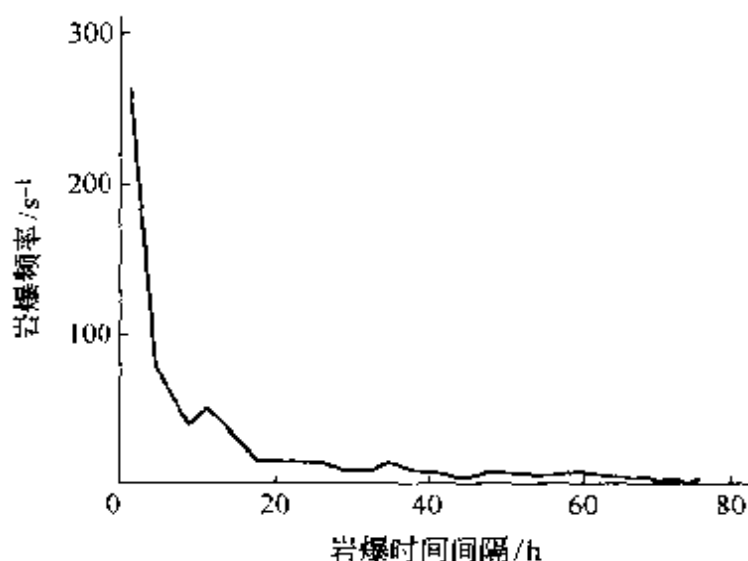


图 2-13 KGF 矿区岩爆时间间隔与岩爆频率关系

(3) 气候对岩爆发生的影响

在雨季,矿山的岩爆活动性增强这一点已被印度和南非矿山岩爆事实所证实。其原因可能是:雨季降雨量增多,雨水渗透到地下岩体裂隙中,因此减小了结构面上的摩擦阻力系数(降低了岩体的抗剪强度),同时降低了结构面上的法向应力,导致岩体更加容易发生破坏。

充分利用上述岩爆发生的时间规律,制定合适的工作制度,就可以在很大程度上减轻近 $1/3$ 左右的破坏性岩爆可能造成的危害。

2.8 小结

本章在综合分析总结近 15 年来有关介绍岩爆问题的理论和现场情况大量文献的基础上,特别是在详细研究两百余幅世界硬岩矿山岩爆现场照片的基础上,围绕着寻找具体实用岩爆防治技术措施和手段这一中心,系统地研究了有岩爆危害硬岩矿山开采技术涉及的各方面理论。第一次提出了硬岩矿山岩爆研究基础理

论体系的概念。岩爆的基础理论体系主要包括岩爆的定义、岩爆的震源机理、岩爆的破坏机理、岩爆强度(岩爆破坏性指标)、影响岩爆因素、岩爆危险性判别、岩爆前兆和岩爆发生的时间规律等。著者独创性的工作主要有:

(1)提出了新的岩爆定义:岩爆是岩体破坏的一种形式。它是指处于高应力或极限平衡状态的岩体或地质结构,在开挖活动的扰动下,其内部储存的应变能瞬间释放,造成开挖空间周围部分岩石从母岩体中急剧猛烈地突出或弹射出来的一种动态力学现象。岩爆的发生常伴随着岩体震动。

(2)在国内首次提出分别研究岩爆的震源机理和岩爆的破坏机理的观点。岩爆的震源机理主要研究岩爆的起因,而破坏机理主要探讨岩爆对地下工程的破坏机制。明确指出岩爆的震源和岩爆破坏地点有时合为一处,也有时相互分离。通过对岩爆现场照片的研究,归纳出岩爆震源处岩体破坏的五种形式,即:应变型岩爆、弯曲破坏、矿柱型岩爆、剪切破坏型岩爆和断层滑移型岩爆。将岩爆破坏处岩体的破坏的原因归纳为岩体破裂导致岩体膨胀和地震能传播导致岩块弹射两种。岩爆震源机理研究可以帮助我们找到防治岩爆的主动措施,岩爆破坏机理的探讨为我们选用合适的支护形式以降低岩爆可能造成的破坏程度提供了理论依据。

(3)著者用动量守恒定律第一次合理解释了岩体质点峰值速度与破坏后抛射出岩块的抛射速度相差很大,且没有一定比例关系这一现象。

(4)第一次详细研究了目前三种世界硬岩矿山常用岩爆分类之间的关系,讨论了各种岩爆分类方法用于岩爆防治措施研究时的优缺点以及各自的应用条件。

(5)从实用角度出发,首次提出在进行有岩爆倾向硬岩矿床开采设计的不同阶段以及根据预测可能会发生岩爆类型的不同采用不同判别标准的观点。也就是用应力判据判别应变型岩爆和弯曲破坏型岩爆、用超剪切应力指标 ESS 判别受地质构造影响较大矿床发生剪切破坏型岩爆和断层滑移型岩爆可能性、用刚度理论研

究矿柱型岩爆和用能量释放率指标 ERR 分析完整性良好岩体岩爆可能性。

(6)在研究岩爆触发因素和发生频率的时间规律基础上,首次提出了采用合理采矿生产工作制度就可以减轻至少三分之一以上破坏性岩爆危害的观点。

(7)指出了现有刚度理论存在的不足,并对其进行了补充和完善。现有刚度理论仅根据矿柱与围岩刚度比值的大小判断矿柱型岩爆的发生与否,作者认为还应增加围岩弹性变形极限应力大于矿柱强度这一前提条件。

3 有岩爆倾向硬岩矿床采矿技术

3.1 引言

有岩爆倾向深埋硬岩矿床采矿技术研究的主要内容有:矿床赋存特点、典型矿岩常规岩石力学性能试验、原岩应力场的量测、岩体结构和岩体稳定性分级、矿石岩爆倾向性测定、矿床开采岩爆危险性判别、适合岩爆条件的采矿工艺选择、采场布置形式、采场结构参数优化、回采顺序优化、主要采准巷道支护设计和岩爆监测网的规划等。本书结合国家“九五”重点科技攻关项目“千米深井300万t级矿山强化开采综合技术研究”课题,以冬瓜山矿床为工程实例,展开全面的有岩爆倾向矿床的开采技术研究。

3.2 冬瓜山矿床开采技术条件^[85~93]

传统意义上的地下矿山开采技术条件一般是指矿体的赋存状态(矿体的长度、厚度、倾角和倾向延展长度)和矿体及上下盘围岩的稳定性(常用岩体坚固性系数 f 表示)。现代岩石力学的发展极大地推动了岩体稳定性的研究工作。以岩体分类和原岩应力量测为主要内容的矿床开采技术条件研究工作已成为现代矿山开采技术研究的重要内容。与一般浅埋矿床相比,深埋矿床开采发生岩爆的可能性显著增大。因此,岩爆倾向性研究就成为了不同于一般浅井开采的深埋矿床开采技术条件研究的重要内容。

3.2.1 冬瓜山矿床的赋存特点

冬瓜山是到目前为止在狮子山矿区探明的埋藏最深的特大砂卡岩型铜矿床。矿床所处的大地构造位置为淮阳“山”字形构造的前弧东翼。矿区范围内燕山运动时期形成的岩浆岩发育,主要为中-酸性石英闪长岩,是成矿母岩,与围岩间产生热液蚀变交代形成矿体。矿体位于青山背斜轴部,赋存于黄龙-船山组层位中。赋

存标高为 $-670 \sim -1000\text{m}$, 矿体形态严格受层位控制, 呈不完整马鞍状以似层状产出, 产状与围岩一致, 与背斜形态相吻合。矿体走向 $30^\circ \sim 35^\circ$, 矿体沿走向向 NE 方向倾伏, 倾伏角 $6^\circ \sim 20^\circ$ 。矿体沿走向水平投影长 1810m 、宽 $204 \sim 882\text{m}$, 矿体最大厚度 107m , 一般 $30 \sim 50\text{m}$ 。

矿体主要为含铜矽卡岩、含铜黄铁矿、含铜磁黄铁矿和含铜蛇纹石。

矿体顶盘围岩由侵入岩体、矽卡岩和大理岩组成。石英闪长岩是矿区内主要侵入岩, 以岩墙、岩枝状产于主矿体的东部和南部; 大理岩是矿体主要顶盘围岩, 分布在矿体西部和北部, 部分变质强烈为矽卡岩。

矿体底盘围岩主要是粉砂岩。除矿体东南部局部地区的底盘围岩由侵入体(石英闪长岩)代替外, 其余地区均为粉砂岩。典型矿体横剖面如图 3-1 所示。

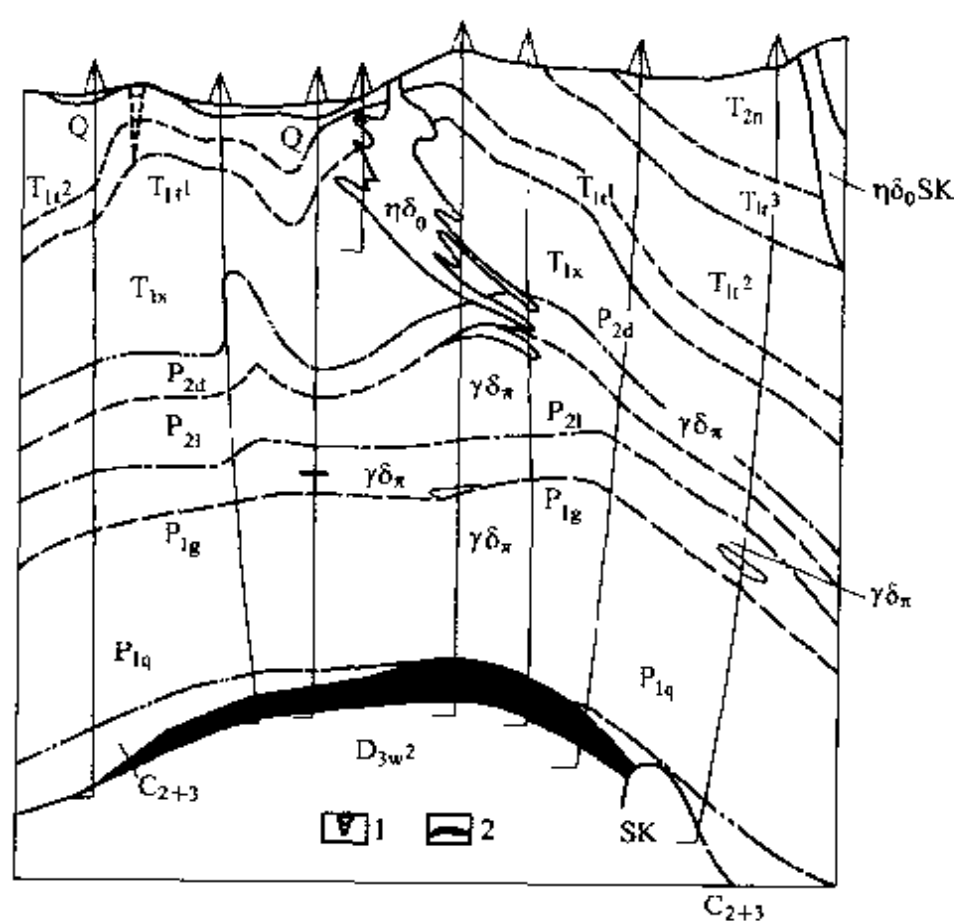


图 3-1 典型矿体横剖面

3.2.2 冬瓜山典型矿岩常规岩石力学实验

根据矿体和围岩的分布特点,选出栖霞组大理岩(QD)、黄龙组大理岩(HD)、粉砂岩(FS)、石英闪长岩(SC)、砂卡岩(XY)、石榴子石砂卡岩(SX)和含铜磁黄铁矿(K)计7种矿岩进行了岩石力学参数测定。6种岩样取自安徽省321地质队岩心库,把12个钻孔的岩心制成211块岩心样品(圆柱形样品直径 $\phi 40\text{mm}$,高80mm),这些岩心分布在50号、51号、52号、54号、56号和58号勘探线;矿石样取自-730m中段48号西川和50号东川地应力测量孔岩心(圆柱形样品直径 $\phi 50\text{mm}$,高100mm),共15块。通过容重测定、弹性波波速测定(采用日本OYO应用地质仪生产的5217A型超声波检测仪)、单轴抗压和变形实验(采用日本丸东制作所生产的SG—1065S型电液伺服控制三轴刚性压力试验机,试验机刚度为7.89GN/m,最大加载能力300MN)、三轴抗压实验(采用长春压力机厂生产的200t压力试验机,将试样放在围压筒内)和巴西劈裂实验等五项常规实验,求出了所选矿岩样的容重、弹性波纵波波速和横波波速、动弹性模量和动泊松比、单轴抗压强度、弹性模量和泊松比、三轴抗压强度、内聚力、内摩擦角和抗拉强度等11个物理力学参数值。结果见表3-1。

表 3-1 冬瓜山典型矿岩岩石力学参数

岩性参数	栖霞组大理岩	黄龙组大理岩	粉砂岩	石英闪长岩	砂卡岩	石榴子石砂卡岩	含铜磁黄铁矿
E_d/E	1.870	1.55	1.85	1.44	2.04	2.11	1.93
E/GPa	22.31	12.80	40.40	45.11	49.90	50.88	51.48
μ	0.2570	0.3290	0.208	0.2644	0.3124	0.2499	0.2532
σ_c/MPa	74.40	50.38	187.2	306.58	190.30	170.28	304.0
σ_t/MPa	8.96	3.40	19.17	13.90	17.13	12.07	9.12
σ_c/σ_t	8.26	14.82	9.76	22.06	11.11	14.11	33.33
C/MPa	12.00	11.23	30.53	33.01	21.43	20.71	44.33
$\phi/(^{\circ})$	45.28°	39.51°	51.0°	57.0°	56.21°	58.91°	53.02°

3.2.3 狮子山矿区原岩应力场

3.2.3.1 矿区地质背景及构造条件

狮子山矿区具有比较复杂的区域地质背景及地质构造条件,因而矿区的地应力状态亦比较复杂。从大区域范围来看,狮子山矿区位于淮阳“山”字形构造体系弧顶的偏前弧东翼。从受力的条件来看,矿区范围主要承受 NW 或 NNW 向的地质构造应力场的作用与控制,该构造应力是产生“山”字形构造体系总体上为 SN 方向的构造应力场。“山”字形构造组成示意图见图 3-2。

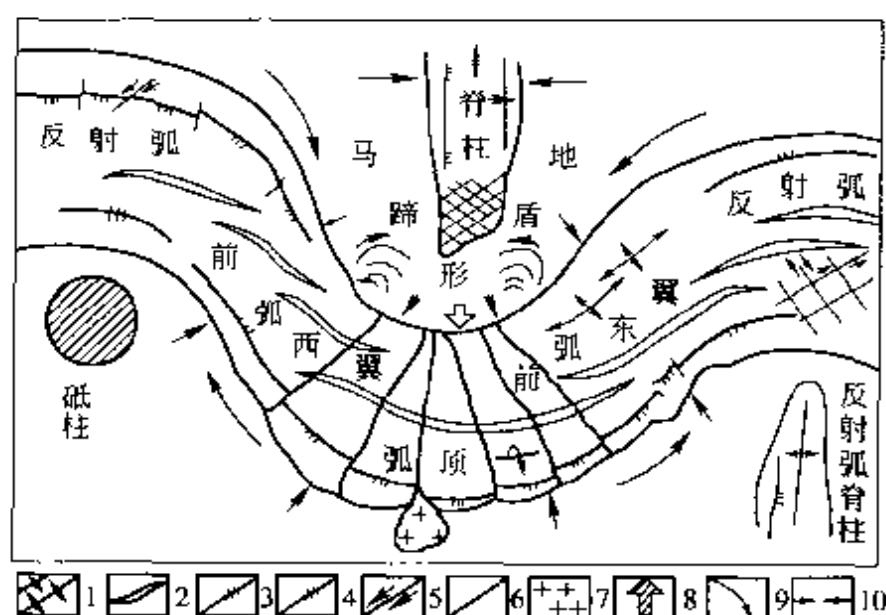


图 3-2 “山”字形构造组成示意图

1—背斜；2—向斜；3—挤压带；4—冲断层；5—扭断层；6—张断层；7—花岗岩；
8—作用力方向；9—旋扭方向；10—主压应力方向

根据地震地质研究、地形量测资料及铜陵地区地震应力量测,铜陵地区的现今地质构造应力作用方向为 NE 方向,与“山”字形构造体系在矿区所形成的 NW 向或 NNW 向的地质构造应力作用方向明显不同。主要原因在于,我国东部广大地区总体上受 NE 或 NNE 向的华夏或新华夏构造体系控制,因太平洋板块的俯冲挤压作用,与产生区域性“山”字形构造体系的近 SN 向的古构造应力场产生相应的复合效应,加之燕山运动以来大型岩浆岩体的侵入挤压作用及顶托作用,使矿区的地应力状态进一步复杂化。

3.2.3.3 Kaiser 效应测试

用应力解除法进行现场岩体应力量测是以往国内外公认的确
定原岩应力大小及作用方向的有效方法,但在现场进行大量应
力量测工作费时、费力又费钱,而且还要受到现场施工条件的干
扰和限制。基于上述情况,长期以来人们致力于探讨一种比较
方便的评价岩体应力的实验方法。新近发展的地应力声发射
Kaiser 效应测定可以在实验室条件下进行大量的实验测定,为
评价研究矿区的地应力场及其特征提供了一种比较理想的手
段。我国自 1985 年先后在三山岛金矿、南桐矿务局、阳泉矿
务局等矿山,二滩、锦屏、奚落渡、官渡等坝址以及泰山抽水
蓄能电站、辽河油田等工程应用了 Kaiser 效应评价地应力。
著者对 -280m 和 -910m 也应用 Kaiser 效应进行了地应力
评价实测研究。

Kaiser 效应实验原理是:一种材料,如果曾经承受过某一
应力水平的应力作用,在实验室条件下进行再加载过程中,尚
未达到先前所承受的应力水平时,则很少或基本没有声发射
现象,当达到先前所承受的应力水平时,其声发射现象则突然
增加,由于岩石亦具有这种特性,从而可以利用这种特性分析
研究岩体的应力及矿区的地应力分布状态。

在声发射实验的研究中采用了 AE-400 型声发射仪。实验
系统主要包括加载系统、声发射参数和载荷模拟量量测系统、
数据自动处理微机系统和定区监测标定系统四大部分组成,
如图 3-3 所示。加载系统采用 20t 压力机,压力机的压力与
声发射仪之间的连接采用电感式位移传感器,以实现压力(应
力)与电讯号间的转换。声发射参数及载荷模拟量量测系统,
可以同时监测 5 个参量(3 个声发射参量及 2 个模拟参量)。
在实验过程中主要采集声发射事件数及模拟载荷参量作为
分析声发射特性的主要参量。数据自动处理微机系统,配合
多功能软件,使声发射实验量测具有智能化的特点和功能。
实验过程中声发射参量及模拟量由微机自动采集处理,定时
存盘,可在显示器上对每种声发射参量按不同的要求用对数
累计、对数比率、线性累计及线性比率等定时分幅显示,

并由打印机打印输出。定区监测标定系统(图 3-4)可以保证对岩样测定区域的声发射参数进行有效的监测,避免定区监测范围以外的声发射信号进入监测系统,这对岩样的声发射实验具有重要的意义。在实验过程中可以避免岩样端面与压力机承压板之间产生的端面效应,可不需在岩样的端部采用衬垫,从而使实验结果更可靠。

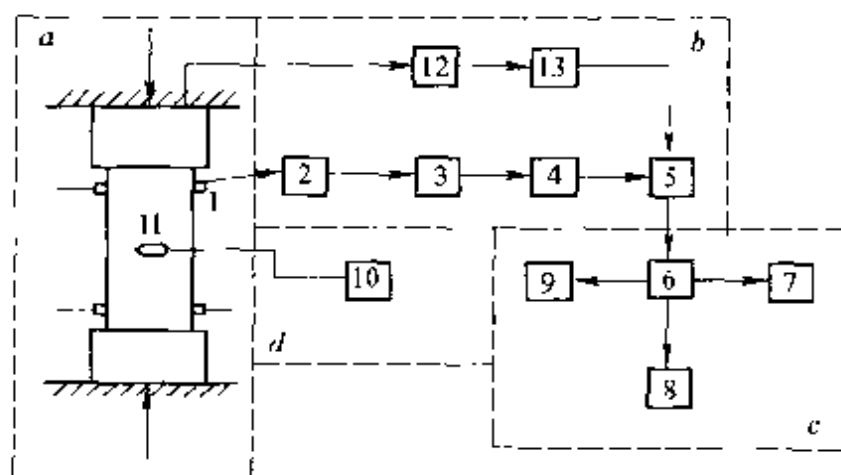


图 3-3 声发射 Kaiser 效应实验系统

a—加载系统; b—声发射参数及荷载模拟量测系统;

c—数据自动处理微机系统; d—定区监测标定系统

1—声发射接受探头; 2—前置放大; 3—带通滤波器及主放大; 4—声发射事件与鉴别单元; 5—接口单元(A/D转换); 6—微机处理; 7—存储器; 8—打印输出; 9—显示器; 10—模拟源; 11—声发射探头; 12—电感位移传感器; 13—电压放大器

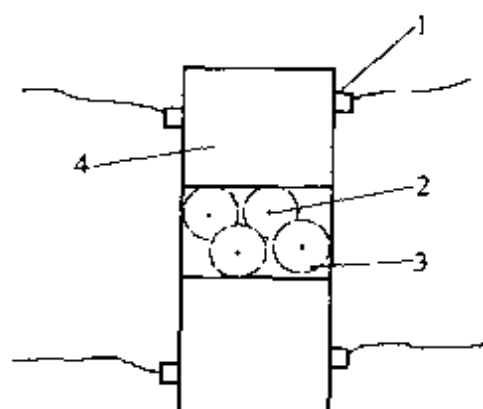


图 3-4 声发射定区标定监测系统

1—探头; 2—定区监测标定点; 3—定区监测范围; 4—岩样

-280m 和 -910m 实验岩样的采集点的位置见表 3-3。表中列出了 -460m 和 -730m 中段地应力现场量测点情况。为了方便现场岩块的采集, -280m 和 -910m 采岩样时迁就利用了巷道壁出露的比较平整的节理面, 精确地测定节理的走向、倾向及倾角, 达到了精确定向的目的。-280m 中段所采集的岩块的走向基准节理面的产状为走向 175° 、倾向 $NE85^{\circ}$ 、倾角 89° ; -910m 中段所采集的岩块的走向基准节理面的产状为走向 30° 、倾向 $NW60^{\circ}$ 、倾角 21° 。每个地应力量测点采集 5 块定向岩块, 岩块的尺寸为 $20\text{cm} \times 30\text{cm} \times 20\text{cm}$ 。为了测定岩体中的三维应力状态, 至少需要采集 3 个正交平面上 6 个确定方向的定向岩样, 如图 3-5 所示。为了保证实验测定结果的可靠性, 选用了 4 个互成 45° 夹角的直立平面, 且在包括水平面在内的每个平面上的 4 个互成 45° 夹角的独立方向上分别采集了定向岩样如图 3-6 所示。这样采集的 13 个独立方向的定向岩样, 不但对每个平面上及相关平面间的实验测定结果提供了必要的多余量测, 而且 5 个采样平面实际上组成了两个独立的实验测定系统。每个方向岩样尺寸为 $2.5\text{cm} \times 2.5\text{cm} \times 60\text{cm}$, 加工成 $20\text{mm} \times 20\text{mm} \times 60\text{mm}$ 的实验样。实验测定的部分结果见表 3-4 和表 3-5。典型实验曲线如图 3-7 所示。

表 3-3 地应力测点或实验点情况一览表

测点所在中段	测点号	测点或采样点位置	测点处坐标	岩性	备注
-280m		冬瓜山辅助井和大团山副井间, 底盘沿脉巷道与顶盘沿脉巷道联络道中, 靠近底盘沿脉巷道处	$X=21873$ $Y=84166$	石英闪长岩及砂化闪长岩	距冬瓜山辅助井南西方向 239m
-460m	1 号	大团山矿体 -460m 中段 29 号川脉巷道	$X=21751$ $Y=83940$	大团山矿体, 含铜砂卡岩及含铜磁黄铁矿	因不知测点坐标暂以大团山副井坐标为参照
	2 号	大团山矿体 -460m 中段 23 号川脉巷道			

续表 3-3

测点所在中段	测点号	测点或采样点位置	测点处坐标	岩性	备注
-730m	1号	冬瓜山矿体 -730m 中段 50 川脉东侧矿体中,距脉内沿脉 12m	$X=22380$ $Y=84222$	冬瓜山矿体,含铜砂卡岩及含铜磁黄铁矿	
	2号	冬瓜山矿体 -730m 中段 48 川脉西侧矿体中,距脉内沿脉 25m	$X=22298$ $Y=84159$		
-910m		冬瓜山辅助井马头门附近,在辅助井井底车场巷道的西侧壁	$X=22124$ $Y=84217$	砂化闪长岩	沿辅助井中心 22m,距冬瓜山措施盲井 12.7m

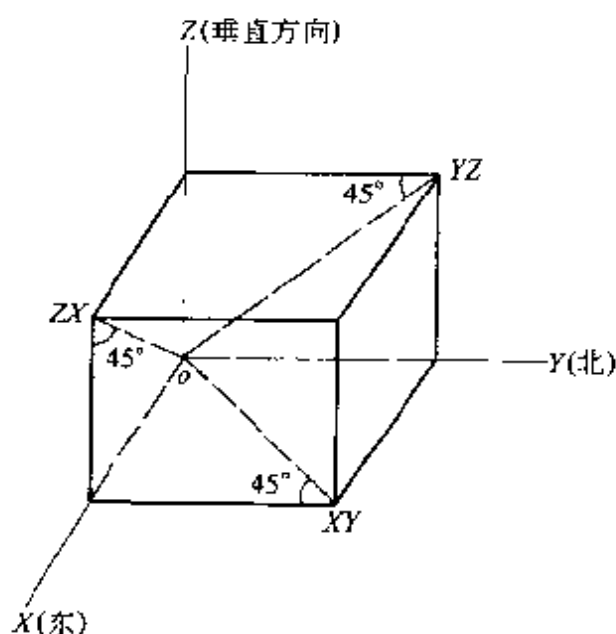


图 3-5 采集岩样直角坐标系

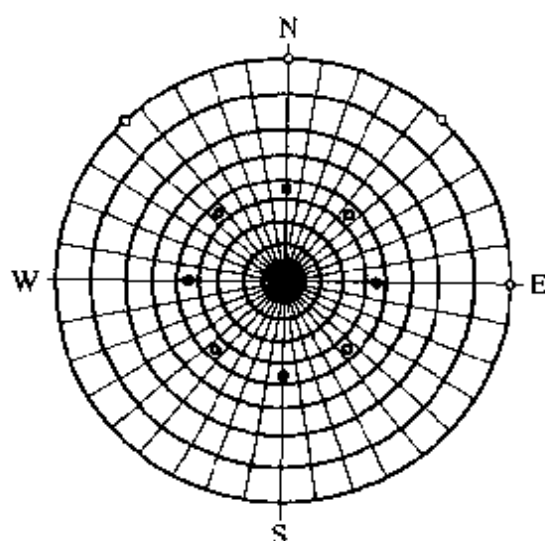


图 3-6 定向岩样方向极点图

3.2.3.4 矿区地应力量测和实验测定结果及应力场特征分析

通过上述 -460m 和 -730m 水平现场地应力量测以及在 -280m 和 -910m 水平采集岩样在实验室进行地应力 Kaiser 效应实验室测定,基本掌握了狮子山矿区地应力场分布的特征和规律。矿区地应力量测及实验测定结果汇总于表 3-6,矿区各中段地应力测点实测主应力作用方向极点投影如图 3-8 所示。

表 3-4 冬瓜山岩样声发射 Kaiser 效应测试结果

采样深度/m	岩性	试件尺寸		岩样组号	试件方向	Kaiser 应力/MPa										加权值	备注
		长×宽×高/mm	S/mm ²			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
910	砂化闪长岩	20×20×60	400	I	X	38.5	△	35.2	34.8	36.1	35.2	37.5	38.8	△	△	36.9	
					Y	32.4	△	38.8	32.8	33.3	36.1	33.3	36.1	25.6	29.6	33.0	
					Z	35.0	35.3	35.0	35.5	△	31.5	30.6	30.2	29.1	29.8	32.4	
					XY	32.8	31.7	△	30.8	29.1	37.5	△	37.9	39.9	△	34.0	
					-XY	34.4	28.0	27.7	33.0	33.3	33.0	30.8	33.2	△	36.6	32.8	
					YZ	33.3	36.6	33.3	29.1	27.7	33.0	31.7	32.8	31.7	30.8	32.5	
					ZX	33.0	32.7	30.0	33.3	△	33.2	31.5	31.5	31.1	33.3	32.2	
-280	石英闪长岩及砂化闪长岩	20×20×60	400	II	X	20.1	17.9	16.5	14.8	20.1	19.5	17.2	16.3	18.4	17.7	18.2	
					Y	14.7	17.1	9.2	18.4	△	14.1	15.1	16.3	16.6	17.8	15.3	
					Z	△	△	8.7	13.4	△	18.8	9.2	13.9	15.4	15.8	13.7	
					XY	15.1	△	19.9	18.7	17.4	△	△	17.5	16.1	21.6	18.1	
					XY	17.6	△	21.5	15.8	△	16.7	△	18.8	△	△	18.8	
					YZ	17.7	17.6	16.4	19.4	14.0	16.0	△	16.9	17.3	14.2	16.5	
					ZX	△	18.3	20.1	△	15.4	16.9	16.4	17.0	△	△	17.0	

“△”表示该试件含有裂隙。

表 3-5 Kaiser 声发射实验测定分组统计结果

测点	分组号	定向试样实测 应力/MPa				主应力 /MPa			主应力倾角 $\alpha/(^{\circ})$						主应力方位角 $\beta/(^{\circ})$		
		X(E)	Y(N)	Z(I)	XY	YZ	ZX	σ_1	σ_2	σ_3	α_1	α_2	α_3	β_1	β_2	β_3	
-280m 水平	1	18.2	15.3	13.7	18.1	16.5	17	19.3	15.6	12.3	18.4	27.1	56.4	247.3	147.6	7.3	
	2	20	16.8	15.1	19.9	18.2	18.7	21.2	17.1	13.5	18.7	27.6	55.7	247	146.8	6.7	
	3	16.4	13.8	12.3	16.3	14.9	15.3	17.4	14.1	11.1	18.5	26.8	56.6	247.1	147.4	7.6	
-910m 水平	1	36.9	33	32.4	34	32.5	32.2	38.1	33.1	31.1	22.7	19.9	59	249.6	150.9	23.7	
	2	40.6	36.3	35.6	37.4	35.8	35.4	41.9	36.3	34.3	22.6	18.6	60.1	250	151.9	26.3	
	3	33.2	29.7	29.2	30.6	29.3	29	34.3	29.7	28.1	22.9	19.6	59.1	249.7	151.1	24.5	

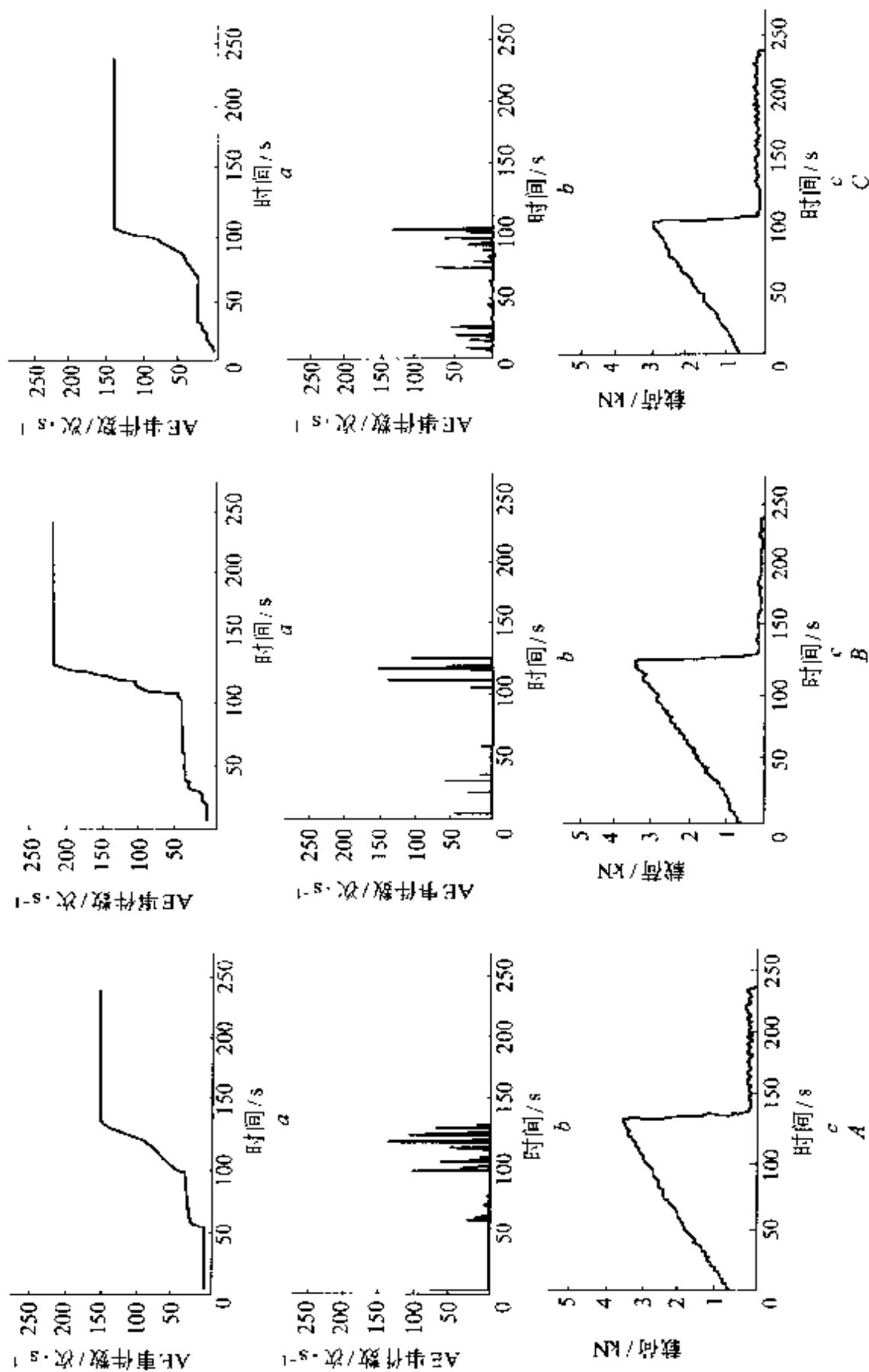


图 3-7 典型Kaiser实验记录结果曲线

表 3-6 狮子山矿区地应力量测及实验测定结果

测点 中段 标高 /m	编号	测点岩性	主应力/MPa			主应力倾角 $\alpha/(^{\circ})$			主应力方位角 $\beta/(^{\circ})$		
			σ_1	σ_2	σ_3	α_1	α_2	α_3	β_1	β_2	β_3
-280	1	石英闪长岩及砂化闪长岩	19.3	15.6	12.3	18.4	27.1	56.4	247.3	147.6	7.3
460	2	含铜砂卡岩或含铜磁黄铁矿	26.08	9.92	9.72	6.13	5.22	81.81	241.2	150.6	20.47
	3		22.44	12.91	10.99	3.08	83.56	5.08	53.81	172.1	323.0
-730	4	含铜砂卡岩	32.75	12.23	8.69	2.25	25.81	64.08	48.31	317.2	142.9
	5		34.33	16.47	13.84	6.37	44.39	44.90	248.4	152.1	344.8
910	6	砂化闪长岩	38.1	33.1	31.1	22.7	19.9	59	249.6	150.9	23.7

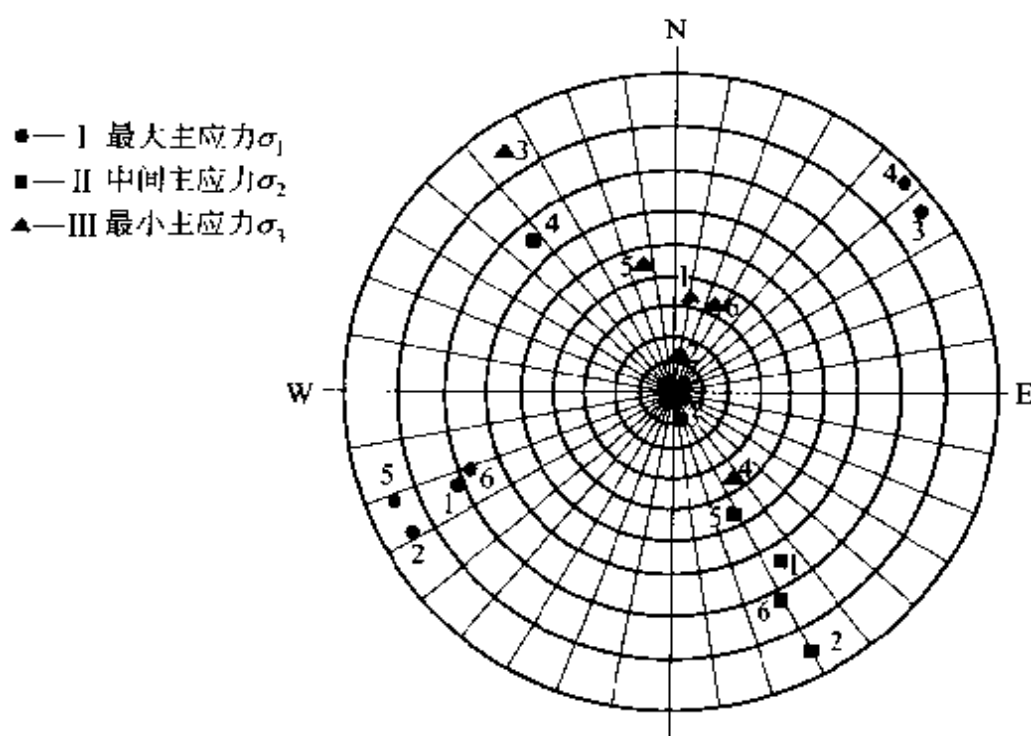


图 3-8 矿区实测主应力作用方向极点投影图

从表 3-6 和图 3-8 可以看出,矿区地应力分布具有以下特征:

(1) 矿区地应力随深度呈线性增加 根据上表中实测数据进行线性回归,得出下列回归方程:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_1 &= 10.6263 + 0.03055h & r &\approx 0.99847 \\ \sigma_2 &= 8.9444 + 0.02984h & r &\approx 1.0 \\ \sigma_3 &= 7.8233 + 0.02778h & r &\approx 1.0 \end{aligned} \right\} \quad (3-1)$$

式中 h ——深度, m;
 r ——相关系数。

(2) 最小主应力 σ_3 近似为垂直应力方向, 矿区最小主应力与水平面的平均夹角约 65° , 近似为垂直方向, 说明在矿区地应力场中垂直应力是最小主应力, 且大致等于岩体的垂直自重应力。

(3) 存在明显的地质构造应力, 最大主应力 σ_1 在 $N61^\circ E$ 的近似水平方向, 中间应力 σ_2 在 $N151^\circ E$ 方位上比较接近水平的方向, 均大于垂直自重应力, 不仅表明矿区存在较大的地质构造应力, 而且验证了前面地质背景分析时指出的, 矿区地应力场是多期地质构造应力场叠加及复合的结果, 现今矿区地质构造应力的最大主应力以 NE 向为主, NW 方向的应力值相对较小, 是古构造残余应力。-460m 和 -730m 水平的中间主应力 σ_2 及最小主应力 σ_3 不但量值比较接近, 且均偏低, 使 σ_2 和 σ_3 在垂直方向的位置容易产生互换, 垂直应力均低于岩体自重应力。

国内外原岩应力量测的理论和实践证明, 应力解除孔壁应变法和声发射 Kaiser 效应是目前比较成熟的进行地应力量测的两种技术。著者利用上述两种技术, 对冬瓜山矿床的 -280m、-460m、-730m 和 -910m 四个中段的 6 个点进行了地应力量测, 比较全面地掌握了矿区地应力的大小及空间分布。量测结果可供矿床开采技术研究利用。

3.2.4 岩体结构特征和岩体稳定性分级

控制狮子山矿区的主要褶皱构造是位于大通顺安复向斜次一级构造——青山背斜。青山背斜全长 22.5km, 宽约 8km, 是一短轴不对称褶曲, 轴线总体方向 $40^\circ \sim 45^\circ$, 并向 NE 倾伏。冬瓜山矿体即产于青山背斜北东段轴部石炭系黄龙组和船山组大理岩中。成矿前主要有 SN 向、EW 向和 NE 向三组断裂带, 一般较稳定。

成矿后断裂均为富水构造,稳定性较差,但是延伸均未超过 350m。成矿后的阴涝一大冲、铜塘冲和龙塘湖三组破碎带,对冬瓜山矿床初期开采不会造成影响。对已有工程进行的详细线调查结果表明,矿体和围岩内的节理均很不发育。矿体和上盘大理岩中的主节理产状是 $225/75 \sim 85$,次节理组产状是 $180/60 \sim 85$;石英闪长岩中主节理产状是 $315/50 \sim 85$,部分产状是 $125/60 \sim 80$,次节理组产状是 $250/70 \sim 90$ 。综合典型矿岩力学参数测量和结构特征统计结果,将冬瓜山矿床典型矿岩按 Barton 的巷道稳定性指数 Q 和南非 Bieniawski 的 CSIR 岩体稳定性分级方法分别进行评价可得出如下结果见表 3-7。

表 3-7 岩体分级参数计算结果

岩 性	栖霞组 大理岩	黄龙组 大理岩	粉砂岩	石英闪 长岩	砂卡岩	矿 体
Q 系统分级 及分值	11.25 Ⅱ(好)	10.23 Ⅱ(好)	32.5 Ⅱ(好)	81.25 Ⅰ(很好)	54.54 Ⅰ(很好)	25 Ⅱ(好)
CSIR 法分级 及分值	71.0 Ⅱ(好)	71.0 Ⅱ(好)	72.0 Ⅱ(好)	79.0 Ⅱ(好)	76.0 Ⅱ(好)	80.0 Ⅱ(好)

根据表 3-7 结果我们可以得出这样的结论:冬瓜山典型矿岩的稳定性为好至很好(按五级分类均属Ⅱ级以上)。如果没有岩爆的话,这样的矿岩稳定性条件对于采矿而言是非常有利的。某岩爆工程研究结果表明,按照 Bieniawski 的岩体地质力学分类,Ⅲ及Ⅲ类以下的围岩无岩爆发生,因为Ⅳ和Ⅴ类围岩节理发育、岩体破碎、充填泥质,并富有地下水,在该类岩体中弹性能不易积累;岩爆多发生在Ⅱ类围岩中;Ⅰ类岩体由于强度高,隧洞开挖产生的二次切向应力与初始应力的叠加没有达到其破坏条件,因此在该工程中Ⅰ类围岩中没有发生岩爆。采矿与隧洞开挖大不相同,复杂的地下结构容易造成局部应力高度集中,所以岩体完整性越好越容易导致弹性能积聚,如果产生岩爆,那么其破坏性也就越大。

3.2.5 冬瓜山矿床开采的岩爆倾向性

十几年前,人们在开始冬瓜山矿床开发研究工作时就意识到,冬瓜山将是我国在近期大规模开发的埋藏超千米的少数几个硬岩矿山之一,有遇到国外深井硬岩矿山采矿和我国煤矿采矿经常遇到岩爆和高温等难题的可能。随着冬瓜山矿床开发日期的不断逼近,岩爆问题的研究就日趋迫切。研究岩爆倾向性是冬瓜山矿床开采技术,特别是开采技术条件研究的主要内容之一。如书中第2章指出的那样,岩爆的发生要具备岩石本身性质和应力两个方面的条件。岩石本身的力学性质是指在应力条件满足时,岩石具有突然猛烈破坏的性质,即岩石的岩爆倾向性;应力条件是指岩体所处的原岩应力场和开采活动引起的次生应力场的叠加满足岩体的破坏条件。我们首先研究冬瓜山矿岩的岩爆倾向性。

3.2.5.1 冬瓜山矿床典型矿岩的岩爆倾向性

如本书1.3.1.4节所述,日前用于确定岩石岩爆倾向性的指标很多,主要有:弹性能量指数 W_{ET} 、冲击能量指数 W_{CF} 、有效能量释放指数 $BERI$ 、下降模量 $G|M|$ 、破坏时间 D_t 和岩石脆性系数 K 等。由书中第二章的岩爆发生机理分析可知,发生岩爆岩石的主要特点是:岩体在承受载荷的过程中逐步积累了大量的弹性变形能,载荷超过极限强度使岩体发生破坏的过程中,原来储存的弹性应变能迅速释放,释放的能量除能够维持岩体继续破坏(微观上的裂纹扩展)外,尚有多余能量使破碎的岩块产生动能。目前定量探讨大规模岩体储存的能量在峰值载荷后耗散规律还有许多暂时的困难,但是在实验室内通过岩石试样的变形性能实验,容易得出岩石在达到峰值载荷前储存能量中弹性应变能所占的比例 W_{ET} 、峰值前储存的能量与峰值后破坏所需能量的关系 W_{CF} 、岩石的脆性系数 K 和岩石试块可能储存的最大应变能 E_s 。

根据冬瓜山7种典型矿岩岩石力学试验结果并经数据整理得到如下岩爆倾向性指标见表3-8。

我们知道,真正对岩爆倾向性起主导作用的应该是岩石在峰值载荷前储存的弹性应变能(岩石破坏后的能量来源)与峰值载荷

表 3-8 冬瓜山典型岩石岩爆倾向性指标

岩性指标	栖霞组 大理岩	黄龙组 大理岩	粉砂岩	石英闪 长岩	矽卡岩	石榴子石 矽卡岩	含铜磁 黄铁矿
W_{ET}	3.11	1.33	7.27	10.57	3.97	5.76	/
W_{CF}	2.13	1.84	8.91	17.0	5.6	3.19	10.24
E_s	0.124	0.102	0.535	0.893	0.353	0.289	0.953
K	8.26	14.82	9.76	22.06	11.11	14.11	33.33
$W^{①}$	1.61	1.05	7.83	15.53	4.47	2.72	10.24 ^①
试样破坏 剧烈程度	平静缓慢 个别较快	平静缓慢 个别较快	剧烈或 非常 剧烈	非常 剧烈	剧烈或 非常 剧烈	剧烈个 别平静	较剧烈 至非常 剧烈

① W 的定义见下面公式 3-2; 由于未测定含铜磁铁矿的 W_{ET} 暂以 W_{CF} 代替 W 。

后直到完全破坏这一过程所要消耗的能量之比。上述 W_{CF} 的计算未对峰值载荷前储存的弹性应变能与塑性应变能进行区分, 而是把它们之和作为计算的依据; 而 W_{ET} 又恰好是峰值载荷前储存的弹性应变能与塑性应变能的近似比例(实际为 80% 峰值载荷前的比例)。因此, 把 W_{ET} 和 W_{CF} 合并成一个指标是顺理成章的。著者建议用有效冲击能量指标 W 作为岩石猛烈破坏可能性的能量判别指标。 W 可以按下列公式 3-2 计算, 冬瓜山典型岩石试样的 W 值见表 3-8。

$$W = W_{CF} \left(\frac{W_{ET}}{1 + W_{ET}} \right) \quad (3-2)$$

岩石的脆性系数 K 可以作为一个辅助判断指标; 而 E_s 指标是对岩体破坏前储存弹性应变能的潜力的估计, 也就是对岩爆可能造成的破坏程度进行评价。对于人们怀疑有可能受到岩爆危害的矿山, 选取有代表性岩样进行岩爆力学性能参数测定; 用有效冲击能量指标 W (主要指标)、岩石脆性系数 K 和岩石试块可能储存的最大应变能 E_s (辅助指标) 即可进行岩石岩爆倾向性分析。

岩石试块的抗压实验(特别是用刚性试验机进行的试块自加载到破坏的应力-应变全过程实验)本身其实就是一种特殊受力条

件下的岩爆实验,如果岩石试样破坏剧烈就说明发生了岩爆,否则就没发生岩爆。按照上述建议的有效冲击能量指标 W 判断,冬瓜山典型矿岩的岩爆倾向性排序是:石英闪长岩 > 含铜磁黄铁矿 > 粉砂岩 > 矽卡岩 > 石榴子石矽卡岩 > 栖霞组大理岩 > 黄龙组大理岩。根据有关文献介绍的 W_{ET} 和 W_{CF} 判别标准按照公式 3-2 推算出 W 的判别标准是: $W > 2.8$ 时有强烈岩爆倾向, $W = 1.8 \sim 2.8$ 时有中等岩爆倾向, $W < 1.8$ 时则无岩爆倾向。在对比实验室试验岩样破坏剧烈程度与计算出的 W 值的关系时发现:试样破坏缓慢的有效冲击能量指数 $W = 0.47 \sim 1.38$; 80% 破坏剧烈试样的有效冲击能量指数 $W > 1.85$, 其中能够获得峰值后曲线的试样加权平均 $W = 5.44$ 。这与上述推算出的 W 的判别标准基本吻合。按照上述 W 判别标准:石英闪长岩、含铜磁黄铁矿、粉砂岩和矽卡岩有强烈岩爆倾向性;石榴子石矽卡岩有中等岩爆倾向;栖霞组大理岩和黄龙组大理岩无岩爆倾向性。按照文献 [90, 91, 92] 介绍的判别标准,用 K 判别:石英闪长岩和含铜磁黄铁矿有强岩爆倾向;矽卡岩、石榴子石矽卡岩和黄龙组大理岩有中等岩爆倾向;粉砂岩和栖霞组大理岩无岩爆倾向。用 E_s 判别:石英闪长岩和含铜磁黄铁矿有强岩爆倾向;粉砂岩有中等岩爆倾向;矽卡岩、石榴子石矽卡岩、栖霞组大理岩和黄龙组大理岩无岩爆倾向。

值得指出的是,尽管黄龙组大理岩的脆性系数 K 大于 14,但是它的有效冲击能量指数却只有 $W_{ET} = 1.05$, 峰值前储存的弹性应变能几乎没有任何富余可供它产生什么动能,实验室试验时岩样破坏均很缓慢,所以它不会岩爆。

综合上述分析结果,我们可以认为:石英闪长岩和含铜磁黄铁矿岩爆倾向强;粉砂岩和矽卡岩的岩爆倾向中等;石榴子石矽卡岩的岩爆倾向弱;栖霞组大理岩和黄龙组大理岩无岩爆倾向。

3.2.5.2 冬瓜山矿床开采时发生岩爆的应力条件

地下采矿工程中,相对于其他采矿工程而言,未受到其他开挖工程影响的孤立采准巷道的稳定性最容易得到保证,它发生岩爆

的可能性也最小。如果研究的结果表明这种巷道也具有发生岩爆的可能性,那么在开采过程中岩爆的发生可能就是不可避免的。

我们在第2章研究岩爆发生条件时指出,孤立巷道发生应变型岩爆的可能性研究可以采用谢学斌给出的岩爆应力判据。冬瓜山原岩应力测量结果显示,原岩应力场中的最大主应力分量已经达到38.1MPa。根据弹性力学理论,在静水应力场中开挖圆形巷道,周边的最大主应力集中系数是2;其他形状的巷道开挖后应力集中系数一般大于2。取集中系数为2,最大周边主应力将达到76.2MPa。有岩爆倾向的石英闪长岩、含铜磁黄铁矿、粉砂岩、砂卡岩和石榴子石砂卡岩的单轴抗压强度分别是306.58MPa、304.0MPa、187.17MPa、190.3MPa和170.28MPa。则 $\sigma_{1周}/\sigma_c$ 的值分别为0.249、0.251、0.407、0.400和0.447。按照谢学斌根据统计学给出的岩爆应力判别标准,在上述岩石中开挖巷道可能或非常可能发生岩爆。矿床开采时将在下盘粉砂岩内布置大量采准工程,发生岩爆的可能性很大。矿体上盘的石英闪长岩和矿体本身具有很高的强度,它们储存弹性应变能的潜力巨大,一旦发生岩爆其破坏性是很大的。特别是上盘的石英闪长岩,局部采场的凿岩硐室设在其中,发生岩爆将会对人员和设备造成极大威胁。

冬瓜山矿床的断层和节理等构造弱面不发育,根据第二章讨论的岩爆发生条件,我们可以认为冬瓜山矿床开采初期发生断层滑移型岩爆的可能性较小。大规模开采后,特别是矿床开采的后期,随着开采扰动范围的不断扩大,延伸较浅的成矿前断裂发生断层滑移型岩爆的可能性是存在的。

矿区岩浆岩发育,岩墙和岩枝与其他围岩接触部位是岩体刚度突变界限,在这些部位发生剪切破裂型岩爆的可能性很大,考虑矿体开采顺序时应特别注意。

3.2.5.3 冬瓜山基建期发生的岩爆实例

自1993年以来,冬瓜山矿山基建期间发生了多起强度不高破坏性不大的弱岩爆事件。

1993年在辅助井井口旁-790m水平运输巷道的底板发生一

次岩石弹射,约有 0.2m^3 岩石从底板飞出(伴随的爆裂声相当于两只雷管爆炸),一位工人的雨衣被打破,受轻伤。

1997年1月17日在冬瓜山-730m中段盲措施井下掘进时,北东部井下6m左右发生了岩石弹射,崩出的岩石约150kg,占井壁面积约 0.5m^2 。

1997年1月20日早班,在17口发生岩石突出的同帮壁下7m处又发生一次岩石弹射,崩出岩石约300kg,占井壁面积约 1m^2 ,发生在灰白色和深灰白色两种石英闪长岩的接触带。地质监测人员在现场发现岩石经常发出响声。有一次响声过后,发现岩石有两道裂隙,长约60cm,裂隙间距约40cm,裂隙宽2mm。

1997年2月26日,在-790m和-830m两中段间废石溜井中部西帮(约-810m)处发生岩石弹射。岩石崩出前有爆裂声,有抛掷现象,施工工人衣服被擦破,突出面积约 0.3m^2 。

1998年9月,-790m中段东石门迎头,以小断面掘进到53线时,在成巷的坑道顶帮,发生破裂。当时采取锚网支护,继续向前掘进,但支护段破坏越来越严重,部分钢筋整体抛出,锚杆被剪切或是拔出。

1999年3~5月,-790m向上斜坡道同运输巷交汇处施工期间发生岩爆。采用挂网锚杆支护后,锚杆被剪断。随后采取逐段刷大并配筋浇注混凝土支护。巷道侧帮存在一组320/66的节理,在交汇处的右帮发生1.8m长一段底鼓。

1999年3月,-850m水平巷道侧帮顶板发生岩爆,有爆裂声,岩石为矽卡岩,历时20余天锚网支护破坏,部分钢筋网整体抛出,锚杆拔出,距该处约40m处为石英岩,发生岩爆地点为巷道交汇处。

1999年5月,-875m水平水仓施工过程中,在巷道直角拐弯处,顶板发生岩爆,面积为 $10\sim 15\text{m}^2$ 。

综合分析上述岩爆现象,具有以下特点:(1)所有岩爆均发生在石英闪长岩、闪长玢岩、矽卡岩和含铜蛇纹石等坚硬岩体中;(2)有的岩爆发生在刚性大的闪长玢岩和矽卡岩中有一定节理弱面发

育部位(根据第二章岩爆讨论的分类判断为小的断层滑移型岩爆);(3)在两种岩石接触部位,特别是自刚度较小的岩体向刚度较大的岩体推进工作面时,岩爆发生在刚度大的岩体中(估计为剪切破坏型岩爆);(4)有的岩爆发生在工程交接或交叉处(估计为矿柱型岩爆)。

总结上述岩石岩爆倾向性、岩爆发生的应力条件和基建期发生岩爆的实际情况,我们基本可以得出这样的结论:冬瓜山在未来开采中将受到岩爆威胁。

3.3 有岩爆倾向冬瓜山矿床采矿方法选择

3.3.1 引言

地下矿山采矿方法设计的目标是安全高效回收地下矿产资源,并尽量提高矿石回收率 and 经济效益。采矿工艺技术的选择主要取决于矿体的几何形状、矿石品位及其分布特征和采矿的工程地质环境。目前,采矿界通常将采矿方法分为自然支撑采矿法(空场采矿法)、人工支撑采矿法(充填采矿法)和崩落采矿法三大类。

从岩石力学角度讲,各类采矿方法的区别主要表现在矿石回采后周围岩石产生的位移和能量的重新分布。对于空场采矿法和充填采矿法而言,采矿的目的是将围岩位移限制在弹性范围内,使应变能聚集在采矿影响范围内(应力集中区),避免储存的能量不稳定释放;而崩落采矿法要实现的是采矿导致围岩发生大规模位移,矿体上部围岩的位移逐渐向外发展,采矿增加的应变能以岩石的破裂、滑动和磨蚀等形式耗散掉,采矿要求能量耗散的速率与回采矿石出矿量成正比。无论采用何种采矿工艺,下面4项岩石力学目的必须得到满足^[18]:

- (1)保证矿石回采过程中采场结构的稳定性;
- (2)确保尚未开采的相邻矿石可采;
- (3)保证主要服务巷道的服务年限;
- (4)确保自采场通达安全作业面的通道畅通。

空场法不宜用于有岩爆倾向矿床的开采。南非金矿当今大量

采用崩落顶板或充填采空区的长壁法取代早期的房柱法就是很好的例证。空场法大面积回采后,发生岩体失稳几乎是不可避免的(只是个时间问题),有岩爆倾向岩体的猛烈破坏得不到控制,会对井下工程造成严重破坏。

崩落法可使开采过程中岩体内积聚的应变能均匀释放,并且通过对出矿顺序和出矿量的控制实现应变能释放速率的可控,因此崩落法可用于开采有岩爆危害矿床。智利的 El Teniente 铜矿采用矿块崩落法开采受岩爆严重危害矿床的生产实践就是一个例证^[97]。尽管该矿在早期生产历史中曾多次因严重岩爆而停产,但自 1992 年安设了覆盖全矿的数字化全波形地震监测系统后,矿山通过对大量矿山微小地震(岩石破裂)数据的分析,掌握了岩体破裂的发展和传播规律,据此调整采场结构参数和放矿制度,极大地限制了破坏性岩爆的发生。第 6 采区 1994 年重新恢复生产直到 1996 年 7 月末发生一起严重岩爆。采矿生产实践证明,充填法可用于有岩爆倾向矿床采矿。

3.3.2 充填控制岩爆机理

充填具有降低岩爆活动性和减轻岩爆可能造成的破坏程度两种作用^[105,110,124]。降低岩爆活动性(防爆作用机理)是指充填体能够减小开挖后岩体发生的体积变形、降低能量释放率 ERR 和超量剪切应力 ESS 以及提高采矿结构岩体强度,从而达到降低岩爆活动性(也就是防止或减少岩爆发生)的目的;充填减轻岩爆可能造成破坏程度(减灾作用机理)是指充填体吸收岩爆产生的地震能,从而降低岩爆的破坏性。

3.3.2.1 充填体的防爆作用机理

根据本书第 2 章关于岩爆危险性判据的研究成果以及其他学者们的研究结果^[65,78,94],能量释放率 ERR 和超量剪切应力 ESS 都是判别岩爆发生频度和强度的测度。在地质构造不甚发育地区,能量释放率 ERR 与岩爆发生的频度和强度密切相关,岩爆的发生频度和岩爆的破坏性均随 ERR 的提高而加大,这已被南非金矿多年生产的大量实践所证明。近十几年来,许多学者又提出

了研究地质构造发育区岩爆的活动性时采用超剪切应力 ESS 指标的观点。充填的防爆机理可以通过它降低 ERR 和 ESS 值以及提高岩体结构强度的作用解释。

(1) 充填降低能量释放率 ERR 机理

充填体的引入限制了开挖空间临空面向内的体积闭合,从而减少了达到新的平衡状态前的能量释放。充填体降低体积闭合的作用效果主要受充填体初始刚度和最终应变两个因素控制。衡量充填区域支护作用效果的充填质量因数 $M = ERR_{\text{充填}} / ERR_{\text{不充填}}$, M 值越小说明充填体的质量越高,控制岩爆越有效。Salamon 证明充填料的质量因数可用下式计算:

$$M = \frac{1}{\sigma} \int_0^{\sigma} \epsilon d\sigma \quad (3-3)$$

式中 σ ——充填料压缩到最终平衡时的应力, MPa;

ϵ ——充填料受压时的应变。

Ryder 提出的充填体质量定义是: $M \leq 0.25$ 是优质充填料; $M \geq 0.35$ 属于质量差的充填料。充填体的初始刚度也就是我们在讨论低应力状态下所讲的充填体的刚度模量。增加胶结剂的含量可以提高充填体的刚度模量,对控制岩爆有利。但是由于与岩体的刚度模量相比,充填体的刚度模量一般要低几十甚至几百倍,因此充填体刚度提高对降低能量释放率的作用不明显。充填料的初始孔隙率是最终控制充填体极限压缩变形的关键因素。充填料的平均粒径越大,则初始孔隙率越小,充填体受压后的最终变形就小,因此降低 ERR 的效果就更明显。金属矿山尾砂充填的初始孔隙率为 44%~60%,废石充填的孔隙率为 25%~33%。所以,从充填降低能量释放率考虑,胶结废石充填是目前矿山常用充填料中最为理想的充填料。南非薄板状缓倾斜矿体的开采的实践表明,及时充填对降低能量释放率的效果非常明显。若不充填或充填不及时,就可能导致采场顶底板闭合量达 0.4m,甚至完全闭合(矿体厚约 1m 左右),而能量释放率与采场最终的闭合量成正比;对于急倾斜的薄矿体,在回采过程中及时用刚度较大的

充填料充填,效果也是相当显著的,加拿大的 Macassa 金矿用胶结废石作充填料的分层充填采矿法,回采受岩爆严重威胁的急倾斜薄矿体取得了良好的效果^[8];回采厚大矿体,特别是用嗣后充填采矿法,充填不及时和充填无法完全接顶是常见现象,这种情况下充填体降低采场围岩体积变形的作用(等价于降低能量释放率的作用)就大打折扣。降低能量释放率 ERR 就降低了岩爆的活动性。

(2) 充填降低超剪切应力 ESS 机理。根据本文第2章讨论的 ESS 的定义可知,降低 ESS 的途径有两个,其一是提高潜在岩爆震源破裂或滑动面上的正应力,从而增大抗剪阻力;二是提高岩体的抗剪强度。由于充填体能给岩体特别是地下空间临空面附近潜在岩爆震源处的岩体提供抗滑阻力,增大了破裂或滑动面上的正应力,因此起到降低 ESS 的作用。 ESS 降低的结果是岩爆活动性的降低。

(3) 提高矿柱破坏强度。矿柱承受的围压越大,它的破坏强度就越高。充填体能为矿柱提供围压,其原理是:矿柱在受压屈服过程中发生体积膨胀,使周围充填体受压。充填体受压后的横向膨胀和位移受到周围岩体的限制反作用于矿柱,阻碍了其膨胀的扩展,结果就为矿柱提供了围压。结果矿柱的屈服强度提高(接顶充填时这种作用明显,不接顶充填时提高屈服强度作用不显著)。屈服强度的提高意味着矿柱发生猛烈破坏(岩爆)的可能性降低。

3.3.2.2 充填体减灾作用机理

充填体的减灾作用是指它对岩爆破坏程度的减弱,充填的减灾作用机理主要有以下几个方面:

(1) 提高了矿柱破坏后的残余强度。无论是接顶还是不接顶充填,都可以提高矿柱破坏后的残余强度^[95]。接顶充填采场不仅使矿柱屈服强度提高(前面已述),而且在屈服强度过后应力向矿柱中心转移,且残余强度增大;充填不接顶时,充填对矿柱的屈服强度影响不大,但却使其屈服后的残余强度大大提高,哪怕是只充填矿柱高度的一半,仍能在一定程度上提高矿柱的残余强度。矿柱残余强度的提高,降低了岩爆发生时的应力降 $\Delta\sigma$,而地震波能

量与 $\Delta\sigma$ 成正比关系,因此矿柱残余强度的提高降低了岩爆强度,减少了可能的破坏。

(2) 有利于保持采场的整体性。采矿作业会造成采场顶底盘围岩和采场顶板的一系列平行或斜交自由面的新裂隙,形成潜在的冒落块(关键块)。充填体被动受压后能够缓解或阻止岩爆发生时部分关键块的冒落,维护采场整体的稳定性,减少岩块抛射量。

(3) 充填体降低岩爆在采场的能量释放。如果缓倾斜或水平矿床大面积回采后不充填,将会发生采场顶板大范围的弹性弯曲直至破坏。充填会改变采场顶板弯曲曲率,相当于在板梁中间增设了支撑点,从而减小采场结构特征尺寸 L ,提高了采场谐振频率。震源远离采场的岩爆发出的地震波传到采场时,采场振动频率提高,而高于拐角频率 f_0 的地震波不仅衰减速度快而且携带的能量少,因此充填降低了破坏性岩爆地震波在采场的能量释放。

(4) 充填体的吸能作用^[6,96]。矿山微震监测结果表明:充填体能够降低质点峰值速度和加速度,缩短地震波持续时间,阻止低频表面波的形成和发展(面波的破坏性比体波要大很多)。这些都有助于降低岩爆的破坏性。

3.3.3 冬瓜山矿床采矿方法的初步确定

几年前,北京有色冶金设计研究总院将基于规则的专家系统引入到采矿工程设计中,开发了地下采矿方法选择专家系统^[98]。本着易于获得和实用的宗旨,将影响采矿方法选择的因素归纳为:1)矿体赋存条件(矿体的倾角和厚度);2)矿岩稳定性(稳定性标准取自文献[99],用可暴露面积表示);3)矿石价值;4)地表需保护的要求;5)矿石自燃性。基于实用性、直观性和前瞻性的原则,将系统规划库中应用的采矿方法分成 22 大类和 109 种亚类(或称方案)。根据我院多位采矿专家的经验建立采矿方法选择知识库。知识的表达采用:Rule No(Condition1, Condition2, ..., Result, R)形式,其含义是:规则 No., 如果条件 1, 条件 2, ..., 成立, 则结论是 ..., 置信度因子 R 。系统知识库中共有规则 52 组计 500 余条。采矿方法选择专家系统的详细说明见参考文献[98]。

将本章第一节冬瓜山矿床开采技术条件的有关信息,输入地下采矿方法选择专家系统后得到的初步结果见表 3-9。

由表 3-9 可以看出,满足冬瓜山矿床开采一般技术条件的采矿方法不止一种,技术上可行的采矿方法序列是按自然条件约束生成的序列。考虑其他非自然约束条件后,也就是加入决策者倾向性后,技术可行的采矿方法序列将发生一定的变化。上表中决策者倾向选择,加入了决策者希望采场生产能力尽可能大的要求。对上述决策倾向选择结果的前 4 种方案进行经济比较,比较采用的经济指标和比较结果分别见表 3-10 和表 3-11。

基于采矿方法选择专家系统的初步结果,我们可以认为适合冬瓜山矿床的采矿方法有:阶段空场嗣后充填采矿法(有大孔和中深孔落矿两种方式)、分段空场嗣后充填采矿法和上向分层充填采矿法。

表 3-9 冬瓜山采矿方法初选结果

自然因素 选择序列	推荐置信度	决策倾向性选择结果		选中方案
		排 序	置信度	
大孔采矿嗣后充填采矿法	20.0034	1	24.53	平底结构铲运机出矿
分段采矿嗣后充填采矿法	20.0032	3	21.70	垂直走向布置底盘漏斗,铲运机出矿
中深孔分段空场嗣后充填采矿法	20.0032	2	23.58	平底结构铲运机出矿
阶段爆力运矿嗣后充填采矿法	20.0011	5	15.09	
上向分层充填采矿法	19.9891	4	15.10	垂直走向布置盘区回采

表 3-10 采矿方法选择采用的主要经济指标

金属名称	金属单价/元	地质品位/%	选矿回收率/%	冶炼回收率/%
铜/t	20000.0	1.0	88.0	97.0
金/g	70.0	0.25(g/t)	49.0	95.0
硫/t	130.0	16	70.0	

表 3-11 初选采矿方法比较结果

采矿方法	贫化率/%	采场生产能力/ $t \cdot d^{-1}$	切采比/ $m^3 \cdot kr^{-1}$	凿岩设备	出矿设备	单位矿石盈利/ $元 \cdot t^{-1}$
平底结构铲运机出矿大孔采矿嗣后充填采矿法	10.0	2400	88	凿岩台车 Simba261 数量 1.1 台	铲运机 EST—8B 数量 1.65 台	80.29
平底铲运机出矿中深孔阶段空场嗣后充填采矿法	10.0	2100	60	凿岩台车 SoloH606RA 数量 1.28 台	铲运机 EST—8B 数量 1.44 台	81.23
铲运机出矿分段采矿嗣后充填采矿法	10.0	1800	76	凿岩台车 SoloH606RA 数量 1.1 台	铲运机 EST—8B 数量 1.24 台	79.76
盘区上向分层充填采矿法	10.0	350	48	单臂凿岩台车 Mono-matic 数量 0.48 台	铲运机 EST—8B 数量 0.24 台	72.44

3.3.4 岩爆对采矿工艺的特殊要求

采矿方法初选对岩爆问题并未进行深入研究和探讨,而冬瓜山矿床开采将受到岩爆威胁,因此最终确定冬瓜山的采矿工艺,应在采矿方法初选的基础上充分考虑岩爆对采矿工艺提出的特殊要求。出于岩爆的考虑,冬瓜山矿床的采矿工艺应考虑以下因素^[94]:

(1)为了降低岩爆发生频率和岩爆强度,应采用充填采矿法降低矿体总体回采过程中的平均能量释放率 ERR 和超量剪切应力 ESS ;

(2)为防止岩爆可能对采矿生产人员和设备造成伤害,应努力做到人员和设备不进采场;

(3)为减小采矿可能引起的应力集中,采场长轴方向尽量平行于原岩最大主应力 σ_1 或与其成小角度相交。采场推进方向也要尽量与 σ_1 方向一致;

(4)在采场采准过程中,遇到不同岩性的交界面时,先在弹性模量大的岩石内进行采准或拉底;

(5)采场长轴平行 σ_1 方向布置时,采场爆破尽量采用阶段或分段侧向崩矿,充分利用最大主应力的作用,提高爆破效率;

(6)充填无法接顶时,有计划地在回采和充填已结束区域,进行未接顶顶板的局部崩落放顶,切断区域应力转移的通道,使顶板积蓄的应变能量部分在可控条件下释放,降低可能发生岩爆的破坏性(充填不接顶的间隙较小时,有计划地局部崩顶不会造成顶板大面积沉陷);

(7)有条件时应实现连续开采,并及时充填空区,缩短采空区暴露时间,抢在围岩弹性变形终止前充填采空区,提供及时支护。

初选的上向水平分层充填采矿法,人员和设备长期暴露在采场直接顶板下,受到岩爆伤害的概率较大。厚大矿体采用大面积分层充填采矿法对防治岩爆很不利,我国红透山铜矿的分层充填采矿法采场多次受到岩爆威胁就是一个良好的例证。因此,不仅从一般技术经济角度,分层充填法生产效率偏低,生产成本偏高,不是开采冬瓜山这样一个厚大硬岩矿床的好方法,而且从控制岩爆角度出发也不应该推荐选用。

用分段空场嗣后充填法回采冬瓜山矿体,要在矿体内布置较多的凿岩巷道。冬瓜山典型岩石的岩爆倾向性分析和基建巷道的掘进实践表明,矿体的岩爆倾向性较强,在基建掘进时曾经发生过弱岩爆。因此,不优先推荐这种采矿方法。

阶段空场嗣后充填采矿法(不论是大孔崩矿还是中深孔落矿)的大量采准工程均布在顶底盘围岩中。岩石岩爆倾向性分析结果表明,相对于矿体而言,除局部石英闪长岩的岩爆倾向性强外,大部分顶底盘围岩的岩爆倾向性均比矿体弱。这种方法在初选的4种采矿方法中最能满足上述岩爆对采矿工艺特殊要求,因此优先推荐采用。

南非金矿采矿实践证明,相对而言连续采矿最有利于控制岩爆的发生。当满足采矿强度要求和经济效益的前提下,连续采矿

最适合有岩爆倾向矿床的开采。

3.3.5 强化开采对采矿工艺的要求及采矿方法的确定

3.3.5.1 市场要求冬瓜山强化开采^[88,89]

我国是一个铜资源短缺大国。据有关部门预测,2005 年我国铜消费量将达到 200 万 t,而我国自产铜精矿含铜不到 40 万 t,不足需要量的 1/4。铜陵有色金属公司第一和第二冶炼厂冶炼能力超过 15 万 t,而目前全公司现有矿山自产铜精矿含铜量仅有 2.5 万 t,自给率不足 20%。由于资源枯竭,现有生产矿山除安庆铜矿外均呈减产趋势。从市场角度看,大规模开发冬瓜山铜矿床势在必行。

3.3.5.2 提高矿床开发的经济效益要求强化开采

与一般无岩爆浅埋硬岩矿床开采相比,冬瓜山矿床有岩爆倾向性、岩温高、矿石品位偏低和矿石提升高度大等特点,这些不利因素必然会增加矿石的开采成本,降低矿山总体经济效益。为了提高矿床开发的经济效益,使冬瓜山的开发在经济上合理,除了采用建矿新模式和加强管理外,惟一的技术途径就是尽可能加大生产规模,实行强化开采。用文献[100]推荐的矿山最优生产规模公式,按照冬瓜山详查实控地质储量计算矿山生产规模为 11578t/d。《冬瓜山铜矿可行性研究》对冬瓜山铜矿的生产规模为 10000t/d 和 8000t/d 两个方案进行了全面经济比较,比较结果见表 3-12。

表 3-12 冬瓜山规模方案比较结果

序号	指 标	10000t/d 方案	8000t/d 方案
1	地质储量/万 t	9545.78	9545.78
2	开采年限/a	29	36
3	总投资/万元	170438	162099
4	投资收益率/%	14.02	12.10
5	贷款偿还年限/a	10.16	11.55
6	净现值($i = 12\%$)/万元	18613	2428

表 3-12 表明,10000t/d 规模方案经济效益比 8000t/d 规模方案好。经济比较结果证明了大规模生产的优越性。在目前市场情况下,与我国其他准备开发的铜矿床相比,冬瓜山矿床只有实现 10000t/d 或以上规模生产才有较强的竞争力。

市场要求和经济效益均要求冬瓜山必须进行大规模强化开采。强化开采对采矿工艺提出的要求是:矿块生产能力尽可能大,以确保大规模稳定生产。前一节的研究指出,冬瓜山矿床必须用充填法开采。建设 1 座 300 万 t 级地下充填法矿山在我国还是第一例。采矿方法选择专家系统初步推荐的阶段爆力运矿嗣后充填法和上向分层充填法,由于采场生产能力偏低,达到 10000t/d 规模很困难,且一旦岩爆发生直接影响相邻矿房回采,不利于采矿的持续稳定生产。表 3-9 中决策倾向性选择排序的结果反映了强化开采对采矿方法选择的影响。

正如上一节所述,连续回采对控制岩爆最有利。根据南非 SDPA 缓倾斜厚大矿体采矿设计的经验,冬瓜山矿体的采矿可以自走向一侧向另一侧连续推进。连续采矿对充填体强度和充填工艺要求高:采场每次爆破均会对充填体造成冲击破坏,增大充填料混入贫化矿石品位的几率;由于没有补偿空间,增大了切槽或用 VCR 法爆破的工作量,降低了生产效率提高了爆破成本;每次采场出矿完毕,要进行充填挡墙和泄水设施的构筑,随后的充填和充填体养护期间无法进行下一采矿循环。根据南非 SDPA 设计采场的布置的经验^[101],冬瓜山完全实现连续采矿同时生产的采场个数只有 9 个(单个采场长轴垂直矿体走向,长 50m,宽为每次的崩矿步距,高为矿体厚度)。根据国内外大孔嗣后充填采矿的生产实际效率(将充填养护计算在内的采场综合生产能力为 600~800t/d),采用这样的连续采矿无法实现生产规模为 10000t/d 的强化开采。

综合上述各方面对有岩爆倾向冬瓜山矿床采矿方法选择的论述,著者优先推荐阶段空场嗣后充填采矿法(有大孔和中深孔落矿两种方案)。采场布置将在下面详细研究。

应当指出,任何矿床的赋存形态都不是一成不变的,冬瓜山也不例外。采矿方法选择专家系统是根据简化后的矿床赋存形态进行方法选择的,上面主要针对首采盘区(用其代表大部分矿床的赋存条件)研究了采矿工艺。还有些部位矿体的赋存形态与此有较大差别,它们的采矿工艺应根据具体条件专门研究。

3.4 采场布置形式及结构参数优化

3.4.1 采场布置形式

冬瓜山矿体产于青山背斜轴部,呈侧伏的“马鞍”状产出。矿体在水平方向广阔分布,沿背斜轴向延伸 1810m,向两翼延伸 200~800m(平均 400m);在垂直方向延伸尺寸较小,一般为 30~50m,最大厚度为 107m。根据矿体这种近似水平分布和厚度不足百米的特点,借鉴我国近年来用高阶段采矿法回采硬岩矿床的经验,建议采场在高度方向上不再划分中段,采场高就是矿体厚度。

地应力量测结果表明,冬瓜山矿区最大原岩主应力方向近似水平(与水平面夹角为 $2^{\circ}\sim 22^{\circ}$),方位角为 $48^{\circ}\sim 68^{\circ}$,与青山背斜轴向成小锐角相交(交角为 $13^{\circ}\sim 33^{\circ}$)。将采场长轴布置成与原岩最大主应力方向一致或小角度相交是目前采矿工程界普遍接受的观点。基于此,作者推荐采场水平长轴方向基本与青山背斜轴向($NE35^{\circ}$)一致,也就是矿体走向;短轴方向垂直走向,与矿体倾斜方向一致。

为了便于采准布置以及在发生岩爆后尽快恢复生产,减少采场之间的相互影响,推荐以盘区为回采单元。每个盘区布置 20 个采场,盘区内采场分两步骤回采。第二步回采的采场在第一步采场回采期间作为矿柱,第一步采场出矿完并充填养护后再采第二步采场。每个盘区的凿岩、出矿、充填和通风等采准巷道形成相对独立的系统。虽然这样采矿期间的应力分布不如连续采矿期间的分布,但有利于冬瓜山矿强化开采的实现。采矿生产的目的是在保证生产安全条件下的经济效益最大化。

3.4.2 采场结构参数优化

岩体处于完全线弹性状态时,开挖体的最佳形状是“谐嗣”,也就是使开挖体临空面承受的切向压应力达到均匀分布的形状。最均匀应力分布的形状是椭球体,且其长短轴之比等于原岩应力之比。实际生产采场形状很难形成椭球体,因为常规凿岩爆破方法采矿很难实现采场周围边界的非平面形状。采场开挖后必然有部分围岩进入塑性状态,甚至承受拉应力,因此采场的稳定性应该根据采场围岩应力和岩体强度确定。硬岩矿山采场结构参数优化的目标是:在矿房和矿柱的稳定性得到保证前提下,实现高强度高效益采矿。优化有岩爆倾向硬岩矿山的采场结构参数时,采场的稳定性仍然是主要因素。

就上述确定的冬瓜山采场布置形式而言,采场结构参数有:采场的长度、采场的高度以及第一步和第二步采场的宽度共4个参数。因为在高度方向上矿体不再分中段,所以采场高度始终等于矿体厚度。考虑到盘区内第一步和第二步采场采准布置的方便和同一性,采场宽度取相同值。这样要确定的采场参数只剩下采场长度和宽度两个。本书结合 Mathew 法和弹塑性有限元分析计算确定采场结构参数。

Mathew 于 1981 年建立了岩体稳定性指数 N 与采矿暴露面形状系数 R_s (也称水力半径) 之间关系——稳定性图表。Potvin 在分析 175 个采场结构参数的基础上对 Mathew 的稳定性图表进行了修改,于 1988 年提出了修改后的稳定性图表。Nickson 于 1992 年又对 Potvin 的稳定性图表进行了修改。Mathew 法确定采场参数的实质是:利用修改的 NGI 岩体分级指标 Q' (在计算时取应力折减系数 $SRF=1$) 计算岩体稳定性指数 $N(N=Q' \cdot A \cdot B \cdot C)$,将岩体稳定性指数 N 投影到稳定性图表上求出总体稳定的采场形状系数 R_s ;首先选取采场某一结构参数后,可根据采场形状系数 R_s 确定其他参数。Nickson 修改的最新稳定性如图 3-9 所示^[45,102]。

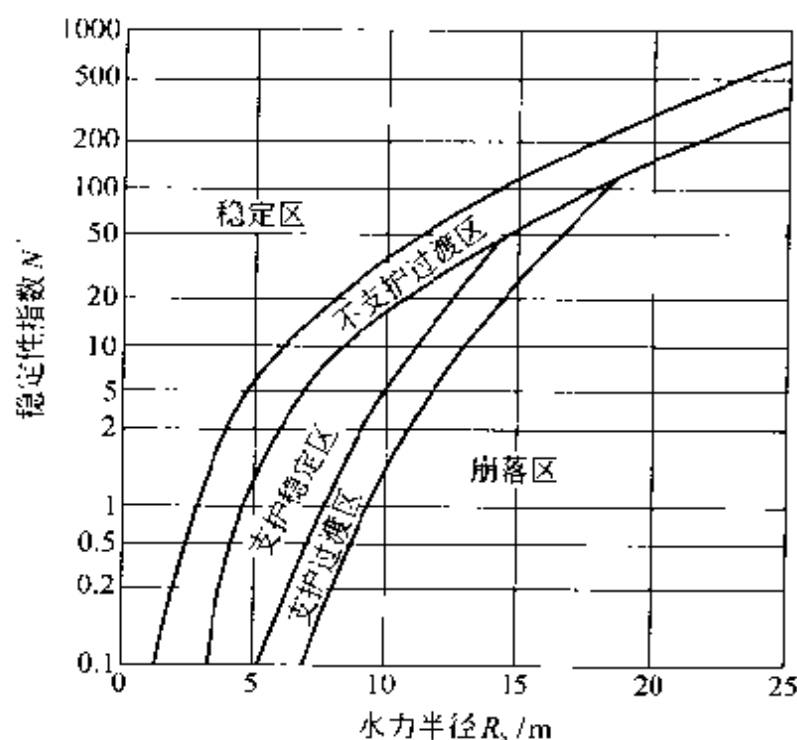


图 3-9 Nickson 修改的最新稳定性

根据冬瓜山矿体的赋存条件和推荐的采场布置形式,采场大部分顶板为大理岩,少部分是矽卡岩和石英闪长岩;采场长短向侧壁均为矿体本身。为了初步确定采场结构参数,这里分别对顶板为大理岩和石英闪长岩两种情况进行研究。根据文献[45]和表 3-7 岩体分类结果,大理岩、石英闪长岩和矿体修改的 NGI 岩体质量指数 Q' 的计算结果见表 3-13。

表 3-13 修改的 NGI 岩体质量指数 Q'

岩体类别参数	栖霞组大理岩	黄龙组大理岩	石英闪长岩	矿体
Q	11.25	10.23	81.25	25
SRF	10	11	0.8	0.8
Q'	112.5	112.5	65	20

文献[12,74,75]用 RBFEM—3D 岩爆数值预测程序进行数值模拟计算结果表明,采场回采后采场顶板、采场侧壁和采场端部的最大主应力与完整岩石单轴抗压强度之比 σ_1/σ_c 分别为 2,5.6

和 0.1, 根据参考文献[45]相应公式计算应力系数 A 分别为 0.1、0.5 和 1.0; 根据岩体主节理方位及其与采场暴露面的关系, 按文献[45]介绍的方法分别计算岩体主节理方位修正系数 B 和重力作用修正系数 C , 取值见表 3-14; 根据 Q' 、 A 、 B 和 C 计算得出采场暴露面稳定性指数 N' , 结果见表 3-14。

表 3-14 采场暴露面稳定性指数计算结果

暴露面	岩体质量指数	暴露面倾角	节理产状	应力系数 A	岩体缺陷系数 B	重力作用系数 C	采场稳定性指数 N
顶板大坪岩	112.5	水平	225/75 - 85	0.1	0.98	2.0	22
顶板石英闪长岩	65	水平	315/50 - 85	0.1	0.82	2.0	18.5
采场长轴侧面	20	铅直	225/75 - 85	0.5	0.98	8.0	78.4
采场短轴侧面	20	铅直	225/75 - 85	1.0	1.0	3.5	70

将表 3-14 计算的采场稳定性指数 N 投影到图 3-9 上即可确定稳定采场各暴露面的形状系数 R_s , 其结果见表 3-14。矿体厚度就是采场沿长轴方向的暴露高度, 按长轴侧面暴露面形状系数求出采场的长度, 再据采场长度和采场顶板暴露面形状系数求出采场宽度。采场宽度还可根据短轴暴露面的高度(也是采场厚度)和形状系数求出。综合分析上述参数后即可初步推荐采场的结构参数。计算结果见表 3-15。

计算结果表明, 要保证采场稳定性, 矿体厚度加大时采场长短轴尺寸均要相应减小。矿体厚度为 60m 时, 不支护稳定采场长只能达 46m, 支护后可以加大长轴尺寸, 但是最大只能达 74m (据 Nickson 1992 年修改的稳定性图表求出经济支护稳定采场形状系数为 16.5)。当矿体厚度增大到 100m 时, 不支护稳定采场最大长度 35m, 经济支护稳定采场的最大长度为 50m (经济支护稳定采场形状系数为 16.5)。冬瓜山生产初期回采矿体的厚度较大, 首采

地段矿体厚度有相当一部分达 50~60m。为保持同一盘区内不同厚度矿体采场长度相等,便于采准布置,采场长度取 50m。这时,矿体厚度小于 54m 的采场不需支护,厚度大于 54m 的采场要求支护,经济支护采场的最大厚度可达 100m。

表 3 15 采场结构参数的初步确定

采场长轴参数			采场顶板参数			不支护稳定采场参数		
暴露面形状系数	采场高/m	采场长/m	暴露面形状系数	采场长/m	采场宽/m	采场长/m	采场宽/m	采场高/m
13	40	74	7.9(7.5)	74	20(19)	74	20(19)	40
13	50	54	7.9(7.5)	54	22(21)	54	22(21)	50
13	60	46	7.9(7.5)	46	24(22)	46	24(22)	60
13	100	35	7.9(7.5)	35	29(26)	35	29(26)	100

注:括号内参数为顶板为石英闪长岩时的采场结构参数。

按不支护稳定采场顶板形状系数 7.5(顶板为石英闪长岩)和采场长度 50m 确定采场宽度应小于 21m。从采场稳定性考虑,采场宽度越小越有利于第一步骤回采采场的稳定,但是采场宽度小却不利于第二步骤采场(第二步骤采场回采时它的充填体是矿柱)的稳定,因此第二步采场的宽度有一个最小下限值。文献[87]中用弹塑性有限元方法详细分析了采场结构参数,分析的结果是:第二步骤采场宽度小于 12m 时难以保证其稳定。根据上述讨论,确定采场宽度的取值范围是 12~21m。这与国内外众多采用铲运机出矿阶段空场法的矿山生产实际采用的 12~18m(出矿进路垂直采场长轴方向布置形式)相当一致。为了保证采场残矿回收的安全和回采率,采场宽度超过 15m 时需在采场两侧设出矿进路,但是这样会导致采准费用大幅度增加。为了简化盘区采准布置,创造每个盘区内多个采场同时作业的条件,实现低成本强化采矿,采用单侧布置出矿进路的采准形式,矿房宽取 15m。典型采矿方法如图 3-10 所示。

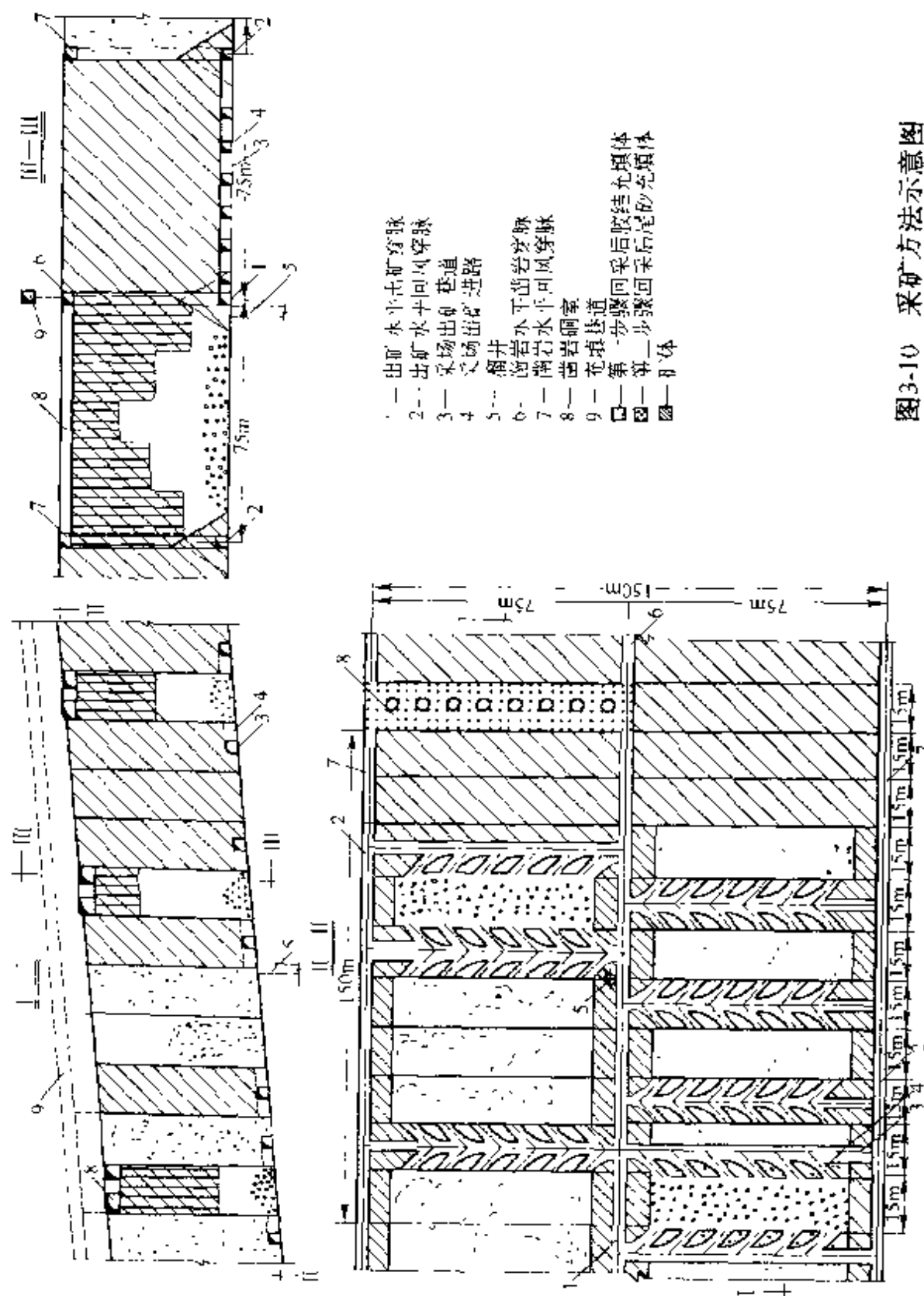


图3-10 采矿方法示意图

3.5 回采顺序优化

根据上一节研究确定的采场布置形式,生产时将把冬瓜山矿体划分为盘区开采,盘区尺寸为 $100\text{m} \times 150\text{m}$,每个盘区形成一个相对独立的采矿生产子系统。每个盘区分成 20 个尺寸为 $50\text{m} \times 15\text{m}$ 的采场,作为采矿的基本单元,采场长轴与原岩最大主应力方向平行(或近似平行)。这里重点研究回采顺序优化的两个主要内容:(1)矿床首采部位和盘区总体推进方向的确定;(2)采场回采时崩矿方式的优化。

3.5.1 首采地段的确定

首采地段和采矿作业线总体推进方向要有利于控制岩爆和提高矿床开采初期经济效益。

按照一般矿床开采原则,为使矿山初期生产建立在可靠资源基础上,首采地段应设在勘探程度较高地段(34~58 号线达到勘探阶段,58~75 号线为详查程度),根据这一原则确定的首采地段应为 58 号以南。

根据国外有岩爆危害矿床开采的实践经验和理论研究成果,从控制岩爆角度出发,冬瓜山矿床首采地段和总体回采推进顺序应该是:在垂直矿体走向方向上,由青山背斜轴部向两翼推进。背斜轴部为高构造应力部位,向两翼推进不会加剧背斜轴部的应力进一步集中,这对控制岩爆有利;沿矿体走向由中央(51~58 号)向两端推进。因为这样不会导致矿床回采后期形成区域孤岛或半岛形矿柱,有助于控制岩爆的发生;局部遇到坚硬岩墙或断层(或其他地质不连续面)时,由这些坚硬或不连续面与围岩的接触面向远离这些接触面方向推进。这样可以避免刚度差异较大的两种岩体接触面剪切应力的增大,降低断层滑移型和剪切破裂型岩爆的发生概率。根据控制岩爆原则,确定冬瓜山首采地段为 51~58 号线,沿走向总体推进方向是由矿体中央向两端推进、垂直走向由背斜轴部向两翼推进。

为了提高矿山开采的初期经济效益,实现矿床开采经济效益

最大化目标,首采地段矿石品位应尽可能高,且初期采准工程量尽可能少。51~58 号线间矿体赋存较浅,开采所需基建工程量少;这部分矿体厚度大、品位较高,又位于矿体水平投影的中央。采矿从此向四周推进可迅速增加采场个数,矿山投产后产量增长的速度快,为实现矿山效益最大化目标创造了有利条件。从经济效益角度出发,首采地段也应设在 51~58 号线间背斜的轴部。

综合上述讨论的控制岩爆和经济效益最大化原则,冬瓜山的首采地段应设在 51~58 号线间背斜的轴部。总体推进方向遵循由背斜轴部向两翼,沿走向由中央向南(待到 58 号线以北勘探程度升级后再由中央向北,或到那时实现由中央向两端)推进的回采顺序,实现总体上的连续推进采矿。总体采矿顺序如图 3-11 所示。

3.5.2 采场崩矿方式优化

根据选定的采矿方法,采场的实际崩矿方式有两种:一种是采用自下而上的分层垂直落矿,崩矿推进方向与原岩最小主应力方向接近平行;另一种是侧向(采场短轴侧面)崩矿,崩矿推进方向与原岩最大主应力方向平行(或小角度相交)。使用三维有限元岩爆数值分析程序 RBFEM-3D,以采矿围岩平均能量释放率作为衡量岩爆发生概率大小的相对量测标准,针对这两种方式进行崩矿方式的优化研究。

3.5.2.1 优化方案模型的建立

优化方案数值模型研究的对象选定为冬瓜山矿床 -730m 水平首采地段的矿体。采场结构参数为 50m(长)×15m(宽)×40m(高);原岩应力取 -730m 水平 48 号穿脉西侧 2 号点实测原岩应力值见表 3-6;三维有限元模型 3 个方向 X、Y、Z 的尺寸为 126m×115m×195m,共划分 2717 个八节点等参单元,3360 个节点;加载方式是:首先将模型边界表面节点法向约束,将实测原岩应力直接赋予各单元,采用释放载荷法模拟开挖效应;计算采用的矿岩介质参数,根据表 3-1 岩石力学参数按工程折减而得,结果见表 3-16。

表 3-16 矿岩岩体力学参数

岩体名称	弹性模量 E/GPa	泊松比 μ	容 重 $/\text{g}\cdot\text{cm}^{-3}$	单轴抗压强度 σ_c/MPa
大理岩	15.97	0.2570	2.71	74.40
砂卡岩	36.80	0.3124	3.22	190.30
粉砂岩	28.93	0.2087	2.71	187.17

3.5.2.2 优化方案设计

为了探讨崩矿方向与主应力方向的不同组合和崩矿步数对能量释放率影响的变化规律,这里设计了 5 个方案:

方案 1:整个采场一次采完(实际上是不现实的,仅作方案比较用);

方案 2:采场采用垂直崩矿方式,分两步回采,第一步崩矿高度为 16m,第二步崩矿高度为 24m;

方案 3:采场采用垂直崩矿方式,分 3 步回采,第一步崩矿高度为 8m,第二步、第三步分别崩落 16m;

方案 4:采场采用垂直崩矿方式,分 5 步回采,每次崩落高度均为 8m;

方案 5:采场采用侧向(采场短轴侧面)崩矿,沿采场长轴方向分 3 步落矿。

3.5.2.3 计算结果及分析

5 种崩矿方式的平均能量释放率计算结果见表 3-17。

表 3-17 不同落矿方式能量释放率计算结果

方 案	1	2	3	4	5
平均能量释放率 $/\text{kJ}\cdot\text{m}^{-3}$	16.09	14.09	13.25	11.92	18.22

对表 3-17 的结果进行分析,可以得出以下认识:

(1) 每次崩矿量越大(崩矿步数越少),平均能量释放率越大,一次崩矿量越小,平均能量释放率就越小;

(2) 侧向崩矿比用垂直崩矿方式的平均能量释放率大,每次崩矿量相同时,侧向崩矿的平均能量释放率要比用垂直崩矿方式

的平均能量释放率高出约 40%；

(3) 侧向崩矿比用垂直崩矿方式的平均能量释放率大的结论,反映了崩矿方向与原岩应力场的组合关系。崩矿推进方向与原岩最大主应力方向平行(侧向崩矿)时,围岩的平均能量释放率大;崩矿推进方向与原岩最大主应力方向垂直(垂直崩矿方式)时,围岩的平均能量释放率小。

(4) 垂直崩矿时围岩的平均能量释放率较小的结论,从另一个方面验证了开挖体的长轴方向与原岩最大主应力平行时的稳定性更好(平均能量释放率小)的论断。

(5) 计算结果表明,单个采场回采时的能量释放率的数值还未达到 $30\text{kJ}/\text{m}^3$,这比南非的设计标准低 1000 倍,比 Brady 和 Brown 在研究分层充填采场稳定性时提到的危险标准 $300\text{kJ}/\text{m}^3$ 也还低 10 倍。在没有确定冬瓜山发生岩爆的能量释放率极限值之前,著者认为应充分利用侧向崩矿能量释放率较大的特点,以提高爆破效率。如今后研究证明上述能量释放率已接近极限值,再调整崩矿方案。

3.6 采准工程支护

3.6.1 有岩爆危险巷道支护设计原理

传统结构工程设计的合理程序是:(1)确定施加载荷超过一定极限时支护构件发生破坏的形式;(2)建立对施加载荷与决定破坏方式起重要作用的应力和变形量之间的关系式,也就是通常所说的破坏准则;(3)通过适当的材料试验确定所用材料的强度;(4)选取安全系数,确保破坏在可接受概率条件下不致发生。选取安全系数主要基于 3 个方面的不确定性,第一,作用条件的预测;第二,材料均质程度的预测;第三,假定破坏准则的正确性。有岩爆危险巷道的支护设计无法严格按上述步骤进行,但是可以遵循上述设计思维方法。

有岩爆危险巷道支护设计可以采用下列设计程序:(1)分析世界各地已发生岩爆破坏巷道的形式,确定岩爆破坏机理。根据破

坏机理确定对产生破坏严重程度具有重要意义的参数以及对支护系统的功能要求;(2)比较现行支护元件或系统的特性和功能,找出最能满足前述支护功能要求的支护类型;(3)预测目标巷道可能发生岩爆的类型及强烈程度;(4)考虑适当安全系数,计算并选取支护元件的结构参数。

3.6.2 岩爆对支护系统的特殊要求

前面第二章根据对世界各地岩爆现场照片的分析,总结出5种主要破坏形式,并归纳为两种破坏机理,即,(1)岩体突然破裂导致岩体体积膨胀,产生大位移,有时还伴随岩块弹射;(2)岩块受地震波扰动发生猛烈弹射。岩爆与通常意义上的岩体破坏的最大区别是,破坏岩体瞬间变形大,且具有很高的动能(位移速度高)。控制浅表矿床低应力条件下岩体稳定性的主要因素是岩体结构的稳定性,而有岩爆倾向深埋矿岩的稳定性则主要受应力大小(应力超过岩体强度)的控制。岩爆是岩体破坏的一种形式,所以常规支护的功能是必须的。除此之外,岩爆对支护系统的特殊要求是支护构件具有让压或屈服特性。最理想的是刚塑性支护,也就是当应力超过岩体强度导致岩体破坏发生变形时,支护提供一恒定抗力随着岩体变形,直至破坏岩体的动能被全部消耗掉为止。目前常用硬岩矿山的刚性支护(破坏前变形很小,破坏后即失去承载能力)无法阻止岩爆的发生。有岩爆危险巷道的支护系统应该具有下表3-8中的功能。

表 3-18 岩爆条件下支护应具有的功能

岩爆类型	承载能力	破坏前吸收能量	表面覆盖率
应变型岩爆	高	小	高
其他强度较高岩爆	高	大	高

3.6.3 目前硬岩矿山常用支护系统评述

硬岩矿山支护有两种类型^[103~109,111~114],一类位于岩体内部,另一类覆盖开挖体表面。内部支护主要对岩体起加固和补强作用,表面支护主要起承托作用。岩体内部支护主要指各种锚杆

(索),根据锚固特点可将锚杆分为机械式锚杆、砂浆锚杆(索)和摩擦式锚杆3种。胀壳式锚杆是典型的机械式锚固锚杆;全长注水泥浆(或树脂)的螺纹钢筋锚杆和以各种钢绳作筋的全长注水泥浆锚索是砂浆锚杆(索)的典型代表;管缝式和膨胀式锚杆是摩擦式锚杆的代表。岩体表面支护主要有喷射素混凝土、喷射钢纤维混凝土、挂金属网和钢缆等。典型支护构件的荷载-位移参数见表3-19。

表 3-19 典型支护构件的荷载-位移参数

支护构件	峰值载荷/kN	位移极限/mm	能量吸收/kJ
16mm,2m长机械锚杆	70~120	20~50	2~4
16mm砂浆光滑锚杆	70~130	50~100	4~10
19mm树脂锚杆	100~170	10~30	1~4
16mm锚索	160~240	20~40	2~6
39mm管缝式锚杆	50~100	80~200	5~15
让压胀管式锚杆	80~90	100~150	8~12
高级让压胀管式锚杆	180~190	100~150	18~25
16mm锥形锚杆	90~150	100~200	10~25
6号线焊接金属网	20~30	100~200	1.5~2.5/m ²
4号线焊接金属网	30~45	150~200	2.5~4/m ²
9号线焊接金属网	30~35	350~450	3~4/m ²
喷射混凝土+焊接金属网	2倍金属网	<金属网	3~5倍金属网

虽然喷射混凝土支护是硬岩矿山目前最常用的一种表面支护(一般不单独使用),但是对它的支护性能进行测试比较难。现有仅测试喷射混凝土和金属网联合支护性能的资料。挂网加喷射混凝土支护的承载能力和能量吸收能力均随着喷射混凝土厚度的加大而显著增大。喷射厚度一般不小于100mm。Vervoort的研究表明,加入量为50kg/m³的喷射钢纤维混凝土的承载和能量吸收与网度为100mm×100mm的钢筋网加喷射混凝土支护基本相

当, 钢缆支护(常与挂网支护联合使用)的承载能力较低, 但是其吸收动能可高达 $10\text{kJ}/\text{m}^2$ 。

综上所述, 可以认为: 弱岩爆(一般指应变型岩爆)可以采用砂浆锚杆和管缝式锚杆(由于承载能力低, 不宜用于巷道顶板)支护; 中等强度以上岩爆可以采用砂浆锚索(特别是废旧提升钢绳, 可以利用除油不彻底导致钢绳在砂浆内滑动, 且仍有一定抗力这一让压特性)、优质胀管式锚杆和南非发明的锥形砂浆锚杆支护。为了保持支护系统在遭受岩爆冲击后的完整性, 有岩爆危险的巷道除了锚杆支护外, 还应采用强化喷射混凝土进行表面支护。强化的方法可以是挂金属网(一般用焊接网), 或者是喷射钢纤维混凝土。喷射混凝土厚度不宜小于 100mm 。可能遭受强烈岩爆破坏的巷道, 除上述支护外还应辅以钢缆。

3.6.4 采准巷道可能发生岩爆类型和强度预测

冬瓜山的采准巷道分别位于大理岩、砂卡岩、石英闪长岩和粉砂岩中。根据本章第一节开采技术条件的研究, 除大理岩内巷道外, 均有发生应变型岩爆的危险。采准巷道交会处和两种岩性接触部位, 从刚度小岩体向刚度大岩体掘进巷道时, 有发生矿柱型岩爆和剪切破裂型岩爆的危险。上述观点均已被冬瓜山前期基建施工实践证实。虽然已发生岩爆的强度较低, 估计岩爆的震级 $M_L < 1.0$, 但是必须引起高度重视, 因为根据 Ortlepp 按岩爆震源机理和岩爆强度分析, 矿柱型岩爆震级 $M_L = 1 \sim 2.5$, 而剪切破裂型岩爆的震级 $M_L = 2 \sim 3.5$ 。根据岩爆矿山生产实践, 应变型岩爆多发生在采准巷道施工期间; 而对于矿柱型岩爆和剪切破裂型岩爆而言, 除少量发生在巷道交会处施工和从刚度小岩体向刚度大岩体掘进巷道的掌子面外, 多数发生在生产期间。采准巷道施工完毕且进行永久支护后, 一般应变型岩爆不会在生产期间发生。随着采矿作业的进行, 生产过程中发生弯曲破裂型岩爆、矿柱型岩爆和剪切破裂型岩爆的可能性增大, 其强度也会比基建时发生的岩爆高。

冬瓜山矿体附近没有大的断层, 已知大断层距矿体很远, 因此

预计冬瓜山开采初期发生断层滑移型岩爆(大多数受岩爆严重破坏矿山发生的岩爆类型)可能性很小。因为断层滑移型岩爆的破坏性很大,所以生产期间必须特别注意及时发现可能存在的小断层。

利用现代矿山地震监测系统,很容易确定震源位置和震级大小,岩爆造成的破坏结果也容易获得,因此岩爆研究人员通常把震级作为初步衡量岩爆破坏性的尺度。印度 Kolar 金矿区岩爆大量统计资料表明^[28],造成地下破坏所需岩爆释放的最小能量是 10^6J ,按公式 2.10 和 2.17 计算岩爆震级 $M_L=0$;当岩爆释放的能量超过 10^9J ,也就是 $M_L\geq 3$ 时,造成破坏几乎是不可避免的。波兰矿山岩爆研究^[59]把 $M_L>1.5$ 的岩爆看成是强烈岩爆,但造成严重破坏岩爆的震级一般是 $M_L>2.0$ 。北美矿山进行岩爆分析^[44]时,通常研究 $M_L>0.5$ 以上的岩爆,且一般认为 $M_L=1$ 是造成井下可见破坏的最弱岩爆。初步考虑岩爆破坏性时,如果仅考虑岩爆强度,我们可以假设 $M_L=1$ 是造成井下破坏的最低岩爆强度; $M_L>2.0$ 岩爆会造成中等以上破坏; $M_L\geq 3$ 的岩爆有可能造成严重有时甚至是灾难性破坏。根据冬瓜山前期基建岩爆实例,并参照加拿大铜镍矿山岩爆实践,预测冬瓜山生产期间发生 $M_L=1\sim 2$ 的岩爆可能性很大,偶尔会发生 $M_L=2\sim 3$ 级岩爆,发生 $M_L\geq 3$ 级岩爆的可能性极小。

南非的 Roberts 和 Wagner 等通过大量矿山岩爆实际和监测数据分析发现^[108],岩爆处岩体振动的峰值质点速度 1m/s 是导致支护巷道(用网度 $1.5\text{m}\times 1.5\text{m}$ 、长 2.2m 砂浆锚杆+金属网+钢缆支护)破坏的最低速度,导致巷道严重破坏的地动峰值速度均超过 2.5m/s 。Jager 建议^[48]可能遭受中等强度岩爆危害巷道的支护按地动速度为 3m/s 考虑。

3.6.5 采准巷道支护形式

这里仅针对主要采准巷道(人员和设备经常工作且岩爆倾向性较强的采区出矿水平巷道)进行详细讨论。冬瓜山是一个新建矿山,缺乏岩爆分析的统计资料,因此这里根据上述岩爆强度预测

结果,主观假定采场发生 $M_L = 2.5$ 级岩爆,以此作为设计依据。根据采准巷道布置,铲运机经常通行的出矿进路距采场最近距离 $R = 15\text{m}$,由公式 2-14 计算巷道边墙岩体位移速度 $V = 3\text{m}$ (这恰好与 Jager 建议采用的速度相同)。文献[15]用数字模拟计算出矿巷道开挖后巷道周边岩体屈服厚度约 $0.7 \sim 0.8\text{m}$,保守地假设屈服岩体范围等于岩体产生裂隙的范围,取岩体破裂厚度为 0.75m (这一数值又恰好与加拿大岩爆支护设计的中等岩爆岩体破裂厚度一致)。冬瓜山粉砂岩密度 $\rho = 2.7 \times 10^3 \text{kg/m}^3$ 。根据上述条件计算岩爆发生后巷道表面岩体释放的动能 $E_c = 0.5mv^2 = 0.5 \times (2.7 \times 0.75 \times 1) \times 3^2 = 9.11 \text{kJ/m}^2$ 。从表 3-19 知道,16mm 砂浆光滑锚杆的峰值载荷平均为 100kN ,锚杆破坏前位移极限平均是 75mm ,能量吸收为 7kJ ;表中支护强度最低的钢筋加喷射混凝土支护在位移等于 75mm 时,抗力约是 50kN/m^2 ,能量吸收约等于 4kJ/m^2 。如果岩块位于巷道顶板,那么位移后势能释放 $E_p = mg\Delta h = (2.7 \times 0.75 \times 1) \times 9.81 \times 0.075 = 1.49 \text{kJ/m}^2$ 。根据上述能量平衡分析可知,岩爆发生后释放能量总和 $E = E_c + E_p = 10.6 \text{kJ/m}^2$,如果取锚杆网度为 1根/m^2 ,那么喷锚网联合支护系统每平方米金属网能够吸收的能量约 11kJ ,支护系统每平方米金属网产生的抗力平均 150kN 。上述分析的是巷道顶板,如果分析同样强度的岩爆对巷道边墙的破坏,采用同样的支护形式则安全系数加大。应当指出,上述分析岩体表面支护能量吸收的能力未得到充分发挥,所以可以认为,尽管从能量平衡角度讲安全系数接近 1,上述支护形式抵抗假设强度岩爆是实际可行的。

按照上述分析程序,假设发生岩爆的强度为 $M_L = 2.0$,在其他条件不变时,岩爆破坏巷道时每平方米金属网释放的动能为 3kJ ,加上势能后总的释放能量为 4.5kJ ,参照表 3-19 支护构件性能参数可知,单独采用网度为 1根/m^2 的 16mm 砂浆光滑锚杆支护即可满足能量平衡要求,但是为了承托锚杆之间可能掉落的岩块,一般还要进行挂金属网支护或采用喷射混凝土。采用喷锚支护或锚杆加金属网支护时,可以将锚杆安装密度减小到 $0.5 \sim 0.7$

m^2 ,也就是锚杆网度为 $(1.2\sim 1.5)\text{m}\times(1.2\sim 1.5)\text{m}$ 。

根据上述分析和计算结果,作者推荐冬瓜山巷道的支护形式如下:(1)采场出矿进路采用挂网和喷锚支护。锚杆采用 $\phi 16\text{mm}$ 全长锚固砂浆锚杆、锚杆长 2m ,锚杆网度 $1\text{m}\times 1\text{m}$;金属网采用 $\phi 6\text{mm}$ 焊接钢筋,网度为 $100\text{mm}\times 100\text{mm}$;喷射素混凝土,厚度为 100mm ,巷道开挖后立即喷射 50mm ,待达到设计强度后进行锚杆和挂金属网,最后再喷 50mm 混凝土。(2)凿岩硐室的支护:按照无岩爆危害条件考虑,根据文献[47]介绍的NGI隧道质量指标 Q 与不支护地下开挖体最大当量尺寸 D_0 关系,将前面研究确定的采场结构参数(跨度 15m)和矿体及顶板围岩的 Q 值($10\sim 80$)代入,得出的结论是凿岩硐室不需支护。但是如果考虑岩爆危害(除设在无岩爆倾向的大理岩内以外),那么凿岩硐室就应该按岩爆条件进行支护。凿岩硐室围岩岩体中以石英闪长岩的岩爆倾向性最强,石英闪长岩的密度与粉砂岩相近,因此岩爆造成的破坏程度也相似。根据上述分析,推荐在有岩爆倾向岩体内的凿岩硐室采用与出矿进路相同的支护形式;在大理岩内的凿岩硐室无需进行系统支护(为了尽可能保持硐室的完整性,应采用光面爆破施工),可根据开挖和生产过程中的实际情况,采取局部的锚杆支护或锚杆和挂网结合支护。(3)其他采准巷道采用喷锚支护。锚杆类型同上,网度为 $(1.2\sim 1.5)\text{m}\times(1.2\sim 1.5)\text{m}$,喷射混凝土厚度 100mm ,支护程序还是在开挖后立即喷射 50mm ,隔一天后再喷 50mm (也可视操作工熟练程度分 $2\sim 3$ 次喷射)。

3.7 实时监测在防治岩爆中的重要性

3.7.1 实时监测与岩爆预报的关系

岩爆预报是有岩爆危害矿床开采技术的重要组成部分。不对开挖后岩体的力学响应进行监测,就无法知道岩体应力和应变状态的变化,因此也就不可能对岩体是否会发生失稳做出判断或预测。实验室内进行的常规岩石力学强度实验,试块的破坏过程实质上是矿山岩体破坏失稳的一个特例。尽管用岩石试块的力学性

能代表矿山原位岩体力学性能具有很大的局限性和片面性,但岩石试块与岩体破坏过程有共性这一点是不争的事实。如果考虑岩石试件中的微观缺陷,那么几乎可以说试块和原位岩体破坏不存在任何本质差别。岩石试块的破坏可以用仪器和仪表进行直观连续监测,并获得应力和应变的变化规律以及声发射特征,根据一定数量试样的实验结果,可以比较准确地确定岩石的强度。同理,如果能对矿山原位岩体的应力、应变状态和微震事件进行实时监测,那么预报岩体破坏应该是可能的。岩爆预报就是建立在上述原理基础上的,连续监测是岩爆预报的基本手段。

虽然从理论上讲对大范围岩体的应力和应变进行测量可以采用与实验室岩块试样强度实验时同样的技术和仪器,但是实际上很难实现。目前常用实时监测岩体内动态应力变化的技术主要有地震层析成像和微震监测两种,地震层析成像又有主动层析成像和被动层析成像。主动层析成像是在目标岩体周围布置多个检测点,各检测点的位置是已知的。在某一确定位置用人工方法主动发射地震波,根据地震波到达各测点所需时间和已知的距离可算出应力波的传播速度,这样通过数学方法就能做出波速等值线图。根据高应力状态岩体中传播速度快这一物理意义,即可间接得知岩体内应力的分布。被动层析成像是在目标岩体周围设检测点,等待岩体破坏发出地震波,其他原理与主动层析成像相同。主动层析成像技术在实际中比被动层析成像技术应用更广泛,但这两种技术仅能提供应力相对高低的信息,而且无法对岩体变形全过程进行全面实时监测。微震监测是在岩爆矿山应用最早,也是到目前为止发展最完善的一项技术。早期矿山微震监测系统只能提供已发生岩爆的地点和相对强度,应用统计学技术进行岩爆预报。近10年来,量化地震学的发展,为岩爆预报摆脱纯粹用统计学方法奠定了坚实的理论基础。

3.7.2 量化地震学的发展及其在岩爆矿山的应用

地下开挖将首先导致周围岩体发生弹性变形,随后发生非弹性变形。弹性变形储存的能量将在非弹性变形期间缓慢或突然释

放。脆性岩石的非弹性变形主要是由于岩石破裂和摩擦滑动,发生在一定体积内的岩体破裂和摩擦滑动将会释放出地震波,波的振幅和频率取决于岩体的强度、应力状态、破裂尺寸和变形速度。

矿山地震是指一定体积的岩体内突然发生非弹性变形,并释放出可检测到的地震波。岩爆与矿山地震既相互联系又有区别。矿山地震发生在地下开挖体临空面时,它本身就是岩爆;发生在岩体深处(离开地下开挖体)的矿山地震有时会导致岩爆,但更多的并不会导致岩爆。矿山地震造成的岩爆又是一次新的矿山地震。所以检测到的矿山地震有时是岩爆的因(或源),有时却是岩爆的果。是因是果可根据时间的先后和震源的位置加以判定。

对微震监测网拾取的地震波形进行分析,可以得到计算下列4个震源参数的可靠数据^[33,79],即,矿山岩爆发生的时间 t 、发生的地点 $X=(x,y,z)$ 、释放出的能量 E 和描述震源共振非弹性变形的地震矩 M 。正如前一章指出的那样,岩爆震级(无论是地方震级 M_L 、矩震级 M_m 还是加拿大的 Nutli 震级 M_N)与岩爆造成的破坏程度不存在必然的正比例关系。震级相同的岩爆造成的破坏可能相差很大,有时会出现强度低的岩爆的破坏性比强度高岩爆破坏性还大的现象。

Wyss 和 Brune 于 1968 年提出了视在应力的概念, $\sigma_A = G \frac{E}{M}$ (式中 G 为岩体刚度模量)。视在应力 σ_A 是一个与震源模型无关的、表示震源内平均应力释放的参数,视在应力大的岩爆破坏性大。Aswegan 和 Butler 于 1993 年提出了能量指数, $EI = E/\bar{E}(M)$ 。能量指数 EI 的物理意义是某次地震释放出的能量与目标区内以前发生的地震矩相同的地震释放出能量的平均值之比,它是目标区应力大小的测度。Mendecki 于 1993 年提出了震源视在体积的概念, $V_A = \frac{M^2}{2GE}$ 。 V_A 是描述震源变形的一个物理量。岩体破坏前有一个应力下降(峰值过后)和变形加快的过程,根据上述定义可做出 $EI-\Sigma V_A$ 曲线,它的物理意义与常规的 $\sigma-\epsilon$ 曲线相

同。南非的研究证明了这一结论。 $EI-\sum V_A$ 曲线在达到峰值后开始下降,这一般预示着岩爆即将发生。还可以把 EI 随时间变化的曲线在达到峰值后下降与 $\sum V_A$ 随时间变化的曲线突然变陡同时出现作为岩爆发生的前兆。南非 WDL 矿岩爆预报的实践表明,有时岩爆的上述前兆与岩爆发生的时间间隔太小(只有几个小时),而生产实际中无法在这么短的时间内采取切实有效的防患措施。所以,一般把 EI 随时间变化曲线达到峰值后开始下降作为岩爆前兆,发出警报。上述预报方法克服了用统计学方法预报的固有缺点。

矿山地震活动具有流变学特性,也就是震源在时间和空间上均会产生流动,因此量化地震学研究者又根据描述矿山地震活动性的 4 个独立参数(地震发生平均间隔时间 $\bar{t}$ 、顺序发生地震震源的平均距离 $\bar{X}$ 、累积地震释放能量 $\sum E$ 和累积地震矩 $\sum M$)提出了地震应力 σ_s 、地震应变速率 ϵ_s 、地震黏度 η_s 和地震分散度 d_s 等概念。根据地震黏度 η_s 和地震分散度 d_s 两个地震流变学参数随时间变化曲线也可以进行岩爆预报。岩爆发生前,地震黏度 η_s 突然下降而地震分散度 d_s 突然上升,岩爆紧随在两曲线相交后发生。

实时监测在岩爆矿山生产和管理的以下领域取得了可喜成果:

- (1)及时确定岩爆发生的时间和位置,直接指导抢救工作;
- (2)探明未知的可能发生岩爆危险性大的地质构造(断层或岩墙),指导采区设计和回采顺序调整;
- (3)圈定地震活动性强烈区域,为有针对性进行更密切监测提供依据;
- (4)预报破坏性岩爆可能发生的趋势,提醒矿山管理者采取相应预防措施;
- (5)对残留矿柱回采进行实时监测,根据岩体失稳发展过程适时发出警报,提高采矿作业安全和回采率。

当今世界上受岩爆危害的矿山几乎都建立了各种不同水平的

矿山地震监测系统。计算机内存的容量增大和运算速度的提高,以及量化地震学理论的不断成熟,为对开挖围岩体的力学响应进行连续实时检测奠定了基础。许多矿山岩爆连续监测带来的经济效益有力证明了监测的必要性和重要性。

3.7.3 冬瓜山矿床采矿的岩爆监测系统

实施岩体对采矿作业反应的实时监测,能为岩爆预报提供必要的数据和资料,并以此指导生产。根据目前世界上硬岩岩爆矿山的生产经验^[33,74,76,79],本着统一规划、分步实施、从小到大和先易后难的原则,冬瓜山可以建立由便携式微震监测系统和井下固定微震监测系统两部分组成的矿山微震监测系统。随着采矿工作范围的扩大,逐步增加监测仪的数量和覆盖范围;地震数据分析软件的功能也本着由基本到复杂的原则,逐步实现数据分析、稳定性评价和预报、辅助生产管理等采矿生产管理的智能化。

从经济和实用角度考虑,矿山微震监测使用的地震传感器一般为小型地音仪(4.5Hz)和压电晶体加速计,其中地音仪适合设在离震源较远地方,而在震源附近适宜用压电加速计;如果担心有强烈岩爆(震动频率低于4Hz)发生时,要安装1Hz地音仪或强力平衡式加速计;压电加速计的价格相当于小型地音仪的10倍,而专门用途的低频地音仪(1Hz)或强力平衡式加速计的价格要比普通小型地音仪的价格高100倍。

在冬瓜山矿床首采地段内,首先分别在矿体的顶盘和底盘安装三维地音仪。根据冬瓜山矿床开采初步设计选定的首采盘区平面尺寸和分布情况,初期安装三维地音仪传感器6个,矿体上下盘各3个,地音仪传感器固定在10~15深的钻孔内,孔径60~70mm;随着采矿范围的逐步扩大,适时增加相应传感器的数量,传感器的种类根据需要再定。当积累一定经验后,如果已有监测网能够圈定出岩爆活动区,也可增加便携式微震监测系统,实现对岩爆活动区的更严密检测。

冬瓜山微震监测系统由3部分组成:硬件、韧件和软件,硬件是指设在井下和地表的电器设备和仪器,韧件是指控制传感器拾

取数据信号的计算机程序,软件是指分析、处理、解释和显示拾取数据信号的计算机程序。

监测系统的硬件包括:地音仪传感器(压电加速计)、信号转换器、数据集中器、网络控制器和地震数据分析计算机。传感器拾取的信号通过信号转换器转化成数字信号;数据集中器接收来自信号转换器的信号,然后送往网络控制器(一般位于井口办公室内),最后传到地震数据分析计算机上。

震动信号足够强时,首先拾取到这一信号的信号转化器就将向数据集中器发射触发信号;当收到同一信号的信号转换器的数量满足预定标准时,数据集中器将向所有的信号转换器发出触发记录信号,每一个信号转换器将把记录的波形送往数据集中器;数据集中器再将波形转送给位于地表的监测网络控制器;网络控制器将记录所有的波形组合成一个数据文件后传输给地震数据分析计算机。硬件之间的信号传输均采用标准的5股缠绕式电话线(也可是光缆)。

监测系统的软件安装在信号转换器和数据集中器上。系统软件装在数据分析计算机上。

生产期间,便携式监测系统将根据固定监测系统预报的岩爆高危区,对其进行更加密切的观测,以便及时发出岩爆警报。这时便携式监测系统的覆盖面一般为一个盘区内相邻的几个采场。在方圆200~300m范围内设置5个(或以上)拾震器(加速度计)。拾震器设在岩爆高危采场的凿岩硐室和出矿进路内。根据具体情况,有时便携式监测系统可以与固定监测系统共用部分拾震器。

随着矿山生产的进行,岩爆监测系统将逐步完善。完善后的监测系统可以实现:

- 对岩体应力和变形进行实时检测;
- 记录岩体对采矿作业的响应;
- 建立评价岩体稳定性的判别标准;
- 每天对可能发生的岩爆和岩体失稳做出评判并发出预报;

- 震源定位精度 10 m;
- 监测网检测岩爆的灵敏度为 $M_L = -1.0$ 。

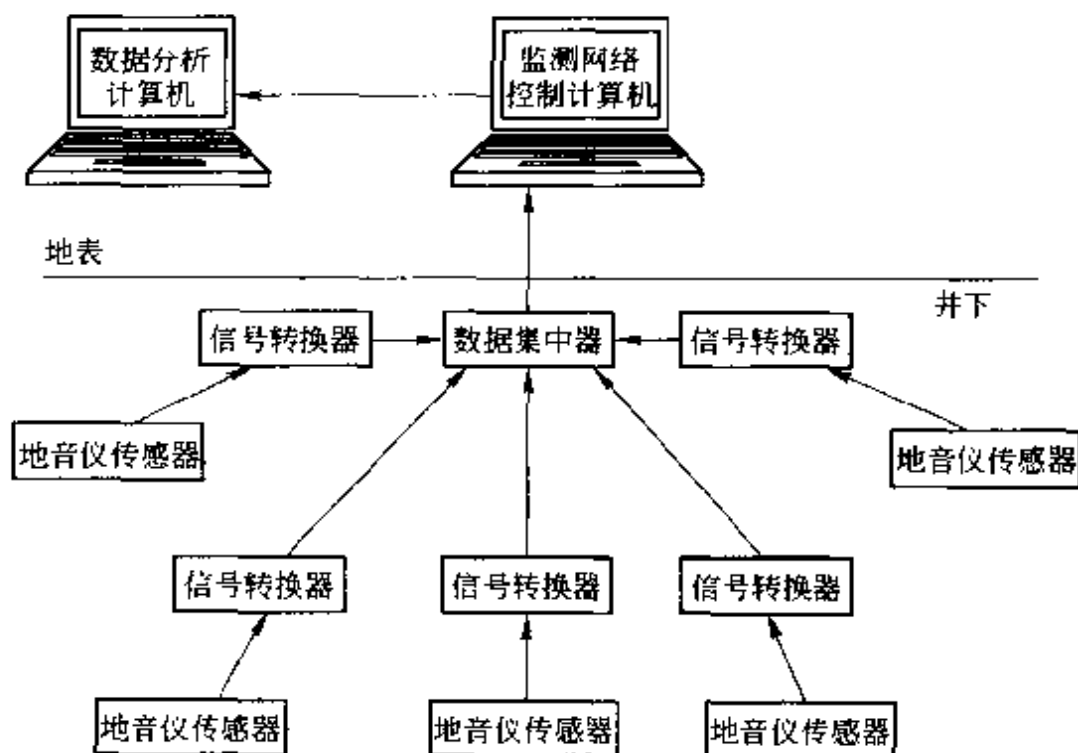


图 3-12 冬瓜山岩爆与地压监测系统示意图

3.8 小结

将第二章有岩爆倾向硬岩矿床开采技术理论具体应用于冬瓜山矿床开采技术的实际研究,本章系统研究了有关开采工艺技术涉及的各个方面,得出了可供矿山开发设计直接应用的一整套技术方案,主要成果有:

(1)通过大量室内岩石力学性能实验和结果分析、有代表性岩爆倾向性指标分析、原岩应力量测和结果分析以及对冬瓜山前期基建多起弱岩爆事例的分析和判断,得出了冬瓜山大规模开发将受到岩爆危害的结论,并指出除断层滑移型岩爆外,其他 4 种岩爆均可能发生的初步判断。

(2)提出了有效冲击能量指标 W 的概念。提出了以 W 为主,以岩石脆性系数 K 、岩石试块破坏前可能储存的最大应变能

E、和岩石试块宏观破坏的猛烈程度为辅,判别岩石岩爆倾向的“四指标”岩爆倾向性理论。

(3)根据岩爆发生机理的研究结果,明确指出空场法采矿最不利于岩爆的控制。利用作者参加开发研制的《采矿方法选择专家系统》,初步选择了适合冬瓜山一般开采技术条件的几种采矿方法,随后又根据岩爆条件对采矿工艺的限制和强化开采对采矿工艺的要求,最终选择阶段空场嗣后充填采矿法为冬瓜山的采矿方法。

(4)结合 RBFEM—3D 岩爆数值预测程序和二维弹塑性有限元程序的计算结果和部分结论,用 Mathew 法优化了采场布置形式和采场结构参数。推荐冬瓜山矿床开采以盘区为回采单元,盘区水平尺寸 $100\text{m} \times 150\text{m}$,矿体厚度即为采场高(盘区高度);每个盘区划分成 20 个 $50\text{m} \times 15\text{m}$ 采场。采场出矿完毕用胶结充填料充填空区,充填体强度按充填体自立要求确定。

(5)用 RBFEM—3D 岩爆数值预测程序对冬瓜山矿床采矿的崩矿方式进行了优化。以经济效益最大化为目标,以有利于控制岩爆为原则,确定了冬瓜山开采的首采地段和总体上从中央到两端、从青山背斜轴部向两翼连续推进的回采顺序。

(6)基于岩爆强度和破坏程度关系的理论,提出了一种有岩爆危害巷道支护工程设计实用方法,并据此研究了冬瓜山主要采准巷道的支护形式,根据对巷道可能受到岩爆的破坏程度的判断,分别推荐了喷锚网和喷锚支护。

(7)初步设计了冬瓜山岩爆预报微震监测系统。

4 有岩爆倾向硬岩矿床采矿理论

4.1 引言

硬岩矿床开采发生岩爆由来已久,但在我国还是近几年的事。我国在这方面的研究工作刚刚起步。我国煤炭系统在岩爆防治方面的研究比硬岩岩爆开展早,并取得了一定成果。煤矿岩爆与硬岩矿山岩爆在发生机理和破坏机理上没有本质区别,但是煤矿与硬岩矿床的赋存条件差别较大,所以在开采过程中遇到的具体问题大不相同,因此所要采取的技术措施也就有差别。世界上大多数受岩爆危害矿山的岩爆防治工作,都是在生产过程中发生岩爆并且趋强烈后才开展研究工作的。新建有岩爆倾向硬岩矿床如何开展采矿技术研究工作,到目前为止还没有一套完整的程序可循。我国目前硬岩矿山岩爆的研究工作多集中在岩爆机理和岩爆预报,而对具体采矿技术的研究却较少。著者在第二章岩爆基础理论研究和第三章冬瓜山矿床开采技术研究基础上,总结出一套完整的新建有岩爆倾向深埋硬岩矿床开采技术研究工作程序(图4-1)和有岩爆倾向硬岩矿床开采应遵循的一般原则,从而初步建立了有岩爆倾向深埋硬岩矿床采矿理论体系。

新建有岩爆倾向硬岩矿床采矿研究工作一般可按下列步骤开展:第一步根据矿床地质勘探报告提供的有关信息和资料,对岩爆发生可能性进行初步判别;第二步,从地质岩心库中取代表性岩样,进行常规岩石力学性能试验和岩爆倾向性指标测定;第三步,条件具备时尽早开展矿区原岩应力量测和节理裂隙统计工作,确定原岩应力的空间分布(主应力大小和方位)和优势节理产状;第四步,根据岩爆危险的应力判据判断矿床开采时应变型岩爆发生的可能性;第五步,遵循有岩爆倾向矿床开采原则,对基于一般非岩爆开采条件确定的采矿工艺进行调整,确定矿床开采初期采矿

工艺;第六步,建立微震监测网对岩体进行实时监测。最后,结合监测结果和生产实践,利用反分析技术不断修改岩爆危险判据,调整回采顺序,实现有岩爆倾向矿床的安全高效采矿。

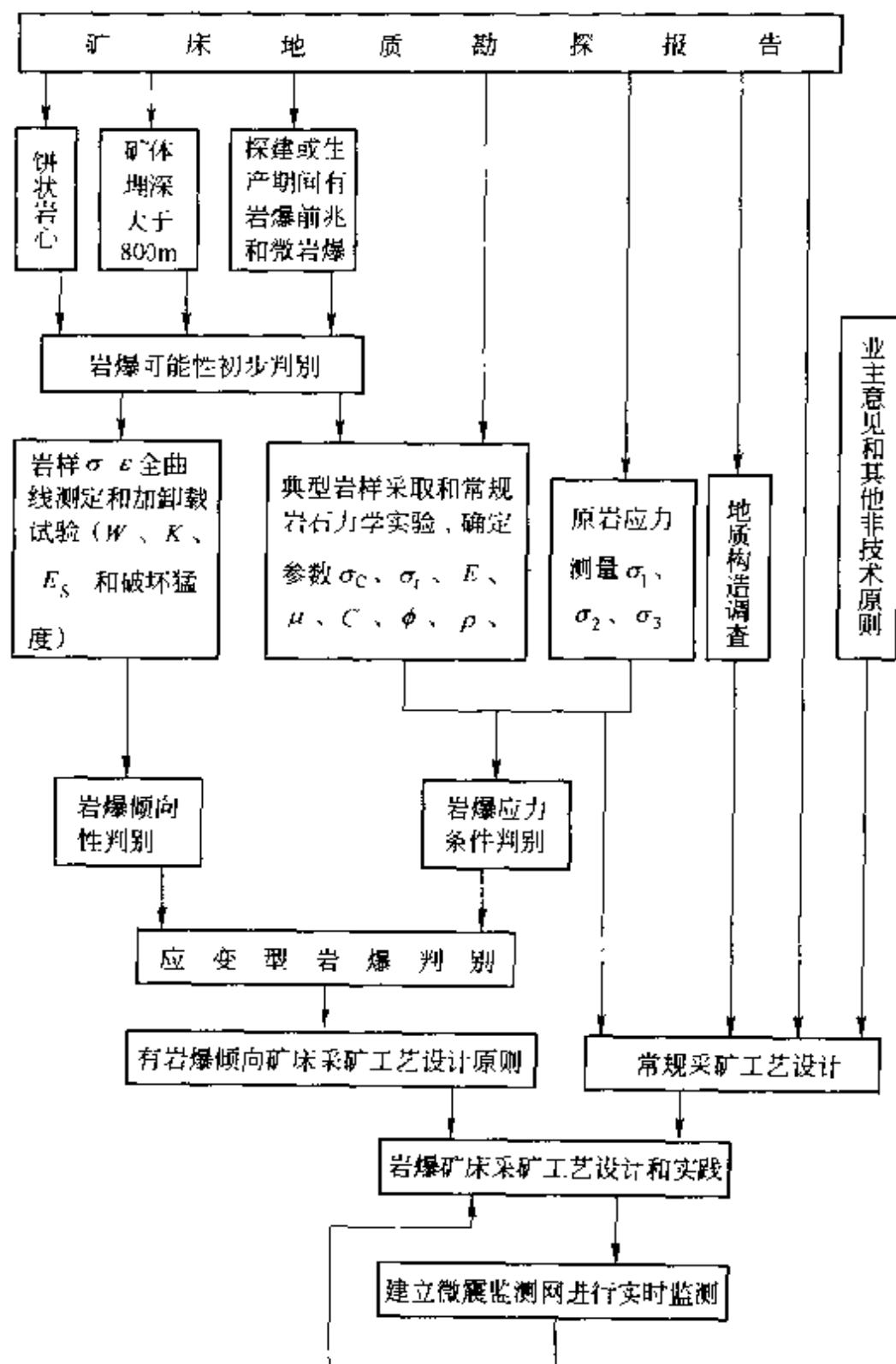


图 4-1 有岩爆倾向深埋硬岩矿床采矿技术研究工作程序

4.2 岩爆发生可能性的初步判别

岩爆是岩体破坏的一种形式,对采用的开采技术有特殊要求。初步判别矿床是否有岩爆倾向性,是有岩爆倾向硬岩矿床开采技术研究工作的第一步。如果初步判别某一矿床没有岩爆倾向性,那么也就没有必要耗费大量的人力和财力,开展所谓的岩爆防治研究。岩爆发生可能性的初步判别,主要依据矿床地质勘探报告所提供的信息。如果矿床主要岩层为火成岩或变质岩,在地质勘探时观察到有饼状岩心、矿体埋藏深度超过 800m、坑探或基建掘进期间出现岩爆前兆或发生弱岩爆现象,那么应进一步开展岩爆倾向性研究工作。

4.2.1 饼状岩心

地质勘探钻孔岩心是人们了解岩体力学特征最初的来源。在高应力区钻孔中岩石发生的脆性破裂实质上是最小规模岩爆。岩心“饼化”现象是岩石脆性和矿区处于高应力状态的明显标志,是钻孔中发生脆性破裂的结果。这里所讲的岩心“饼化”现象是指在地质勘探钻孔中出现大量厚薄均匀、外貌颇似麻饼的岩心。饼状岩心有以下特征:(1)破裂面顶凹底凸,形若盘盏,面上清晰可见严格平行延伸的微细擦纹和与擦纹相正交的拉裂坎,底面周围尚有短小的裂纹平行分布,侧面多呈截锥状;(2)破裂面新鲜粗糙,不见原生构造形迹。裂面没有外力作用痕迹,无风化、蚀变和淋滤现象;(3)饼状岩心都呈椭圆形,长轴平行擦纹而垂直拉裂坎,在紧密嵌合连续的数块饼状岩心上,长轴沿垂直向重叠且平行。岩心厚度与岩心直径呈正比。

矿床勘探期间发现大量岩心“饼化”现象,特别是在矿体或直接顶底板围岩中的岩心发现岩心“饼化”现象,预示着岩石脆性系数大,原岩应力高,极易发生岩石在高应力条件下的脆性破坏——岩爆。

4.2.2 矿床埋藏深度大

发生岩爆的必要条件是自重应力、构造应力和采矿次生应力

的叠加超过脆性岩石强度。地应力最大主应力分量与完整岩石单轴抗压强度的比值在评价地应力高低时具有实际意义。矿体赋存深度是影响地应力大小最重要的因素之一,虽然我们不赞同所谓的岩爆发生临界深度这一提法,但是地应力随深度增加,岩爆发生可能性增大这一点是不容否认的事实。研究南非、印度和加拿大等国硬岩矿山岩爆历史发现,当硬岩矿山开采深度大于 800~1000m 时,岩爆发生频率迅速增加。我国硬岩矿山采矿实践表明,开采深度小于 600~700m 时几乎还没有发生岩爆(或者说没发生破坏性岩爆),红透山铜矿在开采深度超过 800m 时发生岩爆的频率明显增加。根据上述分析,建议当新建硬岩矿床赋存深度超过 800m 或生产矿山矿井延深超过 800m 时,应进一步开展岩爆倾向性研究工作。

4.2.3 坑探或基建井巷工程发生岩爆现象

新建矿山或生产矿山延深工程首先施工的主要井巷工程,其周边应力分布未受到大规模开采影响。如果在这期间发生诸如岩爆(深部岩体破碎,岩石未抛出,但伴随有响声、岩体震动和粉尘从巷道壁散落)和小块岩石弹射现象,那么在将来生产期间,由于矿体大规模开采,导致矿体周围岩体,特别是开拓和采准巷道工程周边岩体应力集中的可能性和程度均会比基建时高,因此造成生产期间岩爆危险性增大。在这种情况下必须抓紧开展详细岩爆倾向性研究工作。

4.3 有代表性岩样岩爆倾向性指标测定

初步判断矿床开采的岩爆倾向后,接下来的工作就是选取有代表性岩石样品,进行岩爆倾向性指标测定。有代表性岩样取自矿体和直接顶底盘围岩,以及规划设计的大硐室和主要开拓、采准巷道所在岩层中,矿体和顶底盘围岩的岩性不止一种时应分别取样。矿样一般从地质勘探钻孔岩心库直接提取,有条件时也可以从基建开拓揭露岩体内取样(常与原岩应力测量结合)。

尽管判别岩石岩爆倾向性的指标很多,但是以下 4 项指标比

较容易通过实验室获得:有效冲击能量指数 W 、岩石脆性系数 K 、岩石最大储存弹性应变能指标 E_s 和岩石试块破坏的强烈程度。作者推荐 4 项指标是基于这样的认识:(1)实验室岩石试样单轴抗压强度试验,实质上是岩石在特殊加载条件下的岩爆试验;(2)有效冲击能量指数 W ,从能量角度描述了岩石发生岩爆的必要条件;(3)岩石脆性系数 K 是表示岩石可能破坏形式的指标;(4)岩石最大储存弹性应变能指标 E_s ,是对岩爆一旦发生其强度的判别标准;(5)认为高强度岩石容易发生岩爆的观点是错误的,因为这与常规岩石破坏准则相矛盾。高强度岩石与低强度岩石在相同应力条件作用下更不易发生岩爆,但是当应力超过高强度岩体脆性破坏强度时发生岩爆的破坏性更大;(6)岩石试样破坏猛烈程度的直观表现是岩爆多因素的综合体现;(7)上述 4 项指标均比较容易通过实验室试验获得。

用刚性压力机或伺服控制压力机进行试样的单轴抗压强度试验,建立 $\sigma-\epsilon$ 全过程曲线(达到峰值强度 80% 时卸载,然后再加载直至试样破坏;为了克服岩石力学性质离散度大对弹性变形能指数 W_{ET} 测定准确性的影响,可参照冯涛等介绍的方法^[115]确定卸载时机),据此求出弹性变形能指数 W_{ET} 和冲击能量指数 W_{CF} ,再根据公式 3-2 计算得到有效弹性变形能量指数 W 。有效弹性变形能量指数 W 判别岩石岩爆倾向性的标准是:

$$\begin{aligned} W < 1.8 & \quad \text{无岩爆倾向} \\ W = 1.8 \sim 2.8 & \quad \text{有中等岩爆倾向} \\ W > 2.8 & \quad \text{有强烈岩爆倾向} \end{aligned}$$

进行试样单轴抗压强度试验,记录 $\sigma-\epsilon$ 全过程曲线的同时,记下试样横向应变,这样可以求出弹性模量 G 、泊松比 μ 和单轴抗压强度 σ_c 等基本岩石力学参数。由基本岩石力学参数可以计算岩石破坏前最大储存弹性应变能 $E_s = \sigma_c^2 / 2G$ 。作者通过对加拿大 Sudbury 地区岩石和冬瓜山典型岩石力学性能测试结果的分析^[22,91],推荐下列岩爆强烈程度指标:

$E_s < 0.5 \text{ MJ/m}^3$	岩爆微弱或无岩爆
$E_s = 0.5 \sim 0.75 \text{ MJ/m}^3$	岩爆微弱至中等
$E_s > 0.75 \text{ MJ/m}^3$	岩爆强度大

超过峰值强度后试样的宏观破坏现象,特别是试块破坏的剧烈程度是直观判断岩石岩爆倾向性的重要依据。可以认为,试块破坏平静缓慢的岩石没有岩爆倾向;破坏剧烈甚至突然破坏(无法测得完整 $\sigma \sim \varepsilon$ 曲线)岩石的岩爆倾向性强烈;岩性相同的同一组试块,有的试块破坏平稳,而另一些岩块破坏剧烈,这种岩石岩爆倾向性较弱或一般。

除单轴抗压强度试验外,再进行抗拉(一般为巴西试验)试验,根据求出的抗压强度 σ_c 和抗拉强度 σ_t 可计算岩石脆性系数 $K = \sigma_c / \sigma_t$,脆性系数判别岩爆倾向性的标准是:

$K < 10$	无岩爆倾向
$K = 10 \sim 18$	有中等岩爆倾向
$K > 18$	有强烈岩爆倾向

必须强调指出,有效弹性能量指数 W 是上述 4 项指标中最主要的指标,其他三项为辅助指标。如果用脆性系数指标判断岩石有岩爆倾向,而用 W 判断无岩爆倾向,这时可以认为岩石无岩爆倾向,或仅有弱岩爆倾向。根据冬瓜山典型岩石岩爆力学试验和有关资料, W 指标与 E_s 和试块宏观破坏强烈程度一般不发生矛盾,只有个别时候按 W 和 K 判断有一定差异,我们建议这时以 W 判断为准。

4.4 原岩应力测量

岩石岩爆倾向性判别反映的是,应力满足岩体破坏条件时岩爆是否发生。岩石具有岩爆倾向性是矿山岩爆是否发生的内因,而岩石承受的载荷大小则是岩爆发生的外因。即使根据典型岩石试样判断岩石具有岩爆倾向性,但是如果原岩应力很低,岩体破坏的应力条件得不到满足,那么岩爆也不会发生。因此岩爆研究不

仅包括岩石本身岩爆倾向性的研究,还应该对岩石将要承受的载荷进行分析。原岩应力是控制岩体承受载荷两个方面因素之一(另一个方面因素是采用的工艺技术,包括采矿方法和回采顺序等)。要确定原岩应力的量值和方位,就得开展原岩应力量测工作。为了提高应力量测的准确度,一般应在矿体和围岩中进行现场原岩应力量测。这项工作一般应在矿山基建探矿期间进行。一旦有井巷工程揭露矿体或矿体附近围岩就应立即开展工作。测量原岩应力的方法较多,目前我国矿山最常用的是孔壁应变法(特别是应用三轴空心包体式应力计)。

以往国内外公认,现场岩体应力量测是确定其大小及其方向的惟一方法。现场应力量测不仅耗费时间长、经济投入大,而且还受到现场许多具体条件的限制和干扰,因此无法经济地进行大量测量。近年来应用地应力声发射 Kaiser 效应测定岩体原岩应力技术得到了比较广泛的应用。经对冬瓜山矿分别用空心包体式三轴应力计和 Kaiser 效应两种方法对 4 个水平的 6 个点的原岩应力进行了量测,取得了满意效果。这一经验可供其他矿山借鉴。

4.5 岩爆危险性判别

岩石岩爆倾向性和原岩应力测定后,应用岩爆危险判据判断岩爆发生的可能性。对于新建矿山岩爆初期研究而言,首先应判别应变型岩爆的危险性。将原岩应力最大主应力分量 σ_1 乘以应力集中系数 2(一般井巷开挖后应力集中系数均大于 2),计算出井巷周边最大主应力 $\sigma_{1周}$ 。根据 $\sigma_{1周}$ 与岩石强度 σ_C 的比值,按谢学斌推荐的岩爆应力判据可以预测应变型岩爆发生的可能性。谢学斌的岩爆应力判据是:

$\sigma_{1周}/\sigma_C < 0.2$	几乎不发生岩爆
$0.2 \leq \sigma_{1周}/\sigma_C < 0.388$	可能发生岩爆
$0.388 \leq \sigma_{1周}/\sigma_C < 0.55$	非常可能发生岩爆
$\sigma_{1周}/\sigma_C \geq 0.55$	几乎肯定发生岩爆

4.6 有岩爆倾向矿床的采矿工艺

经过岩爆倾向性初步判别、有代表性岩样岩爆倾向性指标测定、原岩应力现场量测和应用应力判据判别开挖巷道发生岩爆的可能性,如果结论是矿床开采可能发生岩爆,那么就应及早在采矿工艺选择时采取预防措施。根据岩爆发生的内因和外因,以及有些岩爆发生的不可避免性,岩爆的防治可以从3个方面考虑:一是改变岩爆的内因条件,也就是改变采掘工作面周围岩体的力学性质,使其降低或丧失岩石固有的岩爆倾向性,这样工作面周围岩体就不会发生岩爆(仍可能发生稳定失稳)或只会发生强度低的岩爆。工作面岩层注水和岩层预处理爆破^[37,38,40,41,117,118](也有称应力解除爆破)是在目前世界岩爆矿山应用最为有效的改变岩爆内因的技术措施。其中岩层注水在煤矿应用较多,而在硬岩矿山应用少见。二是改变岩爆发生的外因条件,减小工作面周围岩体的应力集中,达到保持岩体稳定的目的。改变岩爆外因的措施主要有优化巷道形状和方位、优化巷道或采场的推进顺序、矿山井巷的总体合理布局和开采解放层。三是由于有些岩爆无法避免,惟一的方法就是采取减灾措施。减灾措施有采取适当的支护、对采场进行充填、调整工作制度使岩爆发生高危期间无人作业和进行岩爆预报及时疏散处于危险工作面的人员等。

有岩爆倾向矿床的赋存条件千差万别,可以采用的采矿工艺或方案也不好一一列举,这里只给出有岩爆倾向矿床开采工艺选择一般应遵循的原则。具体有岩爆倾向矿床的开采工艺可先根据一般采矿方法选择原则进行初选,然后根据下述原则进行调整和完善,最终确定采矿工艺。有岩爆倾向矿床采矿工艺选择应遵循的一般原则是:

(1) 空场法、充填法和崩落法这三大类采矿方法中,空场法(不包括采场空场嗣后充填采矿法)一般不宜用于有岩爆倾向矿床采矿。用少量矿柱支撑采空区顶板,大面积开采后个别矿柱破坏几乎是不可避免的,随后会发生连锁反应,大量矿柱在瞬间破坏造

成的危害是巨大的。印度金矿的岩爆是最好的例证。充填法和崩落法都有利于控制矿体开采后周围岩体内的应力集中和所积聚应变能的均匀释放。

(2) 岩爆与岩石高温或自燃发火同时出现在一个矿床时,一般应采用充填采矿法。

(3) 采矿作业线推进应规整一致,不应有临时小锐角的出现。沿走向前进式回采顺序比后退式回采更有利于控制岩爆。单向推进采矿工作面不能满足生产规模要求时,应采用从中央向两端推进的回采顺序。

(4) 有条件时应尽可能实现连续开采,无条件实现盘区连续开采时应确保采矿工做面总体推进连续,避免全面开花到处设采场。

(5) 矿区内有较大规模断层或岩墙时,采矿工作面应背离这些构造推进,避免垂直向着构造或沿构造走向推进。

(6) 多层平行矿脉开采时,先采岩爆倾向性弱或无岩爆倾向矿脉,解除其他岩爆倾向性强矿脉的应力,防止岩爆的发生;岩爆倾向性强烈的单一矿脉回采时,可先回采矿块的顶柱并用高强度充填料充填,解除矿房的应力后再大量回采矿石。下向分层充填法比上向分层充填法更有利于控制岩爆。

(7) 缓倾斜的薄矿体一般应用长壁法回采,空区的顶板可以用崩落或充填处理(各国岩爆危害的这类煤矿和南非金矿均采用长壁法回采);厚大矿体采用充填法无法接顶时,应有计划地崩落未充满空顶,以防出现过高应力。

(8) 采场长轴方向应尽量平行与原岩最大主应力方向,或与其成小角度相交。能量释放率的绝对值不至于产生岩爆时,为了充分发挥能量释放率较大有利于提高爆破效果的作用,采场爆破推进方向要尽量与原岩最大主应力方向平行;能量释放率接近或超过设计极限时,爆破的推进方向应垂直原岩最大主应力方向,防止岩爆的发生。

(9) 应尽量采用人员和设备不进入采场的采矿工艺;对于薄

矿脉回采,人员和设备非进入采场不可时,采场工作面要根据情况采取爆破预处理措施。预处理爆破产生的爆破气体破坏了采矿破碎圈内采矿裂隙面上的凸凹体和障碍物,降低了裂隙面的抗滑阻力,导致应力重新分布,并将高应力区进一步向完整岩石深部推进,靠应力降低的破碎区作为缓冲层,减少工作面岩爆的发生。预处理爆破最好采用高压气体能量大而冲击能量低的炸药(如铵油炸药)。

(10) 采准工程应尽量布置在岩爆倾向性较弱的岩层内。采准工程按先在刚度大岩体、后在刚度小岩体内的顺序施工。

(11) 岩爆矿山一般埋藏深度较大,为了提高采矿综合经济效益,应尽可能做到废石不出坑,回填空区,减少提升费用和对地表环境的破坏。

(12) 技术问题归根结底是经济效益问题,片面强调采矿工艺最有利于控制岩爆是不可取的,在多种可行技术方案中选择经济效益最佳方案才是矿床开采追求的目标。

4.7 有岩爆深埋硬岩矿床的安全高效采矿

提前判别深埋硬岩矿床的岩爆倾向性,在矿床开发一开始就按照有岩爆倾向矿床开采的原则要求确定采矿工艺和总体布局,坚持以“预防为主”的方针,这是防治岩爆最有效的措施。尽管根据岩爆条件确定了有利于控制岩爆发生的采矿工艺和布局,但是岩爆发生可能还是无法完全避免的。为了控制矿山生产中仍可能发生的破坏性岩爆,还要在生产期间开展以下工作:

(1) 建立矿山微震监测网,实时监测采区岩体对采矿活动的反应,及时预报可能发生的破坏性岩爆位置和强度,为使用便携式微震监测系统(PSS)对岩爆高危区进行更密切地监视、为采取防范措施和进行抢救工作提供可靠信息。根据生产过程中逐步积累的微震监测数据,利用反分析技术确定和调整岩爆判据指标。

(2) 对矿山生产人员进行岩爆基本知识的教育,鼓励他们在施工过程中注意观察岩爆前兆现象,如岩粉量突然增加、岩粉粒度

变粗和巷道壁出现玻璃镜面等。针对选择的采矿工艺和初步确定的采矿回采顺序,应用计算机数值分析方法计算各种不同方案的能量释放率 ERR 或超剪应力 ESS 。对于地质构造不发育矿床采用能量释放率 ERR 指标优化回采顺序,而对于地质构造发育矿床则应采用超剪应力 ESS 指标。具体矿山发生岩爆的能量释放率 ERR 的标准,应根据事后计算现场初次发生弱岩爆时的能量释放率初步确定,以后再根据生产实践逐步调整。超剪应力 ESS 的标准可参照 Ryder 给出的标准,即:

$ESS \geq 15\text{MPa}$ (断层或节理)	极可能发生破坏性岩爆
$ESS \geq 20\text{MPa}$ (完整岩石)	极可能发生破坏性岩爆
$5\text{MPa} < ESS < 15\text{MPa}$ (或 20MPa)	可能发生破坏性较小岩爆
$ESS < 5\text{MPa}$	一般不会发生岩爆
$ESS < 0\text{MPa}$	结构面稳定

选择在采场内留孤岛或半岛形矿柱的采矿方法时,矿柱型岩爆可采用作者改进后的刚度理论判别。作者推荐的刚度理论判别标准是:在矿柱接触处围岩的弹性变形极限大于矿柱的破坏强度($\sigma_{e\text{围}} > \sigma_{c\text{柱}}$)的前提下, $G + \lambda < 0$ 时矿柱会发生岩爆(λ 为矿柱承受的载荷超过其强度峰值后,变形曲线下降段的刚度, G 是围岩加载系统的刚度)。通过数值计算分别确定上述各参数值后,即可判断矿柱是否发生岩爆,据此优化矿柱结构参数。

(3) 根据选择的具体采矿工艺,合理的工作制度,调整作业循环,使岩爆发生概率最大的一段时间内无人和设备位于井下最危险部位。

(4) 根据岩石力学性质、原岩应力场和巷道的功能作用,合理设计巷道形状、大小和方位(参见上节原则第 8 条),选择有利于减轻岩爆破坏程度的经济的支护形式。

(5) 根据能量释放原理,为了降低能量释放率,在施工处于岩爆高危区内的大断面巷道时,可采用先掘进小断面导洞然后再刷大到最终断面的施工方法。

4.8 小结

建立了以新建有岩爆倾向深埋硬岩矿床采矿技术研究工作程序和有岩爆倾向矿床开采工艺设计原则为主要内容的有岩爆倾向深埋硬岩矿床采矿理论体系。

参考文献

- 1 Ortlepp W D. Rock fracture and rockbursts. Johannesburg: SAIMM, 1997
- 2 Kaiser P K, Fannant D D, McCreath D R. Drift support in burst-prone ground. CIM Bulletin, 1996, 89(998): 131~138
- 3 李玉生. 国内外矿山冲击的研究及评论. 煤炭科研参考资料, 1982(4): 1~10
- 4 M. A. 约菲斯等. 矿山岩石力学基础. 刘听成等译. 北京: 煤炭工业出版社, 1981
- 5 赵本钧. 冲击地压及其防治. 北京: 煤炭工业出版社, 1995
- 6 Bolstad D D. Keynote lecture: Rock burst control research by the US Bureau of Mines. Rockbursts and Seismicity in mines, Fairhurst ed. Rotterdam: Balkema, 1990: 371~375
- 7 Morrison D M. Rockburst research at Falconbridge Limited. CIM Bulletin, 1989: 37~46
- 8 Quesnel W J, Ruiter H de, Pervik A. The assessment of cemented rockfill for regional and local support in a rockburst environment, IAC Minerals Ltd, Macassa Division. Innovations in Mining Backfill Technology, Hassani et al. eds. Rotterdam: Balkema, 1989: 217~224
- 9 Broch E, Sorheim S. Experiences from the planning, construction and supporting of a road tunnel subjected to heavy rockbursting. Rock Mechanics and Rock Engineering, 1984, (17): 15~35
- 10 Isaacson E. Rock pressure in mines (2ed. edition). London: Salisbury House, 1962
- 11 陈宗基. 岩爆的工程实录、理论与控制. 岩石力学与工程学报, 1987, 6(1): 1~18
- 12 谢学斌. 硬岩矿床岩爆预测与控制的理论和技术及其应用研究. 中南工业大学博士学位论文, 长沙: 1999
- 13 谭以安. 岩爆特征及岩体结构效应. 中国科学(B辑), 1991(9): 985~991
- 14 张兴文. 秦岭隧道岩爆预测计算机辅助方法. 北方交通大学硕士研究生学位论文, 北京: 1998
- 15 长沙矿山研究院, 铜陵有色金属(集团)公司. 岩层控制技术和高应力区支护研究阶段报告. 1998(内部资料)
- 16 Heunis R. The development of rock-burst control strategies for South African gold mines. J. S. Afr. Ins. Min. Metall., 1980: 139~149
- 17 Brady B. H. G., Brown E. T. 地下采矿岩石力学. 冯树仁等译. 北京: 煤炭工业出版社, 1990
- 18 Brady B H G, Brown E. T. Energy changes and stability in underground mining: design

- application of boundary element methods. IMM, 1981:A61~A67
- 19 Kidybinski A., Bursting liability indices of coal. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech., 1981,18:295~304
 - 20 Singh S. P., Technical note: burst energy release index. Rock Mechanics and Rock Engineering, 1988 (21):149~155
 - 21 Hornand F. et al. Dynamic phenomena in mines and characteristics of rocks, Rockbursts and Seismicity in mines, Fairhurst ed. Rotterdam; Balkema, 1990:139~142
 - 22 Singh S. P., Classification of mine workings according to their rockburst proneness. Mining Science and Technology, 1989(8):253~262
 - 23 郭然. 深埋矿床开采中的岩爆问题. 有色矿山, 1998年(1):10~13
 - 24 Wu Y., Zhang W., Evaluation of the bursting proneness of coal by means of its failure duration. Rockbursts and seismicity in mines, Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam; Balkema, 1997:285~288
 - 25 潘长良,冯涛等.岩爆机理研究的综合评述,中南工业大学学报,1998,29(2):25~28
 - 26 谢学斌,潘长良等.岩爆预测预报方法研究现状及发展趋势分析,中南工业大学学报,1998,29(2):29~31
 - 27 Butler G. A., Application of weighted energy index for routine evaluation of rockburst potential. Rockbursts and seismicity in mines, Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam; Balkema, 1997:317~323
 - 28 Srinivasan C., Shringarputsle S. B. Mine-induced seismicity in the Kolar Gold Fields. Induced Seismicity, Knoll ed. Rotterdam: Balkema, 1992:173~183
 - 29 Young R. P., Hutchins D. A., McGaughey W. J. Seismic imaging ahead of mining in rockburst prone ground. Rockbursts and Seismicity in mines, Fairhurst ed. Rotterdam; Balkema, 1990:231~236
 - 30 Calder P. N. et al. Rockburst prediction studies at Queen's University. Canadian Mining Journal, 1986:33~39
 - 31 Shridhar Chavan A., Raju N. M., Srivastava S. B. Prediction of area instability from mining induced seismicity. Proc. of 35th U. S. symposium on rock mechanics(off-print),
 - 32 Jha P. C., Chouhan R. K. S. Long range rockburst prediction: A seismological approach. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr., 1994;31(1):71~77
 - 33 Mendecki A. J. et al. Seismology for rockburst prevention control and prediction. SIMRAC symposium, Johannesburg; SAIMM, 1995:1~13
 - 34 Calder P. N. et al. High frequency precursor analysis prior to rockburst, Rockbursts and Seismicity in mines. Young ed. Rotterdam; Balkema, 1993:177~181

- 35 Zou D. , Miller D.S. A proposed mechanism of rock failure and rockbursting. Proc. of 6th Congress Int. Soc. Rock Mech , 1987:1357~1362
- 36 Ortlepp W.D. . 控制岩爆破坏巷道的支护方法 ——一种工程实用的方法. 郭然译.
- 37 莱特里茨 H. . 煤层注水防治矿山冲击. 黄慧英译. 煤炭科研参考资料, 1982(4):59~63
- 38 克劳维茨 A. . 顶板注水防治矿山冲击的试验研究. 张金婷译. 煤炭科研参考资料, 1982(4):63~67
- 39 明德裸 M. . 开采解放层防治矿山冲击. 潘镜海译. 煤炭科研参考资料, 1982(4):70~73
- 40 海辛 C. . 适用爆破卸载法的经验. 赵衡山译. 煤炭科研参考资料, 1982(4):74~76
- 41 马处拉 A. . 用爆破法防治矿山冲击. 赵文忠译. 煤炭科研参考资料, 1982(4):77~79
- 42 佩图霍夫. 煤矿冲击地压. 王右安译 北京:煤炭工业出版社, 1980
- 43 布雷依诺 矿山压力和冲击地压. 李玉生译. 北京:煤炭工业出版社, 1985
- 44 Kaiser P. K. , Maloney M. S. . Ground motion parameters for design of support in burst-prone ground. Rockbursts and seismicity in mines , Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997 : 337~342
- 45 Hoek E. , Kaiser P. K. , Bawden W. F. . Support of underground excavations in hard rock. Rotterdam: Balkema , 1998
- 46 Hoek E. , Brown E.T. . Underground excavations in rock. London: IMM , 1980
- 47 Hoek E. , Brown E.T. . 岩石地下工程. 连志生等译. 北京:冶金工业出版社, 1986
- 48 Ortlepp W.D. . High ground displacement velocities associated with rockburst damage. Rockbursts and seismicity in mines , Young ed. Rotterdam: Balkema . 1993 : 101~106
- 49 Bowers D. , Douglas A. Characterisation of large mine tremors using P observed at teleseismic distances. Rockbursts and seismicity in mines , Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997 : 55~60
- 50 Curtis J. F. . Rockburst phenomena in the gold mines of the Witwatersrand : a review. IMM , 1981:A163~A175
- 51 中国科学院地球物理研究所. 地震学基础. 北京:科学出版社, 1976
- 52 Gibowicz S.J. , Keynote lecture : The mechanism of seismic events induced by mining A review. Rockbursts and Seismicity in mines , Fairhurst ed. Rotterdam: Balkema , 1990:3~27
- 53 McCreay R.G. , Grant D. , Falmagne V. . Source mechanisms, three - dimensional boundary - element modelling , and underground observations at Ansil Mine. Rock-

- bursts and Seismicity in mines , Young ed. Rotterdam: Balkema , 1993:227~232
- 54 李中林,欧阳道,肖荣久,余克家. 矿山岩体工程地质力学. 北京:冶金工业出版社, 1987
- 55 李兆权. 应用岩石力学基础. 北京:冶金工业出版社, 1994
- 56 Gabowicz S.J. , Kijko A. . 矿山地震学引论. 修济刚等译. 北京:地震出版社, 1998
- 57 Dunlop R. , Gaete S. . Controlling induced seismicity at El Teniente Mine: The Sub6 sector case history. Rockbursts and seismicity in mines , Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997: , 233~236
- 58 Scott D F , Williams T.J. , Friedel M.J. . Investigation of a rock-burst site, Sunshine Mine, Rockbursts and seismicity in mines , Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997: , 311~315
- 59 Dubinski J. , Mutke G. . Characteristics of near-field peak velocity in the Upper Silesian Coal Mines. Rockbursts and seismicity in mines , Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997: 343~347
- 60 Durrheim R.J. et al. Rockburst damage to tunnels in a deep South African gold mine caused by a $M=3.6$ seismic event. Rockbursts and seismicity in mines , Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997 : 223~226
- 61 Wu Y. , Zhang W. . Prevention of rockbursts in coal mines in China. Rockbursts and seismicity in mines , Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997 : 361~365
- 62 McGarr A. , Simpson D. . Keynote lecture: A broad look at induced and triggered seismicity. Rockbursts and seismicity in mines , Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997 : 385~396
- 63 Blaha F. . Some principles of rock mass failure in the case of rock bursts. Mechanics of Joint and Faulted Rock , Rossmannith ed. Rotterdam: Balkema , 1990 : 757~762
- 64 Glazer S.N. Applied mine seismology: A Vaal Reefs perspective. Rockbursts and seismicity in mines, Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997 : 227~231
- 65 Ryder J.A. . Excess shear stress in the assessment of geologically hazardous situations. J. S. Afr. Inst. Min. Metall. , 1988, 88(1): 27~39
- 66 莱特里茨 H. . 地质构造对鲁尔矿区矿山冲击的影响. 李中文译. 煤炭科研参考资料, 1982(4): 53~58
- 67 Wong Ivan G. . Recent developments in rockburst and mine seismicity research , Rock Mechanics. Tillerson, Wawersik eds. Rotterdam: Balkema , 1992: 1103~1111
- 68 Wetmiller R.J. et al. Investigation of natural and mining - related seismic activity in northern Ontario. Rockbursts and Seismicity in mines , Fairhurst ed. Rotterdam: Balkema , 1990 : 249~254

- 69 Shepherd J. , Rixon L.K. , Griffiths L. . Outbursts and geological structures in coal mines: A review. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* 1981,18:267 ~ 283
- 70 Dyskin A.D. , Germanovich L.N. . Model of rockburst caused by cracks growing near free surface. *Rockbursts and Seismicity in mines* , Young ed. Rotterdam: Balkema , 1993:169 ~ 173
- 71 Napier J. A. L. . The application of excess shear stress to the design of mine layouts. *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* ,1987,87(12): 397 ~ 405
- 72 Spottiswoode S. M. . Total seismicity and the application of ESS analysis to mine layouts. *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* , 1988,88(4): 109 ~ 116
- 73 Brady B. H. G. . Keynote lecture : Rock stress , structure and mine design. *Rockbursts and Seismicity in mines* , Fairhurst ed. Rotterdam: Balkema , 1990 :311 ~ 321
- 74 中南工业大学,铜陵有色金属(集团)公司.岩爆预测理论与技术研究,1999
- 75 中南工业大学.岩爆预测预报技术研究,1997
- 76 Mendecki A. J. . Keynote lecture: Principles of monitoring seismic rockmass response to mining , *Rockbursts and seismicity in mines*. Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997 : 69 ~ 80
- 77 Butler A. G. . Space - time clustering of potentially damaging seismic events and seismic viscosity at Western Deep Levels East and West Mines , *Rockbursts and seismicity in mines*. Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997 : 89 ~ 93
- 78 Linkov A. M. . Keynote lecture: New geomechanical approaches to develop quantitative seismicity. *Rockbursts and seismicity in mines* , Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997 :151 ~ 166
- 79 Mayer N. A. P. , Mendecki A. J. . Applications of advanced seismological techniques in mining. *World's best practice in mining and processing conference* , Sydney : 1995; 15 ~ 23
- 80 Knoll P. , Kuhnt W. . Seismological and technical investigations of the mechanics of rock bursts *Rockbursts and Seismicity in mines* , Fairhurst ed. Rotterdam: Balkema , 1990 :129 ~ 138
- 81 Cichowicz A. et al. The space and time variation of micro - event parameters occurring in front. *Rockbursts and Seismicity in mines* , Fairhurst ed. . Rotterdam: Balkema , 1990 :171 ~ 174
- 82 Strelay B. J. . Brady B. T. . Innovative microseismic rockburst monitoring system. *Rockbursts and Seismicity in mines* , Fairhurst ed. Rotterdam: Balkema , 1990 :259 ~ 262
- 83 Plouffe M , Cajka M G et al. Sudbury local telemetered seismograph network *Rock-*

- bursts and Seismicity in mines, Fairhurst ed. Rotterdam: Balkema, 1990: 221 ~ 226
- 84 York G., Dede T., Plane strain numerical modelling of mining induced seismicity through the effects of mine geometry, backfill and dyke material, on tabular reefs at great depths. Rockbursts and seismicity in mines, Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema, 1997: 167 ~ 172
- 85 北京有色冶金设计研究总院, 铜陵有色金属公司狮子山铜矿冬瓜山矿床岩石力学试验研究报告(第一阶段), 1993
- 86 北京有色冶金设计研究总院, 铜陵有色金属公司, 铜陵有色金属公司狮子山铜矿地应力测量及矿区地应力场特性(阶段报告), 1997
- 87 北京有色冶金设计研究总院, 铜陵有色金属(集团)公司狮子山铜矿, 开采技术条件研究报告, 1999
- 88 北京有色冶金设计研究总院, 铜陵有色金属公司狮子山铜矿冬瓜山铜矿床初步可行性研究报告, 1995
- 89 北京有色冶金设计研究总院, 铜陵有色金属(集团)公司冬瓜山铜矿可行性研究报告, 1998
- 90 中南工业大学, 铜陵有色金属(集团)公司, 岩爆预报技术研究中期研究报告, 1997
- 91 郭然, 于润沧, 冬瓜山铜矿岩爆倾向性分析, 有色金属(季刊), 1998, 50, (4): 16 ~ 20
- 92 王文星, 潘长良等, 某矿矿岩岩爆倾向性的实验研究, 中南工业大学学报, 1998, 29 (2): 22 ~ 24
- 93 潘长良, 谢学斌等, 冬瓜山铜矿床发生岩爆可能性及防治对策探讨, 中国有色金属学报, 1997, 7 Suppl. 2: 135 ~ 137
- 94 郭然, 潘长良, 冯涛, 充填控制岩爆机理及冬瓜山矿床开采技术研究, 有色金属(季刊), 1999, 51(4): 4 ~ 7
- 95 Fry M. F., Hustrulid A., Split plate results with application to backfill at great depths, International deep mining conference: Technical challenges in deep level mining, Johannesburg: SAIMM, 1990: 1305 ~ 1314
- 96 Hemp D. A., Golsbach O. D., The effect of backfill on ground motion in a stope. Rockbursts and Seismicity in mines, Young ed. Rotterdam: Balkema, 1993: 75 ~ 79
- 97 Raynal D., Sergio G., Controlling induced seismicity at El Teniente Mine: Sub6 sector case history. Rockbursts and seismicity in mines, Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema, 1997: 233 ~ 236
- 98 唐建, 顾秀华, 地下采矿方法选择专家系统的开发, 北京有色冶金设计研究总院第九届优秀论文集, 1999: 29 ~ 33
- 99 张富民等, 采矿设计手册(矿产地质卷)(上), 北京: 中国建筑工业出版社, 1989
- 100 金川有色金属公司, 地下采矿方法, 北京有色冶金设计研究总院编译, 鞍山: 中国

- 矿业编辑部,1994
- 101 Tregoning G. W. , Barton V. A. . Design of a wide orebody mining system for a deep - level mine , International deep mining conference: Technical challenges in deep level mining, Johannesburg ; SAIMM,1990 ;601 ~ 624
- 102 郭然,于润沧等. Mathew 法在采矿方法设计中的应用,金属矿山,1999(9):22 ~ 25
- 103 Stillborg B. 著,锚杆支护实用手册,金川公司技术中心技术情报室编译. 金昌:金属科技编辑部,1996
- 104 Vervoort A. , Moyson D. . Steel fibre reinforced shotcrete: An adequate support for rockburst conditions?. Rockbursts and seismicity in mines , Gibowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema , 1997 : 355 ~ 359
- 105 Whyatt J. K. , Williams T. J . Examination of the support potential of cemented fills for rock burst control. Innovations in Mining Backfill Technology , Hassani et al. eds. Rotterdam : Balkema , 1989 : 209 ~ 215
- 106 Yi X. . Characteristics of different types of support systems in rockburst conditions. Rock Mechanics , Aubertin , Hassani & Mitri eds. Rotterdam : Balkema , 1996:347 ~ 355
- 107 Ortlepp W. D. Grouted rock studs as rockburst support : A simple design approach and an effective test procedure. J. S. Afr. Inst. Min. Metall. , Feb. ,1994
- 108 Roberts M. K. C. , Brummer R. K. Support requirements in rockburst conditions. J. S. Afr. Ins. Min. Metall. ,1988,88(3):97 ~ 104
- 109 Hedley D. G. F. . Peak particle velocity for rockbursts in some Ontario mines. Rockbursts and Seismicity in mines , Fairhurst ed. Rotterdam: Balkema , 1990 : 345 ~ 348
- 110 Siebrits E. , Hildyard M. W , Hemp D. A. . Stability of backfilled stopes under dynamic excitation. Rockbursts and Seismicity in mines , Young ed. Rotterdam: Balkema , 1993:117 ~ 121
- 111 Blake W. , Couvelier D. J. . Developing reinforcement requirements for rockburst conditions at Hecla's Lucky Friday Mine. Rockbursts and Seismicity in mines , Fairhurst ed. Rotterdam: Balkema , 1990 :407 ~ 409
- 112 Fairhurst C. . Design of excavations in high rock-stress conditions. Rockbursts and Seismicity in mines , Fairhurst ed. Rotterdam: Balkema , 1990 :421 ~ 423
- 113 Larry K W Ng , Swan G. , Bord M. . Application of an energy approach in fault models for support design. Rockbursts and Seismicity in mines , Young ed. Rotterdam: Balkema. 1993:387 ~ 391
- 114 Davidge G R , Martin T. A. , Steed C. M. . Lacing support trial at Strathcona Mine.

- Rockbursts and Seismicity in mines, Fairhurst ed., Rotterdam: Balkema, 1990:363~367
- 115 冯涛,潘长良等.测定岩爆岩石弹性变形能量指数的新方法.中国有色金属学报,1998,8(2):352~355
- 116 Topor A. Z., Grodner M., Stewart R. D., Lightfoot N.. Preconditioning: A rockburst control technique. Rockbursts and seismicity in mines, Gijowicz and Lasocki eds. Rotterdam: Balkema, 1997:267~272
- 117 Rorke A. J., Brummer R. K.. The use of explosives in rockburst control techniques. Rockbursts and seismicity in mines, Fairhurst ed., Rotterdam: Balkema, 1990:377~384
- 118 Lightfoot N. et al.. Rockburst control in the South African deep level gold mining industry. Rock Mechanics, Aubertin, Hassan & Mitri eds. Rotterdam: Balkema, 1996:295~303
- 119 曹平,陈爱华等,岩爆应力判据与岩爆倾向性预测初步研究,中南工业大学学报,1998,29(2):19~21
- 120 唐礼忠 潘长良,我国矿山岩爆监测预报技术的发展状况,中南工业大学学报,1998,29(2):32~34
- 121 Raymond M. C.. Microseismic activity associated with the mechanism of failure. Rockbursts and Seismicity in mines, Fairhurst ed., Rotterdam: Balkema, 1990:143~145
- 122 Stewart R., Spottiswoode. Multiparameter seismic risk assessment for deep-level mining. Eurock'96, Barla ed., Rotterdam: Balkema, 1996:1163~1178
- 123 Webber S. J.. Rockburst risk assessment on South African gold mines: An expert system approach, Eurock'96, Barla ed., Rotterdam: Balkema, 1996:1163~1170,1996:1179~1186
- 124 Selfe D. A. et al. Regional support strategies on South African gold mines. Rock Mechanics, Aubertin, Hassan & Mitri eds. Rotterdam: Balkema, 1996:331~337
- 125 Young R. P.. Keynote lecture: Geotomography in the study of rockbursts and seismicity in mines. Rockbursts and Seismicity in mines, Fairhurst ed., Rotterdam: Balkema, 1990:29~35
- 126 Bardet J. P.. Numerical modeling of a rockburst as surface buckling. Rockbursts and Seismicity in mines, Fairhurst ed., Rotterdam: Balkema, 1990:81~85
- 127 Kozyrev A. A. et al. An experimental study of regularities of geological medium deformation for prediction of mining-induced earthquakes in large-scale mining. Eurock'96, Barla ed. Rotterdam: Balkema, 1996:1155~1162
- 128 Trifu C-I and Urbancic T. I.. Characterization of rock mass behaviour using mining

- induced microseismicity. CIM Bulletin. 1997, 90(105):62 ~ 68
- 129 Kirsten H. A. D. , Stacey T. R. . Hangingwall behaviour in tabular stopes subjected to seismic events. J. S. Afr. Inst. Min. Metall. 1988, 88(5):163 ~ 172