

煤矿深井开采 的 矿压显现及控制

杜计平 苏景春 著

MEIKUANG SHENJING KAICAI DE
KUANGYA XIANXIAN JI KONGZHI

中国矿业大学出版社

TD32
D-427

煤矿深井开采的矿压显现及控制

杜计平 苏景春 著

中国矿业大学出版社

内 容 提 要

采用理论分析与实践经验相结合、现场实测与模拟实验相结合、采矿原理与计算机技术相结合的方法,对我国煤矿深井开采的巷道矿压、冲击地压和采场矿压随采深增加的显现规律及其控制技术进行了系统研究。用解析法分析了岩性、采深、开采影响、时间和支架对巷道变形的影响;得出不同掘进和布置方式的回采巷道随采深增加的变形统计公式;提出涉及岩性、采深、开采影响的有效载荷系数,并与开拓和准备巷道在原岩应力和固定支承压力作用下的变形速度和移动支承压力作用下的变形量建立相关关系;得出巷道维护费与采深的关系;提出以改革巷道布置和开采部署为主的深井巷道矿压控制技术。研究了深井重力型冲击地压与支承压力的关系,提出深部防范冲击地压的综合措施。分析了采场矿压显现参数与采深的关系并通过实测验证,分析了深部采场可能出现的冒顶类型并提出对策。

本书可供煤炭高等院校、煤炭企业、科研和设计部门的采矿工程技术人员参考。

责任编辑 朱明华

图书在版编目(CIP)数据

煤矿深井开采的矿压显现及控制/杜计平,苏景春著.

—徐州:中国矿业大学出版社,2000.4

ISBN 7-81070-147-9

I. 煤… Ⅰ. ①杜…②苏… Ⅱ. 深井-煤矿开采-矿山压力-研究 N. TD32

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2000)第 11298 号

中国矿业大学出版社出版发行

(江苏徐州 邮政编码 221008)

出版人 解京选

中国矿业大学印刷厂印刷 新华书店经销

开本 850×1168 1/32 印张 4 字数 104 千字

2000 年 4 月第 1 版 2000 年 4 月第 1 次印刷

印数 1~1000 册 定价 15.00 元

前 言

我国煤矿已有的深矿井采深不断增加,还有更多的中深矿井将发展为深矿井。另一方面,国内针对煤矿深井矿压显现及其控制技术的专门研究较少,与我国煤矿深井开采的现状不适应,一些矿井进入深部开采后在巷道布置和开采部署上仍沿用浅部的方法和理论。国外原西德和前苏联的煤矿较早地进入了深部开采,在深井矿压显现及其控制技术方面率先遇到了相同的问题,也积累了大量的经验。由于国情、综合国力和煤炭工业技术政策的差异,在矿压控制技术方面国外的一些成功经验并不能全部适合于我国煤矿深井开采的实际情况,如长壁工作面前进式开采,石膏巷旁充填,全部采用重型可缩性支架加壁后充填支护或重型可缩性支架加壁后充填再加锚网支护,综采机械化程度达到100%。在巷道支护方面,我国较快地发展了可缩性U型钢支架和锚喷类支护技术,但在U型钢和连结件材质、壁后充填技术和配套设备、锚杆材质和长度方面以及相应的配套设备与发达国家仍有较大的差距。

对于煤矿深井矿压控制技术来说,研制支架是必要的,但仅靠支护手段解决深井矿压控制的问题是不够的,甚至是不可能的。实践已经证明,不同的巷道布置和开采部署对深井巷道矿压显现和冲击地压的影响截然不同,在这些方面国外的研究也是较弱的。为解决我国煤矿深井矿压控制问题,在发展我国煤矿支护技术的同时,从国情出发,研究深井巷道布置和开采部署尤其重要。

20世纪80年代末以来,新汶矿区内主要矿井的采深已达800~1000 m,1000 m以下的开采技术问题亟待解决。90年代新汶矿区相继提出《深部开采井巷矿压及布置的研究》和《新汶煤田东部

深井开采技术与开发战略》等研究课题。1996年原煤炭工业部把《矿区深部开采技术与合理开采深度》列为重点研究课题。作者承担了这些课题中有关深井开采矿压显现及其控制的内容。课题组的主要成员还有钱鸣高、张先尘、姜学云、王玉淦、徐永圻、李嗣均、郭炳正、张元功、侯子和、陈传海、卢喜庸、张少宇、余永雄、孙春江、翟新猷、左秀峰、罗新荣、张东升。在相关内容研究和完成本书时，作者得到这些学者和工程技术人员的帮助，在此表示感谢。

并感谢孙村矿提供资料，参加井下实测和拍照的技术科、地质科、宣传科及矿压组的同志。在市场经济条件下，我国煤矿深井面临着严峻的考验，深井矿压控制任重道远，恳请读者对本书的内容多加关注。深井矿压问题错综复杂，因作者水平有限，书中错误和疏漏之处难免，殷切希望得到同行们的指正和帮助。

作者

2000年1月

目 录

第一章 煤矿深井矿压显现及其控制概述·····	(1)
第一节 国内外煤矿深井开采现状及存在的问题·····	(1)
第二节 深井矿压显现及其控制技术的研究现状·····	(6)
第二章 煤矿深井巷道矿压显现及其控制 ·····	(10)
第一节 深井巷道围岩变形破坏和采深关系 的分析方法 ·····	(11)
第二节 深井围岩流变性对巷道变形破坏 的理论分析 ·····	(14)
第三节 深井回采巷道矿压显现 ·····	(36)
第四节 深井回采巷道矿压控制 ·····	(48)
第五节 深井开拓和准备巷道矿压显现 ·····	(51)
第六节 开拓和准备巷道维护费与采深的关系 ·····	(70)
第七节 深井开拓和准备巷道矿压控制 ·····	(74)
第三章 煤矿深井冲击地压及其防治 ·····	(79)
第一节 深井重力型冲击地压与支承压力的关系 ·····	(81)
第二节 厚层难冒坚硬顶板条件下冲击地压与 采深的关系 ·····	(89)
第三节 构造型冲击地压与采深的关系 ·····	(91)
第四节 柱式体系采煤法条件下冲击地压与 采深的关系 ·····	(92)
第五节 防范深井冲击地压的开采技术措施 ·····	(95)

第四章 煤矿深井采场矿压显现及其控制	(101)
第一节 采场矿压显现与采深关系的理论分析.....	(101)
第二节 采场矿压显现与采深关系的现场实测.....	(107)
第三节 深井采场矿压控制特点.....	(110)
主要结论	(113)
参考文献	(118)

第一章 煤矿深井矿压显现及其控制概述

第一节 国内外煤矿深井开采现状及存在的问题

一、国内外煤矿深井开采现状

煤炭资源从浅部开始开采,随着煤炭采出,开采煤层的埋藏深度必然要增加,开采规模扩大和机械化水平提高又加速了生产矿井向深部发展。煤矿深井开采是世界上大多数主要采煤国家目前和将来要面临的问题,只要人类要生产和生活,就离不开对资源的依赖,即使目前没有进入煤矿深部开采的国家或迟或早要进入深部开采。

由于不同的产煤国家在煤层赋存的自然条件、技术装备水平和开采技术上的差异,以及在深部开采中出现问题的程度不同,因此国际上尚无统一和公认的根据采深划分深井的定量标准。根据本国国情,一些采煤国家的学者对深井的界定提出了一些见解和论述。前苏联的一部分学者^[1]将采深超过 600 m 的矿井归于深井,而另一部分学者把采深 800 m 作为统计深井的标准。原西德学者^[2]把采深 800~1200 m 定为深部开采,把 1200 m 以下称为超深开采。英国与波兰把煤矿深部开采的起点定为 750 m,日本定为 600 m。

我国对深井的界定无明确规定,中国煤矿开拓系统^[3]一书提

出按开采深度将矿井划分为4类,各类的深度范围如表1.1.1。

表 1.1.1 中国煤矿开拓系统按开采深度对矿井分类

矿井类别	浅矿井	中深矿井	深矿井	特深矿井
采深 H/m	<400	$400 \leq H < 800$	$800 \leq H < 1200$	≥ 1200

1982年我国煤田依据地质探测在埋深2000 m内预测的总储量为4 492 703 Mt,按深度分布如表1.1.2^[4]。

表 1.1.2 我国煤炭资源按深度预测的储量

埋深/m	<600	$600 \sim 1000$	$1000 \sim 1500$	$1500 \sim 2000$
储量/Mt	1 204 384	899 597	1 127 593	1 260 951
比例/%	26.81	20.02	25.10	28.07

由表1.1.2可知,我国大部分的煤炭储量赋存在深部,埋深大于600 m和1000 m的储量分别占73.19%和53.17%。

1980年我国煤矿平均开采深度为288 m,1995年为428.83 m,年平均增加9.39 m。根据原煤炭工业部生产协调司1995年初对599处国有重点煤矿进行调查的结果,我国煤矿1995年调查时的采深和最终采深分布如表1.1.3^[5]。

表 1.1.3 国有重点煤矿1995年调查时的采深和最终采深

采深 H/m	1995年调查时		最终采深	
	矿井数	百分比/%	矿井数	百分比/%
<600	478	79.80	296	49.41
$600 \sim 699$	71	11.85	70	11.69
$700 \sim 799$	25	4.17	62	10.35
$800 \sim 1899$	11	1.84	53	8.85

续表

采深 H/m	1995 年调查时		最终采深	
	矿井数	百分比/%	矿井数	百分比/%
900~999	8	1.34	41	6.84
1000~1099	4	0.67	33	5.51
1100~1199	2	0.33	14	2.34
1200~1299			20	3.34
1300~1399			6	1.00
1400~1499			4	0.67

国有重点煤矿生产矿井中,采深大于 700 m 的有 50 处,占总数的 8.35%,采深已超过 800 m 的矿井有 25 处,分布在开滦、北京、鸡西、沈阳、抚顺、新汶、徐州和长广等开采历史较长的老矿区,特别是东部矿区。在采深超过 1000 m 的矿井中,有沈阳彩电矿(1199 m),开滦赵各庄矿(1160 m),新汶孙村矿(1055 m),北票冠山矿(1059 m)和北京门头沟矿(1008 m)。开滦唐山矿、马家沟矿和林西矿,北票台吉矿,新汶华丰矿,长广牛头山矿和阜新王家营矿等矿井的开采深度接近 1000 m。若干年后,还会有更多的矿井陆续进入深部开采,按照《中国煤矿开拓系统》一书的分类标准,我国今后总的发展趋势是浅矿井的数目将大为减少,中深矿井的数目将明显增加,深矿井的数目将成倍增加,并且要出现更多的特深矿井。预计今后 10~20 年内,采深超过 700 m 的矿井有可能要达到 70~80 处。

国际上,平均采深最大的采煤国家是原西德^[2],1991 年平均采深为 900 m,最大采深在 1500 m 左右,煤矿采深超过 1000 m 的国家还有前苏联、英国、波兰、日本和比利时。

二、煤矿深井开采的基本问题

随着向深部发展,矿井逐渐出现矿压显现强烈,巷道维护困难,冲击地压危险加大,瓦斯涌出量增加,地温升高,通风、提升和勘探困难,开采条件恶化,生产技术效果和经济效益下降等问题。

由于煤层地质条件的差异,不同矿区或矿井在向深部发展过程中所遇到的深井开采问题与开采深度的关系有一定的差异。瓦斯涌出多数情况下随采深增加而增加,而我国新汶和徐州矿区则不明显。开滦矿区在采深 900~1000 m 时仍无热害问题,而兖州东滩矿(710 m)和淮南潘三矿(674 m)在矿井投产初期就出现了热害问题。

矿压显现强烈,巷道维护困难,冲击地压危险加大和经济效益下降等问题仍然是深矿井开采的普遍问题。

徐州权台矿开采的 3 煤层厚度在 4.5~5 m 左右,在埋深 600 m 以下,长壁工作面上分层回风平巷总卧底量能达到 3 m,服务期间内由于反复卧底,部分上分层巷道能卧到下分层的底板。

开滦林西矿 0793 工作面切眼埋深大于 700 m,开掘在 7 煤层 10 m 宽的煤柱下方,掘出 5 天后切眼净高不足 1.4 m,顶底板平均闭合速度达 40 mm/d。

长广一矿—850 m 水平埋深 920 m^[6],马头门施工时采用锚喷支护,再架设 11[#] 工字钢棚,一个月后浇注厚 0.6~0.8 m 的双层钢筋混凝土碛,随着马头门变形破坏后又加间距为 0.6 m 的 24[#] 工字钢排撑和 $\phi 159 \times 6$ 的钢管。在这样的支护形式下,马头门仍出现边墙内移、混凝土碛体拱顶片落、墙脚压碎、排撑和钢管压弯、11[#] 号工字钢被折外露。

孙村矿—600 m 水平埋深 800 m^[7],井底车场保护煤柱宽度为 350~420 m,其下方的主要井巷和硐室变形破坏十分严重。—600 m 水平水泵房于 1979 年投入使用,成巷时先采用锚喷支护后再砌碛,到 1996 年已大修 5 次,平均 3 年半大修一次。大修时使

用了除锚索以外所有的支护形式。该水泵房拱顶用于提升水泵和电机的工字钢梁(4500 mm×120 mm×250 mm)在两帮挤压下严重扭曲,1996年观测时的情况如图 1.1.1 所示,图中两根钢梁安装时中心距为 2.3 m,目前中部之间的间距只剩下 0.85 m。

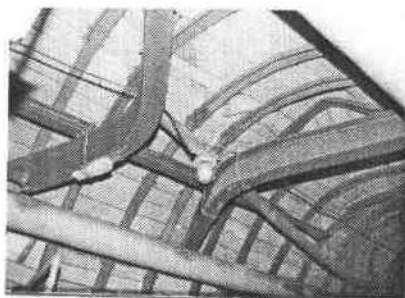


图 1.1.1 孙村矿—600 m 水平水泵房顶部起重钢梁变形
(1996 年 9 月观测)

随着采深增加和开采范围扩大,虽然采取了一些相应的措施,但我国发生冲击地压的矿井数和总的冲击次数仍呈增加的趋势,我国煤矿发生冲击地压的矿井数如表 1.1.4。

表 1.1.4 我国煤矿发生冲击地压的矿井数

时间	50 年代	60 年代	70 年代	1985 年	1987 年	1992 年
矿井数	7	12	22	32	35	>50

据 1995 年以前的粗略统计^[8],我国共发生破坏性冲击地压 1900 余次,破坏生产巷道 200 多千米,累计被迫停产 1300 天。

原西德和前苏联的煤矿较早地进入深部开采,率先遇到深井开采的问题。

原西德的伊本比伦矿—1450 m 水平开拓和开采时,极端情况下累计的巷道顶底板闭合量超过了巷道原始高度^[9]。

前苏联认为:由于深度增加,井巷费用增加了 1.4 倍,成本提高了 1.3 倍,井巷工作量增加了 1.5 倍^[10]。深度每增加 100 m,采煤工作面产量降低 4%~5%,采煤工效下降 6%~8%,吨煤生产成本提高 3%~4%^[11]。

随着采深增加和经济效益下降,德国、前苏联、英国和日本等国逐渐关闭了一些亏损严重的矿井。德国 70 年代有 72 座矿井,1994 年仅剩下 20 座^[12];俄罗斯拟定在本世纪末关闭 38 座煤矿^[13]。

深矿井开采给生产和经营带来的困难不断增加。并需要采取一系列相应的技术措施,由此提出和形成的深矿井开采技术,既是国内外当前一部分矿区和矿井面临的问题,也是煤炭工业在长远发展中需要十分重视和研究的问题。

矿压控制技术是煤矿深井开采的主要技术之一,深井矿压显现规律及其控制技术是我国煤矿深井开采迫切需要解决的课题,该课题的研究对我国煤炭工业的持续发展,特别是对我国东部矿区的发展有重要意义。

第二节 深井矿压显现及其控制技术的研究现状

一、国内研究现状

为确定国内煤矿深井开采技术研究现状和查找已有的研究成果,1999 年 6 月,以煤矿 AND(开采 OR 采掘 OR 采矿)AND(深井 OR 深部 OR 深度)为检索词和检索方式,在中国科学技术信息研究所对 21 个中文科技文献和成果数据库进行国内联机检索,检索到文献和成果共 17 篇,其中在矿压显现及其控制技术方面 9 篇,安全技术方面 4 篇,其他方面(涉及国外深井情况介绍和建筑物下开采)4 篇。

在深井巷道矿压显现及其控制技术方面有文献 6 篇,成果一篇,主要涉及围岩松动圈、回采巷道围岩稳定性分类、地压测试和跨采等内容,其中一篇的内容来自地方煤矿,题目虽为深部,但该矿绝对深度并不很大。在深井冲击地压显现及防治技术方面查到文献和成果 2 篇,涉及厚层坚硬顶板条件下的冲击地压。

尽管国内专门针对煤矿深井矿压显现规律及其控制技术方面进行系统的研究较少,但在软岩巷道变形机理及控制技术、无煤柱护巷技术、巷道卸压技术、锚杆支护及围岩松动圈测试技术、U 型钢支护及壁后充填技术、高水巷旁充填材料及注浆技术、回采巷道围岩稳定性分类研究、采场顶板控制及监测研究、冲击地压发生机理研究及监测仪器研制、厚层坚硬顶板条件下冲击地压的防治等方面都取得了许多成果,为深井矿压显现及其控制技术的研究奠定了基础。

二、国外研究现状

原西德和前苏联在深井巷道矿压显现及其控制研究方面居国际领先地位。前苏联在深井巷道矿压理论方面研究较多,原西德采用现场实测、模型实验和数值模拟等方法,侧重于深井巷道矿压控制实用技术的研究。

1. 深井开采的巷道矿压显现及其控制技术方面

前苏联采用 $\frac{\gamma H}{\sigma}$ 或 $\frac{\gamma H}{f m \sigma}$ 为指标的方法对巷道的稳定性和变形进行评价和预测, γ 为岩层的平均体积力; H 为埋深; σ 为岩石的单向抗压强度; f 为地质构造特性系数; m 为强度系数(1~0.7),评价方法^[1]和评价方法二^[14]分别将巷道分为 3 类和 5 类。

原西德学者^[15]认为:当岩石压力超过一定极限值后,巷道掘进时就会产生掘进移近量,开始产生掘进移近量的压力值表达式为: $p = 3.46 \sqrt{\sigma}$,即 $\gamma H = 3.46 \sqrt{\sigma}$,式中 σ 为底板岩层强度。从而推出在不受开采影响的岩体中巷道失稳的极限深度表达式:

$H=138\sqrt{\sigma}$,通过变换不同底板岩石强度,可以得出底板岩性不同的巷道失稳的极限深度。

影响巷道掘进过程中移近率 K (移近量与巷道原高度之比)的主要因素有岩石压力、巷道底板岩层强度 σ ,其经验公式如(1.1.1)式。

$$K = -46 + 13.3 \frac{\gamma H}{\sqrt{\sigma}} \quad (1.1.1)$$

对于前进式开采采用不同巷旁支护形式沿空留巷的回采巷道,其顶底板移近率如(1.1.2)式^[16]:

$$K_0 = -78 + 0.066H + 4.3MS_V + 2.43\sqrt{G_L} \pm 3\% \quad (1.1.2)$$

式中 K_0 ——巷道无上下分层开采影响,超前掘进,单侧采煤情况下的围岩移近率;

M ——煤层厚度,单位为m;

S_V ——巷旁充填指数(刚性巷旁带为1,木垛为2,无巷旁充填为3);

G_L ——底板指数(砂岩为1,砂质页岩为2,泥质页岩为3,根土岩为4,煤为5,层厚小于20cm的泥页岩、根土岩和煤的互层为6)。

原西德较早就采用大型三维有限元数值模拟程序,模拟采场周围应力分布规律和开采对巷道的影响,并采用了以下技术措施对深井巷道围岩进行控制:

大断面巷道(20~24 m²以上);重型U型钢支架(34 kg/m~40 kg/m)加壁后充填(充填厚度0.3~0.5 m)支护或U型钢支架加壁后充填和锚杆组合支护^[17]。

伊本比伦煤炭公司^[18]采深1500 m,巷道掘进断面27.4 m²,净断面21.2 m²,采用44 kg/m的四节U型钢可缩性支架支护,间

距 0.8 m, 壁后充填, 并布置锚杆和喷射混凝土, 锚杆长 3 m。

另外, 原西德注重巷道合理布置, 回采巷道实行石膏巷旁支护沿空留巷, 一部分工作面采用前进式开采。前苏联、原西德、日本、比利时、英国和荷兰等国对巷道卸压技术和注浆加固技术进行了大量的理论和实验研究, 也取得了一定效果。

2. 深井开采的采场矿压显现及其控制方面

原西德学者^[19]认为: 工作面中冒落高度与采深和支架的支撑力有关, 工作面岩层的高压增加了冒落频度, 减少顶板难管理的途径是加大支架支撑力和缩小端面距。

原西德发展了掩护式支架, 为缩短顶梁到煤壁的控顶距离, 采取了在支架顶梁前增加滑动梁或可折合前探梁和护帮装置, 减少了冒落、冒高及煤壁片帮问题。

国外综采机械化程度普遍提高。原西德和英国综合机械化程度在 1989 年就达到 100%。

3. 深井开采的冲击地压及其防治方面

煤矿冲击地压最严重而且防范工作最有效的国家是前苏联、波兰和原西德。前苏联采用实验室相似模拟法、光弹法、层析成像技术和地质动力区划分对冲击地压进行理论研究, 在仪器和仪表方面有较大进展。1955~1977 年冲击危险矿井数由 8 个增至 36 个, 而年冲击次数由 83 次降至 7 次, 1980 年以后又降至 5~6 次^[20]。

由德国发展起来的钻屑法、钻孔卸压法在国际上享有盛誉, 并且不断完善了一整套防治措施和预测预报方法, 在采深不断增加和开采范围不断扩大的情况下, 冲击地压次数和危害程度仍大幅度减少。

煤的冲击倾向实验室测定和井下测定是波兰学者首先倡导并大力发展的, 将岩体声学以及地震法用于矿山冲击危险探测和监测方面居于世界领先地位。

第二章 煤矿深井巷道矿压显现及其控制

巷道变形破坏严重,维护困难是煤矿深井开采主要和共同的问题之一。巷道矿压显现随采深增加而增加,一般在采深超过 600~700 m 后,软岩条件下采深在 500 m 左右,井下巷道开始出现深井开采的巷道矿压显现特征。随着开采深度增加,以下这些深井巷道矿压显现特征愈加明显。

(1) 巷道围岩变形速度快,变形量大,巷道周边变形范围大。

(2) 岩性对深井巷道围岩变形有明显的影响,到了深部后,由于岩性的差异引起的巷道围岩变形的差异强烈地表现出来,采深对软岩巷道、煤层巷道,尤其是“三软”煤层巷道影响强烈。

(3) 巷道从使用期间维护困难已发展到掘进期间就维护困难,掘出后就不得不废弃的巷道增多,采煤工作面的回风平巷、上下山、甚至大巷都有废弃的记录。

(4) 巷道持续变形、流变已成为深井巷道变形的主要特征。随着时间延续,深部煤柱下方的多数巷道围岩变形不止,没有降低的趋势,流变速率与边界条件和岩性有关。

(5) 采煤工作面开采加剧了巷道围岩变形,采深愈大,开采影响范围愈大,影响程度愈强烈。

(6) 多数留设的巷道保护煤柱达不到保护巷道的目的,反而对巷道维护不利。

(7) 巷道对支架的工作特性要求高,初撑力、工作阻力和可缩

量均大是必须的。现有支架条件下想依靠加大支架型号来阻止巷道围岩变形是不可能的。即使采用工作特性较好的支架,也不能完全依靠它阻止巷道围岩变形。

(8) 巷道布置、开采顺序和最终形成的开采边界条件对巷道维护影响很大。

第一节 深井巷道围岩变形破坏和采深关系的分析方法

理论分析、模拟研究和现场实测是研究包括矿山巷道在内的地下工程的方法,和其他地下工程相比,矿山巷道,尤其是煤矿巷道在以下方面有明显的不同:

煤矿巷道要随采深增加逐渐向深部延深。

采深对巷道影响的本质是应力对巷道围岩的影响,采深增加意味着原岩应力增加,无论是否有构造应力,这种趋势总是存在的。

煤矿巷道要承受较强烈的开采影响。

长壁工作面垮落开采过程中由于上覆岩层在平衡过程中的运动和悬顶的作用,在煤壁前方煤体内形成随工作面移动的移动支承压力;工作面停采后,由于悬顶的作用,采空区邻近的实体煤中要承受采空区上方的一部分岩层重量,因而,煤体内形成沿推进方向上的固定支承压力和垂直工作面推进方向上的侧向固定支承压力。无论是回采巷道还是准备和开拓巷道都要程度不同地承受开采引起的支承压力的作用。长壁工作面开采期间煤体内的支承压力分布如图 2.1.1 所示。

煤矿巷道的工程地质条件更为复杂,且人为选择的余地不大。

已有的理论分析方法多建立在连续介质基础上,半个多世纪以来,许多学者采用多种岩体本构模型和不同的强度准则,用解析

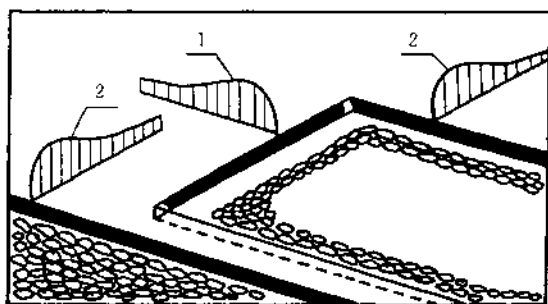


图 2.1.1 长壁工作面开采期间煤体内的支承压力

1——移动支承压力;2——固定支承压力

方法分析位于均质岩体中圆形巷道的应力和位移,所采用的力学包括弹性力学、塑性力学和弹塑性力学。在弹塑性力学理论的基础上,又考虑了应变软化、扩容效应和膨胀作用。

这些力学理论在解决地下工程的问题时,对岩体都提出了连续、均质、各向同性和小变形等假设。而煤系地层中大量的宏观上就可以看出来的裂隙、节理和层理等弱面的存在,使实际岩体成为由结构面和结构体组成的非连续介质,与这些假设相差较大。

计算机技术的应用使数值模拟迅速地发展,使人们能够解算开掘在非均质各向异性介质中复杂形状的巷道。由于人们对岩体的性态仍然了解较少,众多复杂的因素增加了这一技术在地下工程中应用的难度,定量计算仍处于定性使用阶段。人们已经认识到:深入了解岩体的性态和结构、正确的原始数据和力学模型设计、模拟过程中不断地与已有的实测资料对比并调整输入参数是成功地应用数值模拟方法解决巷道问题的前提,这些工作仍在摸索中。

相似材料模拟可以直观地显示围岩活动过程,定性地解决巷道变形的相关问题。

现场实测对于巷道变形理论的发展和实际问题的解决具有十分重要的意义。巷道变形是错综复杂的影响因素在某一开采深度上的综合反映,在理论分析的指导下,现场实测应当是研究巷道变形规律,尤其是深井巷道变形规律不可缺少的基本手段。

煤矿地下工程中的巷道围岩随着岩性、采深和开采形成的边界条件不同,表现出弹性、塑性和流变性。弹性、塑性和流变性都是岩石的内在特性。

从理论上讲,以往应用弹性力学和塑性力学所求的巷道变形都是瞬时发生的,是量测不到和无法阻止的,这与煤矿井下埋深达到一定值后巷道的实际变形破坏情况相反,巷道的变形破坏是在一定的时空间中发生的,巷道反复维修,支护费用随时间增长而增长就是井下巷道围岩流变最好的例证。当采深较小,围岩强度较高而开采影响又不明显时,巷道变形的时间效应可以忽略。随着采深增加,巷道围岩变形表现出明显的流变性。研究深井巷道变形破坏与采深的关系时,无论采用解析方法还是现场实测方法,必须考虑岩石的流变性和时间效应。

实验室对岩石蠕变(应力为恒量时的流变)的试验表明,蠕变变形受应力影响是总的趋向。

若应力小于长时强度,则不出现非衰减蠕变加速变形阶段,应变随时间增长趋于一稳定值,稳定阶段应变率随时间延续趋于零。若应力略大于长时强度,只出现衰减蠕变阶段,蠕变速率为恒量,应变随时间呈斜直线关系。若应力较大时,表现出明显的衰减、等速和加速蠕变阶段,应力愈大,加速蠕变阶段进入得愈早。

用应力、应变和时间等物理量反映岩石流变规律的方法有两种:

一是建立在微分模型或积分模型基础上的数学方法。应用微分模型或积分模型可以正确地表达流变体的应力、应变和时间关系,对岩石随时间变化的应力应变性态进行拟合,但这些关系不容

易直接从实验中建立,应用也比较繁琐。对于微分模型来说,采用简单的流变模型不能满意地描述岩石的性质,而采用复杂的多元件组合模型又涉及到繁重的数学工具,不便于计算,且诸多流变参数难以确定。因此,流变数学方法多做为理论研究方法。

为使求解方便和实用,第二种方法是建立在实验或实测基础上的,直接由实验或实测建立的流变体的应力、应变和时间的函数关系被称为流变经验方程或称为蠕变技术方程。在这样的方程式中,把变形、变形速率和时间以明显的函数形式直接联系起来,虽然存在着时间明显表达的缺点,在工程中却比较实用。

在研究煤矿深井开采的巷道矿压显现随采深变化的流变规律时,为寻求普遍规律而进行理论分析时宜用流变数学方法;在特定条件下解决具体问题时,应在实测基础上用流变经验方程方法。

第二节 深井围岩流变性对巷道变形破坏的理论分析

用数学流变方法研究采深对巷道变形破坏影响的基本假定:

圆形断面巷道;巷道埋深足够大,处于静水压力状态;围岩为各向同性均质岩体;巷道沿轴向方向较长,可按平面应变处理。

理想条件下圆形巷道边界条件如图 2.2.1。

图中 p_0 为原岩应力,在开采影响下,巷道位置处实体岩层中的应力将由原岩应力 p_0 提高到 K 倍 p_0 ($K \geq 1$), K 愈高,开采影响愈剧烈。

在以上基本假定条件下,拟采用微分流变模型。

建立流变模型的原则是:

用较少的元件反映出巷道围岩变形破坏的主要特征。

应能反映出随着采深增加或受开采影响,巷道周边一定范围内的围岩变形由弹性逐步过渡到粘弹性和粘塑性变形,最后失去

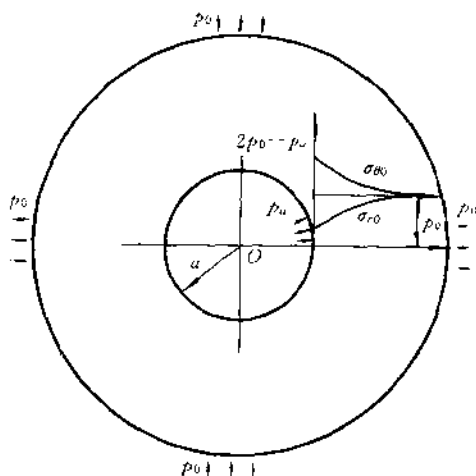


图 2.2.1 圆形巷道的边界条件

a ——巷道半径； σ_{r0} ——巷道围岩绝对径向应力；

$\sigma_{\theta 0}$ ——巷道围岩绝对周向应力；

P_0 ——原岩应力($P_0 = \gamma H$, γ 为岩石体积力, H 为埋深)；

p_a ——支架对巷道提供的支护力

连续性。

图 2.2.2 中由弹性、塑性和粘性元件组成的一维应力状态模型^[21](西原正夫体模型)可以反映岩石随采深增加或受开采影响的变形特征。

一、粘塑性元件不起作用的条件下巷道流变模型解算

1. 一维应力条件下流变方程和蠕变方程

当单向应力 σ 小于等于岩石的屈服极限 σ_s 时, 即 $\sigma \leq \sigma_s$ 时, 由粘性元件和塑性元件组成的粘塑性体不起作用, 起作用的是弹性模型(H_0)和开尔文模型(K)串联的结构模型, 流变方程为:

$$\frac{\eta_1}{E_0 + E_1} \frac{d\sigma}{dt} + \sigma = \frac{E_0 \eta_1}{E_0 + E_1} \frac{d\epsilon}{dt} + \frac{E_0 E_1}{E_0 + E_1} \epsilon \quad (2.2.1)$$

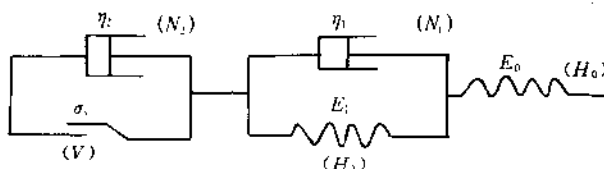


图 2.2.2 一维应力状态流变模型

E_0, E_1 单向受力状态下弹性元件的弹性模量;

η_1, η_2 ——单向受力状态下粘性元件的粘滞系数;

σ_c ——单向受力状态下塑性元件的屈服极限

当单向应力 σ 为常量时, 即 $\sigma = \sigma_c$ 时, $\frac{d\sigma}{dt} = 0$, 流变方程转化为蠕变方程:

$$\sigma_c = \frac{E_0 \eta_1}{E_0 + E_1} \frac{d\epsilon}{dt} + \frac{E_0 E_1}{E_0 + E_1} \epsilon \quad (2.2.2)$$

2. 三维应力条件下巷道流变方程和蠕变方程的解算

实际巷道的变形是三维应力条件下的变形, 按类比的方法将一维应力条件下, 由 σ, ϵ, E 和 η 组成的流变方程和蠕变方程变为三维应力条件下由应力偏张量 S_{ij} 、应变偏张量 e_{ij} 、剪切弹性模量 G 和三维粘滞系数 ψ 组成的相应方程。

一维和三维应力条件下流变方程和蠕变方程中对应符号的关系如(2.2.3)式。

$$\sigma \leftrightarrow S_{ij}; \quad \epsilon \leftrightarrow e_{ij}; \quad E \leftrightarrow 2G; \quad \eta \leftrightarrow 2\psi \quad (2.2.3)$$

三维应力条件下的流变方程如(2.2.4)式:

$$\frac{\psi_1}{G_0 + G_1} \frac{dS_{ij}}{dt} + S_{ij} = \frac{2G_0 \psi_1}{G_0 + G_1} \frac{de_{ij}}{dt} + \frac{2G_0 G_1}{G_0 + G_1} e_{ij} \quad (2.2.4)$$

当 $S_{ij} = S_{ij}^c$ 为常数时, 三维应力条件下的蠕变方程如(2.2.5)式:

$$S_{ij}^c = \frac{2G_0 \psi_1}{G_0 + G_1} \frac{de_{ij}}{dt} + \frac{2G_0 G_1}{G_0 + G_1} e_{ij} \quad (2.2.5)$$

对蠕变方程式求解:

$$e_{ij} = \frac{S_{ij}^c}{2} \left(\frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} - \frac{1}{G_1} e^{-\frac{G_1 t}{\eta_1}} \right) \quad (2.2.6)$$

当 $t=0$ 时, $e_{ij} = \frac{S_{ij}^c}{2} \frac{1}{G_0}$, 当 $t \rightarrow \infty$ 时, $e_{ij} = \frac{S_{ij}^c}{2} \left(\frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \right)$

$$\text{令} \quad \frac{1}{G_\infty} = \frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \quad (2.2.7)$$

$$\text{当 } t \rightarrow \infty \text{ 时} \quad e_{ij} = \frac{S_{ij}^c}{2} \frac{1}{G_\infty}$$

利用(2.2.7)式,(2.2.6)式可变换为:

$$e_{ij} = \frac{S_{ij}^c}{2} \left[\frac{1}{G_\infty} + \left(\frac{1}{G_0} - \frac{1}{G_\infty} \right) e^{-\frac{G_1 t}{\eta_1}} \right] \quad (2.2.8)$$

巷道围岩产生塑性变形前的绝对应力分布如(2.2.9)式:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{\theta 0} &= p_0 + \frac{a^2}{r^2} (p_0 - p_a) \\ \sigma_{r0} &= p_0 - \frac{a^2}{r^2} (p_0 - p_a) \\ \sigma_{z0} &= \mu (\sigma_{r0} + \sigma_{\theta 0}) \end{aligned} \right\} \quad (2.2.9)$$

$$\sigma_{z0} = 2\mu p_0$$

式中 r ——巷道围岩体内任一点距巷道圆心的距离;

σ_{z0} ——巷道围岩绝对轴向应力;

μ ——平面应变条件下的泊松比。

(2.2.9)式中前两式的第一项为原岩应力,第二项为开掘巷道后的附加应力。原岩应力场为均匀应力场只能产生体积应变,这一体积应变是弹性应变,在开掘巷道前已完成。在粘塑性元件不起作用的情况下,引起巷道流变的是开掘巷道后的附加应力场,该应力场的应力分布如(2.2.10)式:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{\theta} &= \frac{a^2}{r^2}(p_0 - p_a) \\ \sigma_r &= -\frac{a^2}{r^2}(p_0 - p_a) \\ \sigma_z &= \mu(\sigma_r + \sigma_{\theta}) \end{aligned} \right\} \quad (2.2.10)$$

$$\sigma_z = 0$$

式中 $\sigma_r, \sigma_{\theta}, \sigma_z$ ——分别为附加应力场产生的巷道围岩径向应力、周向应力和轴向应力。

附加应力场引起体积应变的平均应力为：

$$\begin{aligned} \sigma_m &= \frac{1}{3}(\sigma_r + \sigma_{\theta} + \sigma_z) \\ &= \frac{1+\mu}{3}(\sigma_r + \sigma_{\theta}) \\ &= 0 \end{aligned}$$

附加应力场产生的体积应变为：

$$\begin{aligned} \theta &= \epsilon_r + \epsilon_{\theta} + \epsilon_z \\ &= \frac{1-2\mu}{E}(\sigma_r + \sigma_{\theta} + \sigma_z) \\ &= \frac{3(1-2\mu)\sigma_m}{E} \\ &= 0 \end{aligned}$$

产生体积应变的平均应变为：

$$\begin{aligned} \epsilon_m &= \frac{1}{3}(\epsilon_r + \epsilon_{\theta} + \epsilon_z) \\ &= \frac{1}{3}\theta \\ &= 0 \end{aligned}$$

$$\sigma_{\theta} - \sigma_m = \frac{a^2}{r^2}(p_0 - p_a) \quad (2.2.11)$$

从巷道支架提供的支护力来看，有三种情况：

一是支护力并不大,但改善了围岩本身的力学特性,锚喷类支架就是这种情况,在理论分析时,可近似认为锚喷类支架提供的支护力不会改变围岩应力场,但提高了围岩的剪切弹性模量,解算时可直接利用蠕变方程求解。

二是支护力大致是恒定的,支架靠自身构件的可缩来适应围岩变形,壁后充填较好的可缩性 U 型钢支架可近似认为是这种情况,解算时认为围岩应力场不变化,也可直接由蠕变方程求解。

三是支护力随巷道位移变化,支架靠插入底板、自身塑性变形和弯曲来适应围岩变形,这种情况类似于刚性工字钢框式支架,支护力使围岩应力场产生变化,解算时应由流变方程求解。

(1) 支护力为零或支护力恒定的情况下巷道径向变形解算
展开三维蠕变方程(2.2.8)式得:

$$\epsilon_{\theta} - \epsilon_m = \frac{1}{2}(\sigma_{\theta} - \sigma_m) \left[\frac{1}{G_{\infty}} + \left(\frac{1}{G_0} - \frac{1}{G_{\infty}} \right) e^{-\frac{G_1 t}{\eta_1}} \right] \quad (2.2.12)$$

$$\epsilon_{\theta} = \frac{1}{2} \frac{a^2}{r^2} (p_0 - p_a) \left[\frac{1}{G_{\infty}} + \left(\frac{1}{G_0} - \frac{1}{G_{\infty}} \right) e^{-\frac{G_1 t}{\eta_1}} \right] \quad (2.2.13)$$

$$\begin{aligned} U_r &= r \epsilon_{\theta} \\ &= \frac{1}{2} \frac{a^2}{r} (p_0 - p_a) \left[\frac{1}{G_{\infty}} + \left(\frac{1}{G_0} - \frac{1}{G_{\infty}} \right) e^{-\frac{G_1 t}{\eta_1}} \right] \end{aligned} \quad (2.2.14)$$

这是巷道围岩体内任意半径 r 处的径向位移,当 $r=a$ 时,巷道周边上的径向位移为:

$$u_a = \frac{a}{2} (p_0 - p_a) \left[\frac{1}{G_{\infty}} + \left(\frac{1}{G_0} - \frac{1}{G_{\infty}} \right) e^{-\frac{G_1 t}{\eta_1}} \right] \quad (2.2.15)$$

讨论:

原岩应力 p_0 由岩石体积力 γ 和埋深 H 决定,不受开采影响下,采深愈大,原岩应力 p_0 愈大,巷道周边径向位移愈大。

开采影响使得巷道位置处实体岩层中的应力由原岩应力 p_0

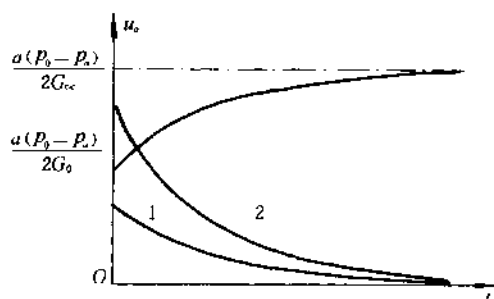
增加到 K 倍 p_0 , K 愈高, 采深愈大, 巷道周边径向位移愈大。

开掘的巷道半径愈大, 巷道周边径向位移愈大。

框式支架对巷道周边提供的支护力愈大, 巷道周边径向位移愈小。然而, 在目前条件下, 提高支架的支护力是有限的, 有良好壁后充填的 U 型钢支架所能提供的支护力在 0.3~0.4 MPa 左右, 无壁后充填的 U 型钢支架提供的支护力仅在 0.1~0.2 MPa 之间, 而埋深每增加 100 m, 原岩应力就要增加 2.5 MPa 左右。

除了采深、巷道半径和支护力影响巷道周边径向位移外, 巷道围岩本身的力学特性参数, 如初始剪切弹性模量 G_0 、长时剪切弹性模量 $G_\infty \left(\frac{1}{G_\infty} = \frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \right)$ 和三维粘滞系数 ψ , 对巷道周边径向位移影响很大, 锚喷类支护在于改善巷道围岩本身的力学特性参数 ψ_1 和 G_1 , G_∞ 愈大, 巷道最终变形愈小。

巷道周边径向位移由与时间有关和无关的两部分组成, 如图 2.2.3 所示。



2.2.3 巷道周边径向位移的组成

$$1 - \frac{a}{2G_0} (p_0 - p_a) e^{-\frac{G_1}{\psi_1} t}; 2 - \frac{a}{2G_\infty} (p_0 - p_a) e^{-\frac{G_1}{\psi_1} t}$$

开掘巷道瞬间, 即当 $t=0$ 而 $r=a$ 时, 巷道周边上与时间无关的变形如(2.2.16)式, 这部分径向位移随巷道围岩剪切弹性模量

增大而减小。

$$u_a = \frac{a}{2G_0}(p_0 - p_a) \quad (2.2.16)$$

两条与时间有关的位移曲线按负指数关系衰减,衰减的快慢与反映围岩力学特性的参数 G_1 和 ϕ_1 相关。 t 趋于无穷大时,两条曲线之差为零,巷道周边围岩径向位移趋于定值,该值与采深成正比,与巷道围岩长时剪切弹性模量成反比,即:

$$u_a = \frac{a}{2G_\infty}(p_0 - p_a) \quad (2.2.17)$$

(2) 支护力为变力的情况下巷道径向变形解算

支护力为变力的情况下,巷道围岩应力场随时间变化,巷道位移应由流变方程解算。

$$\text{令} \quad \frac{\phi_1}{G_0 + G_1} = T_{\text{rel}}, \quad \frac{G_0 + G_1}{G_0 G_1} = \frac{1}{G_\infty}$$

并代入(2.2.4)式,三维流变方程变为(2.18)式:

$$T_{\text{rel}} \frac{ds_{ij}}{dt} + s_{ij} = 2G_0 T_{\text{rel}} \frac{de_{ij}}{dt} + 2G_\infty e_{ij} \quad (2.2.18)$$

式中 T_{rel} ——松弛时间。

展开(2.2.18)式有:

$$\begin{aligned} & T_{\text{rel}} \left(\frac{d\sigma_\theta}{dt} - \frac{d\sigma_m}{dt} \right) + (\sigma_\theta - \sigma_m) \\ &= 2G_0 T_{\text{rel}} \left(\frac{d\varepsilon_\theta}{dt} - \frac{d\varepsilon_m}{dt} \right) + 2G_\infty (\varepsilon_\theta - \varepsilon_m) \end{aligned} \quad (2.2.19)$$

在 $r=a$ 处:

$$\left(\frac{d\sigma_\theta}{dt} - \frac{d\sigma_m}{dt} \right) = - \frac{dp_a}{dt}$$

$$(\varepsilon_\theta - \varepsilon_m) = \frac{u_a}{a}$$

$$(\sigma_\theta - \sigma_m) = p_0 - p_a$$

$$\left(\frac{d\varepsilon_\theta}{dt} - \frac{d\varepsilon_m}{dt} \right) = \frac{1}{a} \frac{du_a}{dt}$$

将以上4式代入(2.2.19)式,在 $r=a$ 处的流变方程变为(2.2.20)式:

$$-T_{\text{rel}} \frac{dp_a}{dt} + p_0 - p_\infty = 2G_0 T_{\text{rel}} \frac{1}{a} \frac{du_a}{dt} + 2G_\infty \frac{u_a}{a} \quad (2.2.20)$$

$$\frac{du_a}{dt} = -\frac{a}{2G_0} \frac{dp_a}{dt} + \frac{ap_0}{2G_0 T_{\text{rel}}} - \frac{ap_a}{2G_0 T_{\text{rel}}} - \frac{G_\infty}{G_0 T_{\text{rel}}} u_a \quad (2.2.21)$$

支架对巷道提供的支护变力是随巷道围岩周边位移而变化的,设支架提供的支护变力 p_a 与巷道周边位移 u_a 的关系服从抛物线分布,如(2.2.22)式和图2.2.4所示。

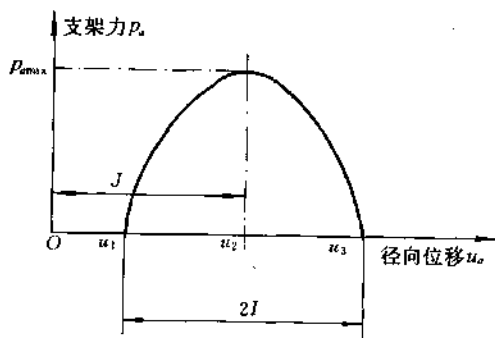


图 2.2.4 支架变力与巷道周边围岩径向位移的关系

图中 u_1 和 u_3 分别为支架开始提供支护力和失去支护力时巷道周边围岩产生的径向位移, u_2 为支架提供最大支护力时巷道周边围岩产生的径向位移。

$$\left. \begin{aligned} p_a &= -\frac{p_{a\max}}{\left(\frac{u_3 - u_1}{2}\right)^2} \left[\left(u_a - \frac{u_3 + u_1}{2} \right)^2 - \left(\frac{u_3 - u_1}{2} \right)^2 \right] & u_1 \leq u_a \leq u_3 \\ p_a &= 0 & u_3 < u_a < u_1 \end{aligned} \right\} \quad (2.2.22)$$

$$\text{令} \quad J = \frac{u_3 + u_1}{2}, I = \frac{u_3 - u_1}{2} \quad (2.2.23)$$

将(2.2.23)式代入(2.2.22)式,并求得:

$$\left. \begin{aligned} p_a &= -\frac{p_{a\max}}{I^2} [(u_a - J)^2 - I^2] & u_1 \leq u_a \leq u_3 \\ p_a &= 0 & u_3 < u_a < u_1 \\ \frac{dp_a}{dt} &= -\frac{p_{a\max}}{I^2} 2(u_a - J) & u_1 \leq u_a \leq u_3 \end{aligned} \right\} \quad (2.2.24)$$

支架性能讨论:

$u_3 - u_1$ 之差较大时,即 $2I$ 较大时,支架的可缩量较大。

u_1 愈小,支架对巷道提供的支护力愈早。

$P_{a\max}$ 是支架对巷道提供的最大支护力,当 $u_1 < u < u_2$ 时,即 $u_a - J < 0$ 时,支护力随巷道变形增加而增加,当 $u_2 < u < u_3$ 时,即 $u_a - J > 0$ 时,支护力随巷道变形增加而降低。

支护性能好的支架应是 I 和 $p_{a\max}$ 同时都较大。

将 p_a 、 $\frac{dp_a}{dt}$ 和 $K_p = \frac{p_{a\max}}{I^2}$ 代入(2.2.21)式,并令

$$\alpha = \frac{aK_p}{2G_0T_{\text{rel}}}, \beta = \frac{aK_p}{G_0}, \gamma = \frac{aP_0 - 2G_{\infty} - aK_p I^2}{2G_0T_{\text{rel}}} \quad (2.2.25)$$

则(2.2.21)式变为:

$$\frac{du_a}{dt} = \alpha(u_a - J)^2 + \beta(U_a - J) + \gamma \quad u_1 \leq U_a \leq u_3 \quad (2.2.26)$$

$$\frac{d(u_a - J)}{\alpha(u_a - J)^2 + \beta(u_a - J) + \gamma} = dt \quad (2.2.27)$$

(1) 当开采深度不很大, $\beta^2 - 4\alpha\gamma > 0$ 时:

$$\begin{aligned} \Delta &= \beta^2 - 4\alpha\gamma \\ &= \frac{a^2 K_p^2 (T_{rel}^2 + I^2) + a K_p (2G_\infty - ap_0)}{G_0^2 T_{rel}^2} \end{aligned} \quad (2.2.28)$$

求解(2.2.27)式得:

$$\begin{aligned} \frac{1}{\sqrt{\Delta}} \ln \frac{2\alpha(u_a - J) + \beta - \sqrt{\Delta}}{2\alpha(u_a - J) + \beta + \sqrt{\Delta}} &= t + A_0 \\ A_2 e^{\sqrt{\Delta} t} &= \frac{2\alpha(u_a - J) + \beta - \sqrt{\Delta}}{2\alpha(u_a - J) + \beta + \sqrt{\Delta}} \end{aligned} \quad (2.2.29)$$

当 $t=t_1$ 时, $u_a=u_1$, $u_a-J=u_1-J$ 。

初期支护力为零的条件下, 巷道周边径向位移 u_1 为:

$$u_{t=t_1} = \frac{ap_0}{2} \left[\frac{1}{G_\infty} + \left(\frac{1}{G_0} - \frac{1}{G_\infty} \right) e^{-\frac{G_0}{\psi_1} t_1} \right] \quad (2.2.30)$$

$$A_2 = \frac{2\alpha(u_1 - J) + \beta - \sqrt{\Delta}}{2\alpha(u_1 - J) + \beta + \sqrt{\Delta}} e^{-\sqrt{\Delta} t_1} \quad (2.2.31)$$

将 A_2 代入(2.2.29)式, 求解 u_a :

$$\begin{aligned} u_a &= \\ &= \frac{(\beta - \sqrt{\Delta})[2\alpha(u_1 - J) + \beta + \sqrt{\Delta}]e^{-\sqrt{\Delta}(t-t_1)} - (\beta + \sqrt{\Delta})[2\alpha(u_1 - J) + \beta - \sqrt{\Delta}] + J}{2\alpha[2\alpha(u_1 - J) + \beta - \sqrt{\Delta}] - 2\alpha[2\alpha(u_1 - J) + \beta + \sqrt{\Delta}]e^{-\sqrt{\Delta}(t-t_1)}} \end{aligned} \quad (2.2.32)$$

令 $E=2\alpha(u_1-J)+\beta$, 并代入(2.2.32)式得:

$$\begin{aligned} u_a &= \frac{(\beta - \sqrt{\Delta})(E + \sqrt{\Delta})e^{-\sqrt{\Delta}(t-t_1)} - (\beta + \sqrt{\Delta})(E - \sqrt{\Delta})}{2\alpha(E - \sqrt{\Delta}) - 2\alpha(E + \sqrt{\Delta})e^{-\sqrt{\Delta}(t-t_1)}} + J \\ u_1 &\leq U_a \leq u_3 \end{aligned} \quad (2.2.33)$$

(2) 当有一定开采深度后, $\beta^2 - 4\alpha\gamma < 0$ 时:

$$\Delta = 4\alpha\gamma - \beta^2$$

$$= \frac{aK_p(ap_c - 2G_\infty) - a^2K_p^2(T_{rel}^2 + I^2)}{G_0^2T_{rel}^2} \quad (2.2.34)$$

求解(2.2.27)式得:

$$\frac{2}{\sqrt{\Delta}} \arctan \frac{2\alpha(u_a - J) + \beta}{\sqrt{\Delta}} = t + A_0$$

$$\frac{\tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t + A_2}{1 - A_2 \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t} = \frac{2\alpha(u_a - J) + \beta}{\sqrt{\Delta}} \quad (2.2.35)$$

当 $t=t_1$ 时, $u_a=u_1, u_a-J=u_1-J$

初期支护力为零的条件下, 巷道周边径向位移 u_1 如(2.2.30)式。

$$A_2 = \frac{2\alpha(u_1 - J) + \beta - \sqrt{\Delta} \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t_1}{\sqrt{\Delta} + [2\alpha(u_1 - J) + \beta] \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t_1} \quad (2.2.36)$$

将 A_2 代入(2.2.35)式, 求解 u_a :

$$u_a = \frac{\sqrt{\Delta} \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t \left\{ \sqrt{\Delta} + [2\alpha(u_1 - J) + \beta] \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t_1 \right\} + 2\alpha(u_1 - J) + \beta - \sqrt{\Delta} \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t_1}{2\alpha \sqrt{\Delta} + [2\alpha(u_1 - J) + \beta] \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t_1 - [2\alpha(u_1 - J) + \beta - \sqrt{\Delta} \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t_1] \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t - T_{rel} + J} \quad (2.2.37)$$

将 $E=2\alpha(u_1 - J) + \beta$ 代入(2.2.37)式得:

$$u_a = \frac{\sqrt{\Delta} \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t \left(\sqrt{\Delta} + E \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t_1 \right) + E - \sqrt{\Delta} \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t_1}{2\alpha \sqrt{\Delta} + E \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t_1 - \left(E - \sqrt{\Delta} \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t_1 \right) \tan \frac{\sqrt{\Delta}}{2} t - T_{rel} + J} \quad u_1 \leq u_a \leq u_3 \quad (2.2.38)$$

在 $u_3 < u_a < u_1$ 的情况下, 巷道周边径向位移可按(2.2.15)式中 p_a 为零的情况求解。

巷道在变支护力的作用下,巷道周边径向位移的数学表达式十分复杂,既与岩性本身的参数有关,又与支护参数和支架开始作用的时间有关,而采深和开采影响通过 Δ 来影响巷道周边径向位移。

二、粘塑性元件起作用的条件下巷道流变模型的解算

1. 一维应力条件下流变方程和蠕变方程

采深增加或开采影响到一定程度,由粘性阻尼筒 N_2 和摩擦片 V 两元件并联后组成的理想粘塑性模型($V|N_2$)开始起作用。

粘塑性模型($V|N_2$)的流变方程如 (2.2.39) 式:

$$\left. \begin{aligned} \epsilon &= 0 & \sigma &\leq \sigma_s \\ \frac{d\epsilon}{dt} &= \frac{\sigma - \sigma_s}{\eta_2} & \sigma &> \sigma_s \end{aligned} \right\} \quad (2.2.39)$$

粘塑性模型($V|N_2$)的蠕变方程如 (2.2.40) 式:

$$\left. \begin{aligned} \epsilon &= 0 & \sigma &\leq \sigma_s \\ \epsilon &= \frac{\sigma_s - \sigma_s t}{\eta_2} & \sigma &> \sigma_s \end{aligned} \right\} \quad (2.2.40)$$

图 2.2.2 中由弹性模型(H_0)、开尔文模型(K)和理想粘塑性模型($V|N_2$)串联形成的模型全部起作用后其流变方程如 (2.2.41) 式:

$$\begin{aligned} \frac{d^2\sigma}{dt^2} + \left(\frac{E_0}{\eta_1} + \frac{E_0}{\eta_2} + \frac{E_1}{\eta_1} \right) \frac{d\sigma}{dt} + \frac{E_0 E_1}{\eta_1 \eta_2} (\sigma - \sigma_s) \\ = E_0 \frac{d^2\epsilon}{dt^2} + \frac{E_0 E_1}{\eta_1} \frac{d\epsilon}{dt} \end{aligned} \quad (2.2.41)$$

当 $\sigma = \sigma_s$ 时变为蠕变方程如 (2.2.42) 式:

$$\sigma_s - \sigma_s = \frac{\eta_1 \eta_2}{E_1} \frac{d^2\epsilon}{dt^2} + \eta_2 \frac{d\epsilon}{dt} \quad (2.2.42)$$

求解 (2.2.42) 式:

$$\epsilon = \frac{\sigma_s - \sigma_s t}{\eta_2} + \frac{\sigma_s}{E_0} + \frac{\sigma_s}{E_1} \left(1 - e^{-\frac{E_1}{\eta_1} t} \right) \quad (2.2.43)$$

2. 三维应力条件下流变方程和蠕变方程

(1) 三维应力条件下粘塑性本构关系

一维应力条件下, 没有塑性元件时, 粘性元件的本构关系为 $\frac{d\epsilon}{dt} = \frac{\sigma}{\eta_2}$, 并联塑性元件后变为 $\frac{d\epsilon}{dt} = \frac{\sigma - \sigma_s}{\eta_2}$, 即不可逆应变率的值与超屈服应力值成正比, 而不是与全部应力值成正比。基于这种思想, 三维应力条件下粘塑性本构关系可写成如下偏张量的形式^[22]:

$$\frac{de_{ij}}{dt} = \frac{1}{2\psi_2} \langle F \rangle s_{ij} \quad (2.2.44)$$

$$\langle F \rangle \text{ 定义为: } \langle F \rangle = \begin{cases} F & F > 0 \\ 0 & F \leq 0 \end{cases} \quad (2.2.45)$$

$$F = \frac{f(\sigma_{ij}) - F_s}{F_s} \quad (2.2.46)$$

$f(\sigma_{ij})$ 是反映一点应力状态的函数, F_s 是反映三维应力条件下材料屈服的正常数。

当应力状态未使岩体达到屈服时, $f(\sigma_{ij}) - F_s < 0$, 则 $F = 0$ 。

当应力状态使岩体达到屈服时, $f(\sigma_{ij}) - F_s = 0$, 则 $F = 0$ 。

当应力状态超过屈服极限时, $f(\sigma_{ij}) - F_s > 0$, 则 $F > 0$, 粘塑性模型开始起作用。

材料的屈服条件有许多种, 莫尔—库仑屈服条件比较接近岩石实际情况, 由主应力表示的直线型屈服条件如 (2.2.47) 式:

$$\frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} = \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} + C \cot \varphi \right) \sin \varphi \quad (2.2.47)$$

式中 σ_1, σ_3 ——最大最小主应力;

C, φ ——岩石的内聚力和内摩擦角。

经德鲁克—普拉格对莫尔—库仑屈服条件修正, 由应力第一不变量 I_1 和应力偏张量第二不变量 J_2 表示的屈服条件为 (2.2.48) 式:

$$-aI_1 + \sqrt{J_2} - \beta = 0 \quad (2.2.48)$$

式中:

$$a = \frac{\sin \varphi}{\sqrt{3} \sqrt{3 + \sin^2 \varphi}}$$

$$I_1 = \sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3$$

$$\beta = \frac{\sqrt{3} C \cos \varphi}{\sqrt{3 + \sin^2 \varphi}}$$

$$J_2 = \frac{1}{6} [(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2]$$

也就是 $\sqrt{J_2} - aI_1 - \beta = 0$ 时, 岩石开始屈服。 J_2 反映了 π 平面上剪应力 T_π 的大小, 并考虑了中间主应力 σ_2 , $T_\pi = \sqrt{2J_2}$ 。

因此, 三维应力条件下反映岩石粘塑性本构关系的 F 可写为:

$$F = \frac{f(\sigma_{ij}) - F_s}{F_s} \\ = \frac{\sqrt{J_2} - aI_1 - \beta}{aI_1 + \beta}$$

(2) 三维应力条件下流变方程和蠕变方程

由类比方法, 一维应力条件下的流变方程可变为三维应力条件下的流变方程, 如(2.2.49)式:

$$\frac{d^2 s_{ij}}{dt^2} + \left(\frac{G_0}{\psi_1} + \frac{G_0}{\psi_2} + \frac{G_1}{\psi_1} \right) \frac{ds_{ij}}{dt} + \frac{G_0 G_1}{\psi_1 \psi_2} s_{ij} < F > \\ = 2G_0 \frac{d^2 e_{ij}}{dt^2} + \frac{2G_0 G_1}{\psi_1} \frac{de_{ij}}{dt} \quad (2.2.49)$$

在 $s_{ij} = s_{ij}^c$ 时, 蠕变方程如(2.2.50):

$$\frac{G_0 G_1}{\psi_1 \psi_2} s_{ij}^c < F > = 2G_0 \frac{d^2 e_{ij}}{dt^2} + \frac{2G_0 G_1}{\psi_1} \frac{de_{ij}}{dt} \quad (2.2.50)$$

求解 (2.2.50) 式:

$$\epsilon_{ij} = \frac{s_{ij}^c}{2} \left[\frac{\langle F \rangle}{\psi_2} t + \frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \left(1 - e^{-\frac{G_1}{\psi_1} t} \right) \right] \quad (2.2.51)$$

蠕变方程中的应变偏张量由粘塑性、弹性和粘弹性三部分组成。

(3) 支护力为零或支护力恒定的情况下巷道径向位移的解算

$\langle F \rangle$ 的解算采用绝对应力场中的应力分布, 其余采用巷道周边围岩出现塑性变形前附加应力场中的应力分布, 展开 (2.2.51) 式:

$$\epsilon_\theta - \epsilon_m = \frac{1}{2} (\sigma_\theta - \sigma_m) \left[\frac{\langle F \rangle}{\psi_2} t + \frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \left(1 - e^{-\frac{G_1}{\psi_1} t} \right) \right] \quad (2.2.52)$$

巷道围岩体内任意半径处的环向应变如 (2.2.53) 式:

$$\epsilon_\theta = \frac{1}{2} \frac{a^2}{r^2} (p_0 - p_a) \left[\frac{\langle F \rangle}{\psi_2} t + \frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \left(1 - e^{-\frac{G_1}{\psi_1} t} \right) \right] \quad (2.2.53)$$

巷道围岩体内任意半径处径向位移如 (2.2.54) 式:

$$\begin{aligned} u_r &= r \epsilon_\theta \\ &= \frac{1}{2} \frac{a^2}{r} (p_0 - p_a) \\ &\quad \left[\frac{\langle F \rangle}{\psi_2} t + \frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \left(1 - e^{-\frac{G_1}{\psi_1} t} \right) \right] \end{aligned} \quad (2.2.54)$$

巷道周边径向位移如 (2.2.55) 式:

$$u_a = \frac{1}{2} a (p_0 - p_a) \left[\frac{\langle F \rangle}{\psi_2} t + \frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \left(1 - e^{-\frac{G_1}{\psi_1} t} \right) \right] \quad (2.2.55)$$

式中与 F 有关的参数计算如下:

$$\begin{aligned} I_1 &= \sigma_{r0} + \sigma_{\theta 0} + \sigma_{z0} \\ &= 2(1 + \mu) p_0 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
\alpha I_1 + \beta &= \frac{\sqrt{3}}{\sqrt{3 + \sin^2 \varphi}} \left(\frac{I_1}{3} \sin \varphi + C \cos \varphi \right) \\
&= \frac{\sqrt{3}}{\sqrt{3 + \sin^2 \varphi}} \left(\frac{2p_0(1 + \mu)}{3} \sin \varphi + C \cos \varphi \right) \\
\sqrt{J_2} &= \sqrt{\frac{1}{6} [(\sigma_{r0} - \sigma_{\theta 0})^2 + (\sigma_{\theta 0} - \sigma_{z0})^2 + (\sigma_{z0} - \sigma_{r0})^2]} \\
&= \sqrt{\frac{a^4}{r^4} (p_0 - p_a)^2 + \frac{1}{3} (1 - 2\mu)^2 p_0^2} \\
F &= \frac{\sqrt{J_2}}{\alpha I_1 + \beta} - 1 \\
&= \sqrt{3 + \sin^2 \varphi} \frac{\sqrt{3a^4(p_0 - p_a)^2 + r^4(1 - 2\mu)^2 p_0^2}}{r^2[2(1 + \mu)p_0 \sin \varphi + 3C \cos \varphi]} - 1
\end{aligned} \tag{2.2.56}$$

讨论:

理想粘塑性模型启动后,新模型反映的巷道径向位移包括与时间无关的弹性变形、与时间有关的粘弹性变形和与时间有关的粘塑性变形。在粘塑性模型启动后,与粘塑性模型未启动前原有模型相同的弹性和粘弹性变形依然存在,与原有模型的变形相同,并已做过讨论。此处,仅讨论理想粘塑性模型的变形特性。

理想粘塑性模型启动后,在原有模型变形的基础上,巷道围岩体内任意半径处和巷道周边上的径向位移增加了随时间增长而线性增长的粘塑性变形。

粘塑性变形的速率既与反映岩石性质的粘滞系数 ψ_3 、内摩擦角 φ 、内聚力 C 有关,也与由采深反映的原岩应力 p_0 有关,还与巷道周边围岩的位置 r 有关。

随着采深增加,原岩应力 p_0 增加,由于 (2.2.56) 式中根号内分子值增加,分母值减少,则 F 随采深增加而增加,即巷道周边和

不同位置处的径向位移速率随采深增加而增加。

采深一定的条件下,开采使巷道由承受原岩应力 p_0 变为承受 K 倍 p_0 的支承压力,开采影响加速了粘塑性模型的启动,开采影响愈剧烈,巷道周边上的径向位移愈大。

岩石的内聚力 C 愈大,巷道围岩的径向位移速率愈低。

在巷道半径 a 一定的情况下,与巷道圆心的距离愈小,巷道围岩的径向位移速率愈高。

三、巷道周边围岩出现碎裂带后径向位移的解算

1. 松动碎胀变形圈半径的求解

巷道周边围岩内任意一点的环向应变不可能随时间无限制地增长,当 ϵ_θ 达到一定值后,即 $\epsilon_\theta = [\epsilon]$ 时,巷道周边围岩开始碎裂,出现非连续性的碎胀变形。具有这种变形性质的巷道围岩范围可称为松动碎胀变形范围,而 $[\epsilon]$ 可称为临界应变,它也是反映岩石力学特性的一项指标。许多岩石试件实验证明,同一岩性的试件其临界应变值都比较稳定和离散性较小。

在一定采深条件下或时间长度内,巷道周边围岩的环向应变要达到临界应变 $[\epsilon]$,随着采深增加,或随着时间延续,或受开采影响,巷道围岩达到临界应变的范围要逐渐扩大。

设 $[r]$ 为达到临界应变的围岩外半径,在 $r = [r]$ 处, $\epsilon_\theta = [\epsilon]$ 。

在 $a < r \leq [r]$ 的范围内,围岩失去连续性,形成松动碎胀变形圈。

由(2.2.53)式,在 $r = [r]$ 处:

$$[\epsilon] = \frac{1}{2} \frac{a^2}{[r]^2} (p_0 - p_a) \left[\frac{\langle F \rangle}{\phi_2} t + \frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \left(1 - e^{-\frac{G_1}{\phi_1} t} \right) \right] \quad (2.2.57)$$

$$[r]^2 = \frac{1}{2} \frac{a^2}{[\epsilon]} (p_0 - p_a) \left[\frac{\langle F \rangle}{\phi_2} t + \frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \left(1 - e^{-\frac{G_1}{\phi_1} t} \right) \right] \quad (2.2.58)$$

讨论:

松动碎胀变形圈半径也是采深、岩性、开采影响和时间的函数。

采深愈大, 开采影响愈剧烈, 服务时间愈长, 松动碎胀变形圈半径愈大。

岩石的内聚力 C 、剪切弹性模量 G_0 和 G_1 、粘滞系数 ψ_2 愈高, 松动碎胀变形圈半径愈小。

松动碎胀变形圈半径与巷道的半径成正比, 与岩石临界应变 $[\epsilon]$ 和巷道支架提供的支护力 p_a 成反比。

在松动碎胀变形圈外半径处, 即在 $r = [r]$ 处, 巷道围岩的径向位移如(2.2.59)式:

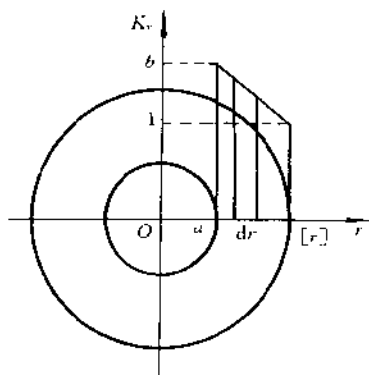
$$\begin{aligned} u_{[r]} &= [r] \times [\epsilon] \\ &= \frac{1}{2} \frac{a^2}{[r]} (p_0 - p_a) \left[\frac{\langle F \rangle}{\psi_2} t + \frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \left(1 - e^{-\frac{G_1}{\psi_2} t} \right) \right] \end{aligned} \quad (2.2.59)$$

2. 松动碎胀圈内岩石体积的碎胀变形引起的巷道径向位移

松动碎胀圈内岩石的体积要发生碎胀, 这部分非连续介质的变形破坏已接近实际岩体, 不能用处理连续介质的方法解算, 用巷道周边围岩碎胀后的体积与原体积之比 ($K_v = \frac{\text{碎胀后的体积}}{\text{原体积}}$) 表示巷道周边单位体积围岩的碎胀系数, K_v 与巷道周边围岩的位置有关, 在巷道周边上 ($r = a$ 处) 达到最大值 b , 在 $\epsilon_r = [\epsilon]$ 的外半径 $[r]$ 处为 1。

设巷道围岩半径 a 至 $[r]$ 范围内碎胀系数 K_v 与半径 r 近似为线性关系, 则碎胀系数 K_v 的分布和计算式如图 2.2.5 和式(2.2.60)所示:

$$K_v = \frac{r - a}{[r] - a} (1 - b) + b \quad (2.2.60)$$

图 2.2.5 松动碎胀圈内碎胀系数 K_v 的分布

讨论:

巷道周边上围岩单位体积的碎胀系数 b 与围岩本身的节理裂隙发育程度有关,还与支架对巷道提供的支护力有关。

围岩的节理裂隙愈发育,支架提供的支护力愈小,巷道周边围岩碎胀系数的最大值 b 愈大。

松动碎胀圈内岩体在未碎胀前的体积如(2.2.61)式:

$$V_0 = \pi([r]^2 - a^2) \times 1 \quad (2.2.61)$$

松动碎胀圈内任一半径处巷道围岩碎胀后的体积为:

$$dV = 2\pi r dr K_v \times 1$$

松动碎胀圈内巷道围岩碎胀后的体积如(2.2.62)式:

$$\begin{aligned} V_s &= \int dV \\ &= \int_a^{[r]} 2\pi r dr K_v \\ &= \int_a^{[r]} 2\pi r \left[\frac{r-a}{[r]-a} (1-b) + b \right] dr \end{aligned}$$

$$= \frac{\pi}{3} [(2+b)[r]^2 - (2b+1)a^2 + (b-1)a[r]] \quad (2.2.62)$$

由于碎胀,单位厚度的松动碎胀圈内增加的体积 ΔV 如(2.2.63)式:

$$\begin{aligned} \Delta V &= V_r - V_0 \\ &= \frac{\pi}{3} [(2+b)[r]^2 - (2b+1)a^2 + (b-1)a[r]] \\ &\quad - \pi([r]^2 - a^2) \\ &= \frac{\pi(b-1)}{3} ([r]^2 - 2a^2 + a[r]) \end{aligned} \quad (2.2.63)$$

由于受巷道轴向方向限制, a 至 $[r]$ 范围内的岩体在体积碎胀过程中只能向巷道内移动,产生径向位移。

令由于松动碎胀圈内岩体碎胀使巷道半径减少到 a' 。

如图(2.2.6)所示,松动碎胀圈在碎胀过程中增加的体积就是 a' 至 a 范围内岩体的体积,因此:

$$\pi(a^2 - a'^2) \times 1 = \frac{\pi(b-1)}{3} ([r]^2 - 2a^2 + a[r]) \quad (2.2.64)$$

求解 a' :

$$a' = \sqrt{\frac{3a^2 - (b-1)([r]^2 - 2a^2 + a[r])}{3}} \quad (2.2.65)$$

式中,当 $b=1$ 时, $a=a'$ 。

讨论:

在巷道半径 a 一定的情况下,由于松动碎胀圈内围岩碎胀,碎胀后的巷道半径 a' 随巷道周边最大碎胀系数 b 增加而减小。

碎胀后的巷道半径 a' 随松动碎胀圈外半径 $[r]$ 增加而减小。

松动碎胀圈外半径 $[r]$ 是采深、岩性、开采影响和时间的函数,因而松动碎胀圈内岩石碎胀后的巷道半径 a' 也是这些因素的函

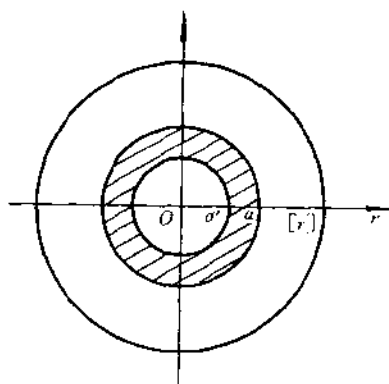


图 2.2.6 松动碎胀圈内岩体碎胀使巷道的半径变化

数,随时间延续而缩小。

松动碎胀圈内由于岩石碎胀使巷道产生的径向位移如(2.2.66)式:

$$\begin{aligned}\Delta_s &= a - a' \\ &= a - \sqrt{\frac{3a^2 - (b-1)([r]^2 - 2a^2 + a[r])}{3}}\end{aligned}\quad (2.2.66)$$

3. 巷道周边围岩连续介质和非连续介质变形组成的总的径向位移

在采深影响下,巷道周边围岩由连续介质和非连续介质组成的总的径向位移可近似表达为:

$$\begin{aligned}u_a &\approx \Delta_s + u_{[r]} \\ &\approx a - \sqrt{\frac{3a^2 - (b-1)([r]^2 - 2a^2 + a[r])}{3}}\end{aligned}$$

$$+ \frac{1}{2} \frac{a^2}{[r]} (p_0 - p_e) \left[\frac{\langle F \rangle}{\phi_2} l + \frac{1}{G_0} + \frac{1}{G_1} \left(1 - e^{-\frac{G_1}{\phi_1} t} \right) \right] \quad (2.2.67)$$

第三节 深井回采巷道矿压显现

支承压力首先要对布置在本煤层中的回采巷道产生影响,采煤工作面的两条回采巷道承受移动支承压力的作用是不可避免的,一般情况下其中一条要承受侧向固定支承压力的作用。

一、回采巷道围岩变形破坏与采深关系的分析方法

回采巷道必须沿煤层掘进,无法选择围岩,也无法避开移动支承压力作用。由于受这些条件限制,研究回采巷道围岩变形破坏与采深的关系时可比性较强。对于特定的煤层,顶底板岩性和煤层本身对巷道围岩变形破坏的影响可以隐含,支承压力的影响可以由掘进和布置方式以及煤柱宽度反映。因而,回采巷道围岩变形破坏随采深变化的规律可以在不同掘进和布置方式以及煤柱宽度分类的基础上进行研究。

深井长壁工作面维护困难的回采巷道主要在煤层群首采煤层中,由于受侧向固定支承压力影响,区段间按下行开采顺序的回风平巷维护难度最大。

1. 运输平巷(不包括沿空留巷)和单巷掘进的回风平巷变形分区

运输平巷和单巷掘进的回风平巷从开掘到报废要经历掘巷影响变形、掘巷影响稳定后原岩应力或侧向固定支承压力作用下的变形和本工作面移动支承压力作用下的变形等三个阶段,其变形分区如图 2.3.1 所示。

运输平巷和单巷掘进的回风平巷在服务期间内的变形量为:

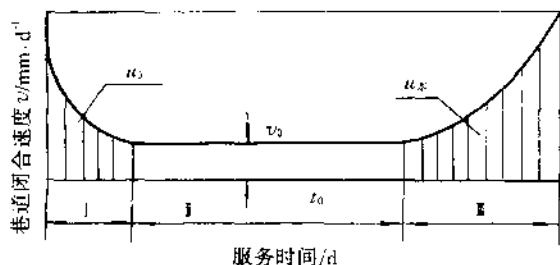


图 2.3.1 运输平巷(不包括沿空留巷)和单巷掘进的回风平巷变形分区

u_0 ——掘巷引起的附加变形量; v_0 ——掘巷影响后原岩应力或侧向固定支承压力作用下稳定的变形速度; u_s ——本工作面移动支承压力作用下的变形量

$$u = u_0 + v_0 t_0 + u_s \quad (2.3.1)$$

2. 双巷掘进的回风平巷变形分区

回风平巷按掘进和布置方式分为单巷掘进和双巷掘进。

单巷掘进的回风平巷变形分区和服务期间内的变形量计算同运输平巷。

双巷掘进的回风平巷从开掘到报废要经历掘巷影响变形、掘巷影响稳定后原岩应力作用下的变形、相邻工作面移动支承压力作用下的变形、相邻工作面侧向固定支承压力作用下的变形和本工作面移动支承压力作用下的变形等五个阶段,其变形分区如图 2.3.2 所示。

双巷掘进的回风平巷服务期间内的变形量为:

$$u = u_0 + v_0 t_0 + u_{\text{邻}} + v_{\text{邻}} t_1 + u_s \quad (2.3.2)$$

回采巷道围岩变形破坏与采深的关系也就是变形分区中各参数与采深的关系。

二、运输平巷围岩变形破坏与采深的关系

新汶孙村矿是我国最深的矿井之一,地面标高在+200 m 左右,第四开采水平(-800 m)埋深 1000 m,1997 年采深最大的采

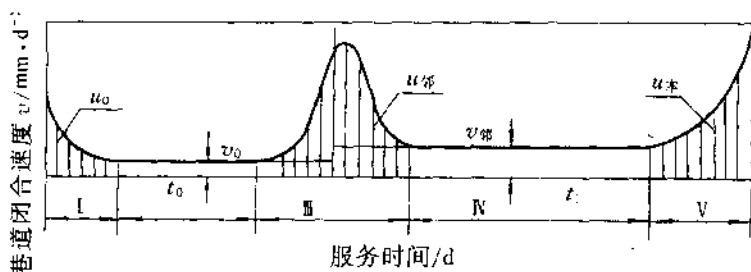


图 2.3.2 双巷掘进的回风平巷变形分区

$u_{\text{邻}}$ ——相邻工作面移动支承压力作用下的变形量；

$v_{\text{邻}}$ ——相邻工作面侧向固定支承压力作用下的变形速度；

其余符号同图(2.3.1)

煤工作面运输平巷埋深 936 m。从埋深 700 m 附近开始,该矿井下各类巷道出现深井开采的巷道矿压显现特征。

孙村井田从东向西划分为 1 采区、2 采区和 3 采区。2 煤层是该井田内的首采层和主采层,倾角 $11^{\circ} \sim 34^{\circ}$,平均厚度 2.5 m,由东向西逐渐变薄,单向抗压强度为 17.7~29.3 MPa;直接顶从东向西由粉砂岩、细砂岩过渡到中粒砂岩,单向抗压强度由 31.0 MPa 增加到 60.4 MPa。从浅到深,2 煤层所夹矸石的厚度和层数增加,顶部变为煤与夹矸互层的劣质煤,直接顶逐渐变碎。2 煤层在 1 采区埋深 800 m 以上为分层开采,在埋深 800 m 以下和 2、3 采区均为一次采全高开采。与其他煤层相比,2 煤层中布置的回采巷道维护最为困难。

孙村矿普采工作面回采巷道成巷时净高和净断面在 2.4 m 和 6 m² 左右,以梯形工字钢棚子支护为主,随着采深增加,掘巷时的棚距逐渐由浅部的 1.2 m 加密到 0.7 m 左右。

由于顶底板岩性和煤层厚度的差异,1 采区要比 2 采区和 3 采区维护困难。由实测和统计,2 煤层 1 采区运输平巷的变形如图

2.3.3 和图 2.3.4 所示。

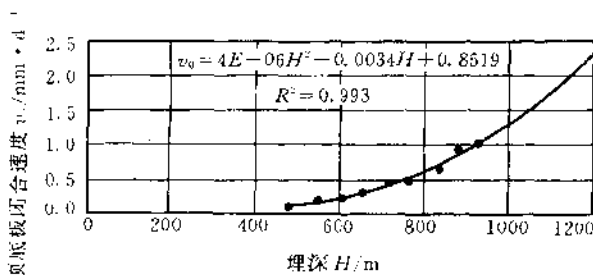


图 2.3.3 孙村矿 1 采区 2 煤层运输平巷掘巷影响
稳定后原岩应力作用下顶底板闭合速度

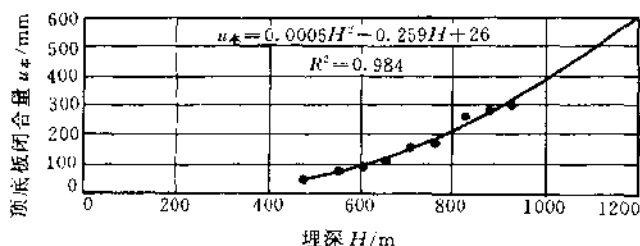


图 2.3.4 孙村矿 1 采区 2 煤层运输平巷在本工作面
移动支承压力作用下顶底板闭合量

图中埋深大于 1000 m 以后的部分为随采深加大巷道围岩变形的推测值。 v_0 和 $u_{\#}$ 相应的回归表达式为：

$$v_0 = aH^2 + bH + c \quad (2.3.3)$$

$$u_{\#} = dH^2 + eH + f$$

式中 H ——埋深, m;

a, b, c, d, e, f ——系数, 由于顶底板岩性和煤层厚度不同, 各采区值不同, 见表 2.3.1。

表 2.3.1 孙村矿 2 煤层运输平巷围岩变形量预测表达式系数值

系数		a	b	c	d	e	f
采区	1	4×10^{-5}	-0.0034	0.8519	0.0006	-0.259	26
	2	5×10^{-6}	-0.0056	1.8115	0.0002	0.4175	-282
	3	2×10^{-6}	-0.0017	0.3832	0.0005	-0.2869	40

三、回风平巷变形破坏与采深的关系

1. 双巷掘进的回风平巷变形破坏与采深的关系

相邻工作面开采引起的移动支承压力和侧向固定支承压力对双巷掘进的回风平巷影响较大,影响程度取决于采深和煤柱宽度。

孙村矿 2 煤层有 9 个工作面的回风平巷采用双巷掘进,留 15~20 m 宽的区段煤柱,埋深小于 600 m 时,相邻工作面移动支承压力作用下双巷掘进的回风平巷顶底板闭合量 $u_{\text{移}}$ 在 300 mm 内,变形稳定后略加维修便可复用。埋深超过 600 m 后, $u_{\text{移}}$ 随埋深增加急剧增加。埋深超过 700 m 后, $u_{\text{移}}$ 达到 1200 mm,维修量已接近重掘巷道的工程量。孙村矿双巷掘进的回风平巷在相邻工作面移动支承压力作用下顶底板闭合量如图 2.3.5 所示,在相邻工作面侧向固定支承压力作用下顶底板闭合速度如图 2.3.6 所示,在本

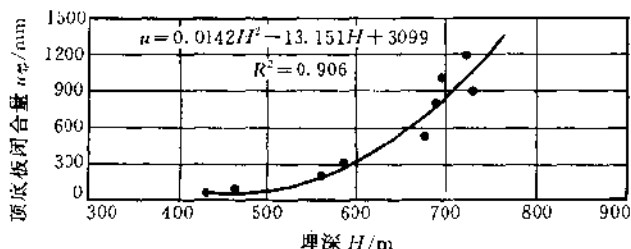


图 2.3.5 孙村矿双巷掘进的回风平巷在相邻工作面移动支承压力作用下顶底板闭合量(煤柱宽 15~20 m)

工作面移动支承压力作用下顶底板闭合量如图 2.3.7 所示^[23]。

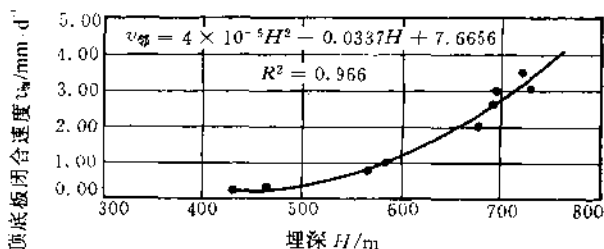


图 2.3.6 孙村矿双巷掘进的回风平巷在相邻工作面固定支承压力作用下顶底板闭合速度(煤柱宽 15~20 m)

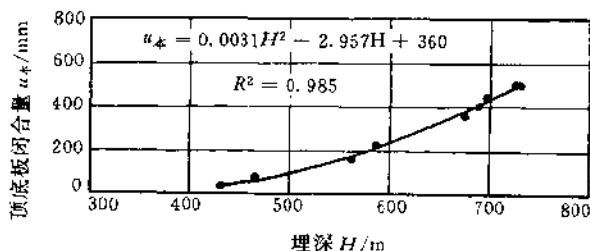


图 2.3.7 孙村矿双巷掘进的回风平巷在本工作面移动支承压力作用下顶底板闭合量(煤柱宽 15~20 m)

开滦矿区浅部部分工作面的回风平巷采用过双巷掘进留煤柱护巷的方式,对这些回风平巷在本工作面移动支承压力作用下的顶底板闭合量作过统计如(2.3.4)式^[23],这种护巷方式在深部已不再用。

$$u_w = 941.032 + 0.943H - 3.294M + 0.655f + 29.832v_w - 62.713B \quad (2.3.4)$$

式中 H ——埋深, m;

M ——采高, m;

f ——顶板岩石坚固性系数;

$v_{\text{回}}$ ——工作面推进速度, m/d;

B ——煤柱宽度, m。

取 $f=4.5$, $M=2.4$ m, $v_{\text{回}}=2.6$ m/d, 煤柱宽度 B 分别取为 8 m 和 16 m 时, 双巷掘进留煤柱护巷的回风平巷在本工作面移动支承压力作用下的顶底板闭合量如图 2.3.8 所示。

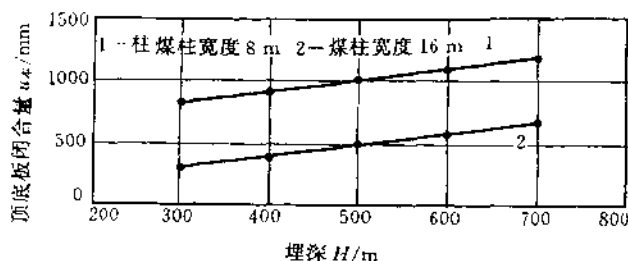


图 2.3.8 开滦矿区双巷掘进的回风平巷在本工作面移动支承压力作用下的顶底板闭合量

由图 2.3.8 可知: 留宽度为 8 m 左右的煤柱时, 在埋深 300 m 时维护就很困难, 煤柱加宽一倍后, 同样采深条件下顶底板闭合量有明显减少, 随着采深增加, 顶底板闭合量仍然要增加, 达到 700 m 后, u_b 将接近 700 mm。

2. 回风平巷单巷掘进

根据煤柱留设宽度, 回风平巷单巷掘进可进一步分为留煤柱护巷和沿空掘巷。

孙村矿单巷掘进留煤柱护巷分为两种情况, 一是 4~8 m 宽的较小煤柱(5 m 以上居多), 二是 10~20 m 宽的较大煤柱^[24]。

孙村矿有 7 个工作面的回风平巷留 4~8 m 宽的区段煤柱单巷掘进, 掘巷影响稳定后, 侧向固定支承压力作用下回风平巷稳定的顶底板闭合速度如图 2.3.9 所示, 本工作面移动支承压力作用

下顶底板闭合量如图 2.3.10 所示。

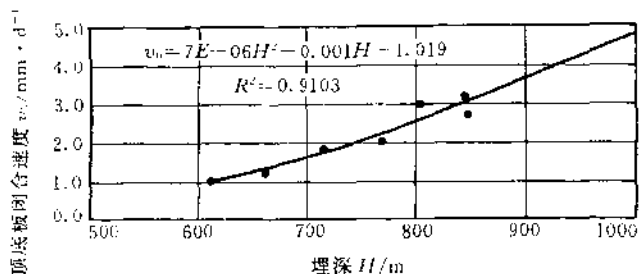


图 2.3.9 孙村矿单巷掘进的回风平巷在侧向固定支撑压力作用下顶底板闭合速度(煤柱宽 4~8 m)

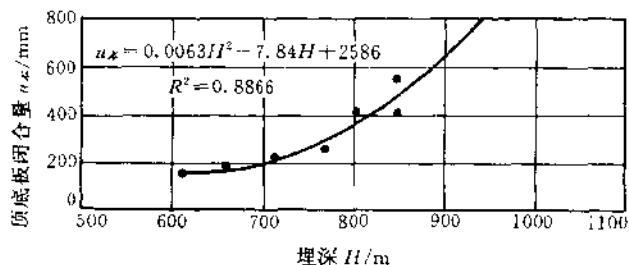


图 2.3.10 孙村矿单巷掘进的回风平巷在本工作面移动支撑压力作用下顶底板闭合量(煤柱宽 4~8 m)

留 10~20 m 宽的煤柱,孙村矿单巷掘进的回风平巷在掘进期间维护就特别困难,部分已掘出的回风平巷未投入使用就不得不废弃,勉强投入使用的回风平巷有两帮剧烈变形折断单体液压支柱的记录,这类回风平巷(煤柱宽 10~20 m)的矿压显现参数如表 2.3.2。

从 1996 年下半年起,孙村矿开始留 0~3 m 的煤柱沿空掘巷(埋深 894 m),经观测: $u_0 = 300$ mm, $v_0 = 0.8$ mm/d, $u_{\text{总}} = 240$ mm,在深部各种护巷方法中,矿压显现参数值最小。

表 2.3.2 孙村矿单巷掘进的回风平巷(煤柱宽 10~20 m)矿压显现参数

工作面	埋深/m	煤柱/m	$v_{\text{平均}}/\text{mm} \cdot \text{d}^{-1}$	h_1/mm	h_2/mm	时间/d
1212	567	10~16	6.06	2200	1200	165
5215	716	20	8.30	2000	1500	60
2219西	847	11~12	10.00	2100	1500	60
1219内	871	12	11.8	2200	1200*	85
1219外	876	9~15	12.00	2200	1000*	100
2220西	905	14	6.55	2200	1584	94
2220内	905	20	6.83	2200	1584	123
备注	h_1 —始测净高; h_2 —终测净高,* 未使用就废弃					

能够保持自身和巷道稳定的区段煤柱宽度应随围岩性质不同有所变化,应随采深增加而增加。根据煤柱实际留设宽度,将开滦矿区采煤工作面回风平巷护巷煤柱归类如表 2.3.3^[25]。

表 2.3.3 开滦矿区采煤工作面回风平巷护巷煤柱类型

围岩稳定性	埋深/m	较宽煤柱/m	较窄煤柱/m	沿空掘巷/m
稳定	300	15~18	6	0~4
	700	>30	<15	
中等稳定	300	20	8	
	700	>40	<20	

随着采深增加,掘巷后能够保持稳定状态的煤柱宽度要求愈来愈大,单巷掘进留较窄煤柱护巷,巷道深部维护困难不仅发生在使用期间,而且发生在掘进期间。

林西矿 0073 工作面回风平巷埋深 680 m,煤柱宽 20 m,掘进期间顶底板闭合量 u_0 达 300~500 mm,掘后 8 个月顶底板闭合量

为 1100 mm,侧向固定支承压力作用下稳定的顶底板闭合速度 v_0 达 4~5 mm/d。

林西矿 1871 工作面回风平巷埋深 757 m,煤柱宽 25~30 m, U 型钢可缩性支架支护,掘出后重新套修一遍,净高达 2.3 m。1998 年 1 月交采煤工区,到 1998 年 8 月,不受移动支承压力影响段净高在 1.3~1.4 m,7 个月内顶底板闭合量达 900~1000 mm。

林西矿从 8 水平(埋深 489 m)开始在除 7 煤层以外的其他煤层中沿空掘巷,目前工作面布置时,除 7 煤层为泄顶板水必须掘水道而留区段煤柱外,其余煤层中本区段回风平巷与上区段原运输平巷(已为采空区)的中心距设计为 5~7 m,留煤皮 0~3 m。

在埋深 360 m 以上,徐州矿区东部深井 1、3 煤层中布置的回风平巷多采用单巷掘进布置方式,煤柱宽度 8~25 m(权台 20 m,旗山 20~25 m,大黄山 8~15 m)。

因变形较大,埋深 360 m 以下逐步改为 3~8 m 的煤柱。权台矿 3104 工作面回风平巷埋深 420 m,留 10 m 宽的煤柱,顶底板闭合量最大达 2500 mm,U 型钢支架全部折断。

在埋深 600 m 以下,徐州矿区东部深井回风平巷留 3~5 m 宽的煤柱,本区段回风平巷与上区段原运输平巷(已为采空区)的中心距为 7~10 m。

3. 沿空留巷

在所有的护巷方式中,沿空留巷难度最大,其应用的比重远小于沿空掘巷,并有下降的趋势。一些矿区有过采用各种巷旁支护甚至采用高水速凝材料整体巷旁支护沿空留巷成功的报道,但并没有推广,甚至连浅部都没有推广。沿空留巷的变形分区类似双巷掘进的回风平巷,要经历两次移动支承压力影响,作为运输平巷,要经历本工作面移动支承压力影响的全过程,在这个阶段变形量最大,是沿空留巷成功与否的关键。服务期间内沿空留巷的巷道顶底板闭合量由(2.3.5)式计算:

$$u = u_0 + v_0 \cdot t_0 + u_1 + v_1 \cdot t_1 + u_2 \quad (2.3.5)$$

式中 u_1 ——第一个工作面移动支承压力作用下的顶底板闭合量,mm;

v_1 ——留巷影响后顶底板稳定的闭合速度,mm/d;

t_1 ——留巷影响后顶底板稳定闭合速度的持续时间,d;

u_2 ——第二个工作面移动支承压力作用下的顶底板闭合量,mm;

其余符号同前。

孙村矿中厚及厚煤层(2、4 和 11 煤层)中沿空留巷的有关参数如表 2.3.4^[23]。

表 2.3.4 孙村矿中厚及厚煤层中沿空留巷阶段的变形参数

工作面	埋深/m	巷旁支护	巷内支护	留巷后净高/m	u_1 /m
31113	660	矸石带	A	1.2~1.3	0.8~0.9
31114	710	混凝土板垛	B+C	1.7~1.75	0.45~0.5
31117	860	混凝土板垛	A	1.0~1.2	1.0~1.1
31118	910	木垛	A+C	1.6~1.7	0.5~0.6
5213	670	木垛	A+C	1.5~1.6	0.5~0.6
1218	882	木垛	A+C	1.0~1.2	0.9~1.0
2419西	901	高水速凝材料	D	1.1~1.2	0.8~0.9
备注	A—工字钢棚,B—锚网,C—摩擦支柱,D—锚网带				

对孙村矿的沿空留巷研究后认为:沿空留巷成功与否取决于所留巷道再次使用时的维修量大小和恢复难度,留巷后若净高在 1.3 m 以下,留巷期间顶底板闭合量接近 1 m,可以认为留巷是不成功的。这种情况下恢复巷道的工作量已接近新掘巷道的工程量,难度大于新掘巷道的难度。

开滦矿区从 1980 年开始沿空留巷试验,巷内基本支架采用 U

型钢支架,加强支护采用木梁加中柱形式,巷旁多用木密集或木垛。总体来讲,这一阶段所留的巷道均能恢复使用,留巷效果在薄煤层中较好,在中厚煤层中较差,在埋深 400 m 以内与埋深的关系不明显,围岩稳定时,支架折损率较高。由于恢复巷道时所需的工作量较大,虽沿空留巷试验成功,但并没有推广。1992 年前后,唐山矿和荆各庄矿使用高水速凝材料作为整体巷旁支护在 5、9 和 12 煤层中沿空留巷,两个阶段的沿空留巷参数如表 2.3.5^[26,27]。

表 2.3.5 开滦矿区沿空留巷参数

项目	唐山矿			荆各庄	范各庄	唐家庄
	7453	7491	5127	1023	2174	1022-4
煤层厚度/m	2.7	2.1	2.3	2.8	3	2.8~3
埋深 H /m	697	670	610		400	253
巷内支护	U_{25}	U_{29}	U_{25}	U_{29}	U_{25}	U_{25}
巷旁支护	高水速凝材料整体巷旁支护				木密集	木密集或木垛
原断面/ m^2	9.1	10.4	10.4	10.5	10.4	12
留巷后断面/ m^2	4.57	3.83	6.5	8.75		
顶底板闭含量/mm	1210	1130	630	468	1350 ^[1]	59.5
支架折损/%	40	3	5	0.83	34.1 ^[1]	9.3
备注	^[1] 指至 2 次复用时; ^[1] 指总的折损率;其余指留巷期间					

唐山矿使用高水速凝材料沿空留巷,巷内支架折损率有明显降低,留巷期间顶底板闭含量随采深增加有所增加,采深的影响通过围岩的稳定性明显地表现出来。7453 工作面直接顶强度较高,周期来压明显,底板坚硬,导致支架折损率高,顶底板闭含量大,所留巷道没有恢复使用。

高水速凝材料巷旁支护沿空留巷技术在开滦矿区没有推广。

开滦矿区认为:在埋深大于 700 m,直接顶比较稳定,回柱或

移架后不易垮落,周期来压明显,采高大的煤层中不宜沿空留巷。

在断面大小、形状和支护形式大致相同的条件下,运输机平巷的围岩变形参数与采深、顶底板岩性、煤层硬度和厚度有关,回风平巷的围岩变形参数还与区段煤柱宽度直接相关。在其他条件一定的情况下, u_0 、 v_0 、 $u_{\text{邻}}$ 、 $v_{\text{邻}}$ 和 $u_{\text{本}}$ 多为采深的二次函数,其形式为 $aH^2 + bH + c$ 。由于顶底板岩性、煤层硬度、厚度及煤柱宽度的差异,各系数不同。该二次函数在浅部接近线性,超过一定深度后增加较快,服务期间内回采巷道总的变形量是考虑时间因素后各个变形参数之和,因而,服务时间内总的变形量也多是采深的二次函数。

第四节 深井回采巷道矿压控制^[28]

回采巷道围岩变形随采深增加而增加是不可避免的,回采巷道矿压控制的目的是要在服务期间内使变形量较小,在满足生产和保证安全的前提下减少维修量和维修次数。

一、运输平巷和回风平巷共同的矿压控制问题

1. 缩短回采巷道服务时间

尽可能提高掘进、设备安装和采煤的速度;同一工作面必须使用的巷道宜同时掘出。

2. 改善和加强超前支护

随着采深增加,超前支护距离应增大。对孙村矿研究后认为:采深每增加 200 m,超前支护距离应增加 5 m 以上,回风平巷的超前支护距离要大于运输平巷的超前支护距离,且单体支柱的初撑力不低于工作面的初撑力要求。

3. 适当加大断面

开滦和徐州矿区深井回采巷道断面较大,普采工作面的净断

面大多在 7 m^2 及以上,但也有 5 m^2 的净断面。由于使用的是梯形断面,孙村矿回采巷道的净断面多为 $5\sim 6\text{ m}^2$ 。深井普采工作面回采巷道的净断面应加大到 7 m^2 以上,以减少维修次数。

1. 基本支护建议

在条件适合的条件下应尽量扩大锚喷、锚网和锚带的支护范围,以期达到加强围岩自身承载能力、改善围岩自身力学特性、提高掘进速度、加大净断面和减轻工人劳动量的目的。

在“三软”煤层条件下宜使用 U 型钢和锚网支架联合支护。

在必须使用棚子支护的巷道中,刚性支架应向可缩性支架发展。

在以 U 型钢可缩性支架支护为主的深井中(如开滦和徐州矿区)应注重改善卡缆、螺母和螺杆的质量,以提高卡缆的刚度和螺母、螺杆的扭矩。

为改善拱型可缩性支架在肩部的空帮和顶部的接顶状况,以及为加大平顶支架的断面和利用工字形形成可缩支架,应开展平顶(工字钢)弧腿(U 形钢)半拱形可缩支架的试验。

二、运输平巷的矿压控制

运输平巷在布置上要力争避开侧向固定支承压力影响,在采煤工作面移动支承压力影响前,要开掘和维护在原岩应力状态。

孙村矿在采深 $850\sim 900\text{ m}$ 的范围内,侧向固定支承压力已影响到 $80\sim 90\text{ m}$,运输平巷与回风平巷的距离缩小到 60 m 时,掘进过程中的运输平巷受到了明显的影响。

三、回风平巷的矿压控制

1. 回风平巷的布置和掘进方式选择

掘进和布置方式很大程度上决定了回风平巷的维护状况,按下行开采顺序的长壁工作面回风平巷比运输平巷难维护的原因在于回风平巷要承受侧向固定支承压力影响和可能承受两次移动支承压力作用。

避免两次移动支承压力作用的途径是回风平巷单巷掘进。埋深接近和超过 700 m 后,受相邻工作面移动支承压力影响,双巷掘进的回风平巷(煤柱 15~20 m)必须大修(净高小于 1.4 m)。因而埋深超过 600 m 后不宜双巷掘进。

避开侧向固定支承压力明显影响范围有两种途径,一是加大护巷煤柱宽度,这对深井非常有限的资源来说是不现实的;另一途径是沿采空区边缘沿空掘巷,由于采空区边缘的应力降低区范围相对较小,孙村矿在埋深 900 m 的条件下约 1.5 m 左右,因而留一定宽度的煤柱单巷掘进维护要比沿空掘巷维护困难得多。

埋深接近 600 m 后,留 10~20 m 宽的煤柱单巷掘进,巷道位置接近侧向固定支承压力峰值位置,掘进期间维护就相当困难。埋深接近 900 m 后,孙村矿一部分这样布置的巷道掘出后未投入使用就不得不废弃,这一煤柱宽度在深部不宜再用。

在没有采空区自然发火、一氧化碳超限和积水问题的深井中应完全沿空掘巷,有这些问题的深井其煤柱宽度不宜超过 5 m。(孙村矿 2219_采工作面回风平巷煤柱宽度为 6~8 m,因变形严重不得不内错重新掘进而引发了冲击地压)。

类似林西矿首采煤层顶板涌水大,要求在采煤期间必须排泄顶板及采空区积水时,为保证回风平巷能沿空掘巷,采区边界宜掘泄水上山,并将工作面适当调成伪仰斜。

沿空留巷要承受两次移动支承压力作用,留巷过程中巷道支架要承受裂隙带岩层取得平衡前的强烈下沉,由此引起的巷道顶底板闭合量与采高和巷道宽度成正比,直接顶愈薄,顶板愈坚硬,悬顶愈大,沿空留巷愈困难。因而,深部直接顶比较稳定,周期来压明显,采高大(中限和上限的中厚煤层)的煤层中不宜沿空留巷。此外,对于浅部尚未推广沿空留巷技术的煤层,到了深部后该护巷技术应慎用。

2. 回风平巷的支护

回风平巷完全沿空掘巷,一般情况下顶板和煤帮都是破碎的,支架应以护为主,即以可缩棚子支护为主,棚距不应大于 0.7 m。特殊情况下若顶板仍然存在着锚喷类支护的条件时,应优先考虑采用。留 3 m 左右的煤柱沿空掘巷,其支护原则同完全沿空掘巷。

回风平巷完全沿空掘巷是在深部采煤工作面回风平巷矿压显现强烈,在掘进和使用中维护十分困难的条件下提出来的,实施这一护巷技术应解决和研究以下问题:

防止向采空区和冒落区漏风;

改革采区巷道布置,以保证同一煤层和相邻煤层区段间的接替;

辅助运输(目前单巷掘进的回风平巷支护材料多人工搬运);

上部煤层少留和不留煤柱。深部近距离煤层群首采层开采或上部煤层开采形成的采空区对下部煤层中的回采巷道维护是十分有利的,另一方面,上部煤层留了煤柱对下部煤层中的回采巷道维护又是极不利的。

第五节 深井开拓和准备巷道矿压显现

一、孙村矿深部开拓和准备巷道变形破坏简介

1. 开拓和准备巷道布置

孙村矿主采前组 2、4 煤层和后组 11、13 和 15 煤层,煤层倾角为 $11^{\circ} \sim 34^{\circ}$ 。该矿煤系地层综合柱状图的中间段及主要井巷所在的岩层层位如图 2.5.1 所示。

孙村矿—500 m 水平及以上采用多水平斜井开拓方式,—800 m 水平延深时增加了千米北立井,从而形成斜井和立井综合开拓方式。

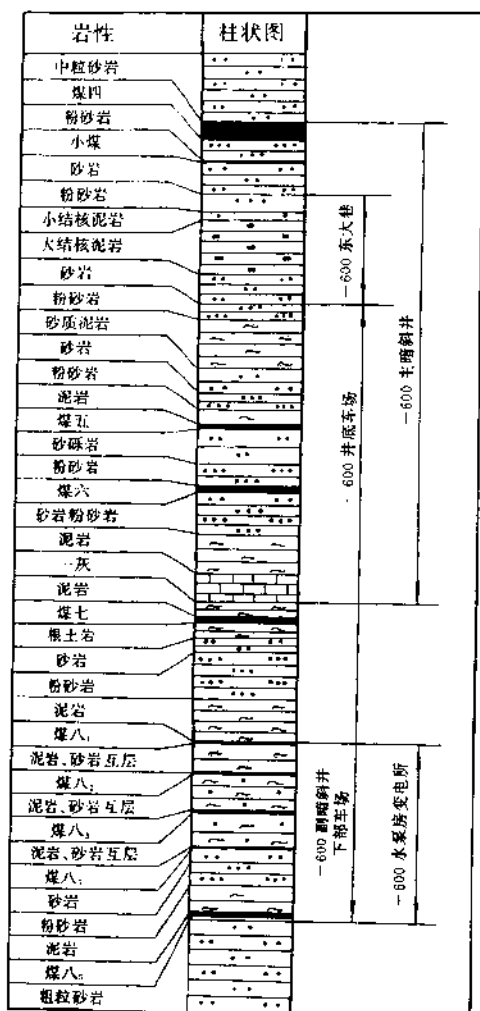


图 2.5.1 综合柱状图和主要井巷岩层层位

-210 m 水平至-400 m 水平,主斜井布置在 4 煤层中,从-430 m 开始由 4 煤层进入 4 煤层底板,到-600 m 水平后进入 6 煤层底板,最终落在一层石灰岩底板中。副斜井在-400 m 水平片口以下进入结核泥岩,在-600 m 水平落在煤 8₅ 附近。

各水平主副斜井和井底车场留煤柱保护,随着采深加大,所留煤柱宽度加大,到-600 m 水平后,井底车场煤柱宽度留到 420 m。经受两侧开采影响后,主副斜井和井底车场维护在两侧采空的煤柱下。

-400 m 水平和-600 m 水平采用分组集中大巷布置,前组 2、4 和 6 煤层的大巷布置在 4 煤层底板岩层中,后组 11、13 和 15 煤层的大巷布置在 11 或 13 煤层中,前后组煤层间采用阶段主石门联系。

-400 m 水平井底车场及主要硐室布置在 4 煤层顶板附近,水泵房布置 4 煤层中;顶板为砂岩,底板为粉砂岩。-600 m 水平井底车场进车线在 F₃ 断层以东布置在大结核泥岩中,F₃ 断层以西的翻笼硐室部分布置在大结核泥岩底板砂岩中。-600 m 水平水泵房和变电所大致垂直煤层走向布置,大部分布置在煤 8₁ 至 8₃ 之间的岩层中。

-600 m 水平上下山阶段前组 2、4 煤层采区联合布置,多数采区将运输和轨道上下山布置在 4 煤层中,回风上下山布置在 2 煤层中,1 采区运输和轨道上下山布置在 4 煤层底板岩层中。多数上下山留煤柱保护,最终维护在两侧采空的煤柱下。由于和斜井或石门煤柱合并,少数上下山受一侧工作面开采影响后,维护在一侧采空的煤柱下。2 煤层部分工作面跨采过之下的 4 煤层上下山或岩石上下山。

孙村矿主要井巷布置如图 2.5.2 所示。

2. 孙村矿深部开拓和准备巷道变形破坏简介

在-400 m 水平以下,孙村矿的开拓和准备巷道开始出现深

平偏口上下一层石灰岩顶泥岩段用 U 型钢支架维修已有三次。在两侧开采影响下主暗斜井典型岩层段的变形量如表 2.5.1 所示,在两侧开采影响稳定后的变形速度如图 2.5.3^[29]所示。

表 2.5.1 开采影响下主暗斜井典型岩层段变形量

岩石名称	一层石灰岩	砂岩	粉砂岩	泥岩
西侧开采 u/mm	10		150~350*	250~450*
东侧开采 u/mm		50	600	900
备注	u—顶底板闭合量或底鼓量; * 表示底鼓量			

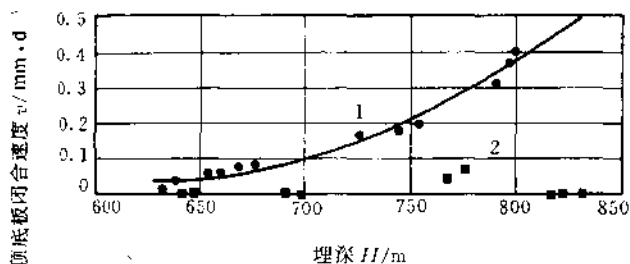


图 2.5.3 两侧开采影响稳定后主暗斜井顶底板闭合速度

1——粉砂岩段测点; 2——砂岩段测点

—600 m 水平井底车场于 1979 年投入使用,成巷时翻笼进车线与前后组石门连结段采用锚喷支护,1992 年 2416 工作面停采后大修时扩帮、卧底、架设 U 型钢支架,巷帮一部分未剪断的倒楔式锚杆外露长度平均为 600~700 mm,最长的锚杆外露长度 1.3 m。

—600 m 水平东区 4 层岩石轨道大巷成巷时采用锚喷支护或砌碛支护,2416 工作面开采后位于煤柱下方。1992 年原锚喷支护段维修前后的断面对比如图 2.5.4 所示,图中维修前的净高为

1.5 m,净宽为 2 m,不能运行矿车,维修后的断面净高为 2.5 m,净宽为 2.8 m,到 1996 年,煤柱下 U 型钢维护段净高只有 1.8 m 左右。

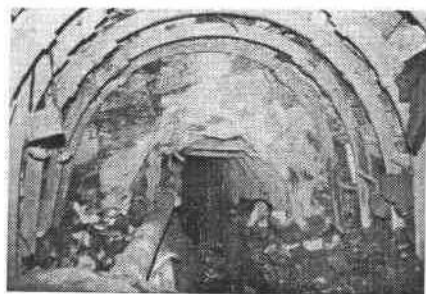


图 2.5.4 -600 m 水平东区 4 层岩石轨道大巷
原锚喷段大修前后断面对比(1992 年观测)

-600 m 水平东区 6 层轨道大巷成巷时采用锚喷支护,1215 工作面停采后煤柱下的一段采用 U 型钢支架维修。1996 年观测时,多数 U 型钢拱形可缩支架已失去可缩性,出现永久性变形,接头处折断、开裂。

-600 水平西区后组 11 煤层轨道大巷成巷时采用砌碛支护,1982 年掘成,到 1992 年已严重变形,巷帮上张开的裂隙宽度可达 170 mm。

-600 m 水平下山阶段 1 采区两条岩石下山大部分地段开掘在 4 煤层底板与 6 煤层顶板之间的砂岩层中,上段开掘在两侧采空后的煤柱下方,东侧距 1215 工作面停采线 100 m,西侧距 2215 开切眼位置 140 m。1989 年 3 月开始掘进,1991 年 10 月下山绞车房开始维修。随着变形加剧,绞车房提升钢梁严重扭曲,由于底鼓,1994 年前后,绞车已不能保证正常使用。下山成巷时采用锚喷支护,中段在两侧采空后(一侧最小煤柱宽度为 110 m),于 1994 年

开始大规模维修,维修前原锚喷支护净宽 1.6 m,净高 1.7~1.8 m,较大的设备和材料运不下去。维修时采用三节 U29 型钢支护,净宽 3 m,净高 2.2 m。1996 年中段又严重变形,U 型钢支架扭曲,部分棚压断,净高 1.5 m,1996 年 6 月至 8 月再次大修,大修后的轨道下山净高为 2.6 m,净宽为 3 m。中段 1994 年 11 月修完至 1996 年 6 月再次大修的间隔时间为 575 天,顶底板闭合量在 700 mm 左右,平均顶底板闭合速度为 1.22 mm/d。1996 年 10 月至 12 月实际观测,顶底板最大闭合速度为 1.31 mm/d。

2 煤层开采对 4 煤层上下山的影响分为留煤柱保护和跨采两种情况。

跨采又可进一步分为工作面从远离上下山位置处开始跨采和工作面就在上下山位置附近开切眼跨采。

已有的 2 煤层工作面跨采 4 煤层上下山的情况如表 2.5.2。表中 2219_采工作面切眼布置在下山附近,与下山的水平距离为 33~65 m,其余工作面开切眼位置远离上山。

表 2.5.2 2 煤层工作面跨采 4 煤层上下山的情况

工作面	测点埋深 H/m	2、4 煤层 间距/m	闭合量/mm	
			顶底	两帮
1212	584	17	1300	2400
5214 煤柱	729	32	384	193
5215 煤柱	769~776	32	750	725
2219 _采	902~915	14	223~387	—

—600 m 水平下山阶段 2 采区布置在 4 煤层中的下山留煤柱保护。2、4 煤层垂距为 22 m,在不同采深的 2 煤层工作面一侧开采影响下 4 煤层下山的变形如表 2.5.3。

表 2.5.3 2 煤层一侧开采影响下 4 煤层轨道下山的变形

工作面	H/m	L/m	u/mm
2217	786	158	175
2218	824	126	365
2219	870	137	505
备注	H —工作面平均埋深; L —下山与停采线距离; u —顶底闭合量		

在 2 煤层上下分层和 4 煤层工作面开采影响下, -600 m 水平 1 采区各区段岩石集中巷都程度不同地多次经受开采影响。当 2 煤层上分层开采后, 下分层再次开采时集中巷的变形量约是上分层开采的三分之一, 4 煤层开采时变形更小。集中巷的变形和维护难易程度主要取决于 2 煤层上分层工作面的开采影响。-600 m 水平 1 采区各区段岩石集中巷在 2 煤层上分层开采影响下的变形如表 2.5.4。

表 2.5.4 2 煤层上分层开采影响下 -600 m 水平

1 采区各区段岩石集中巷变形

集中巷	埋深/m	岩性	Z/m	支护	顶底闭合/mm
1212	622	结核泥岩	28	工字钢棚	300
1213	671	结核泥岩	28	工字钢棚	450
1214	720	顶砂岩, 底泥岩	34	工字钢棚	900
1215	784	砂岩	47	锚喷	450
1217	853	粉砂岩—砂岩	38~44	工字钢棚	900
备注	Z —与 2 煤层垂距				

1212 和 1213 工作面岩石区段集中巷变形后经过一定程度的修复, 便能再次投入使用。1214 工作面岩石区段集中巷在 2 煤层开采影响下基本上被压垮, 并埋进了部分运输设备, 该集中巷不得不废弃, 并沿 6 煤层重新开掘。1215 工作面岩石区段集中巷距 2

煤层的垂距加大到 47 m, 所在的岩层层位是砂岩, 由于垂距加大, 石门的长度增加到 100~160 m。垂距加大和岩石强度提高, 在 2 煤层工作面上分层开采影响下, 变形量较上一区段小, 但石门的变形量较为严重。1217 工作面区段岩石集中巷被跨采段跨采期间顶底板闭合量为 900 mm, 位于煤柱下的未跨采段由于持续变形, 在以后的 4 次大修中, 挑顶和卧底的量相当于重掘一条巷道。

-600 m 水平上山阶段孙良 5 采区 2 煤层 5214 和 5215 煤柱工作面跨采上山时也跨采了石门, 石门的变形破坏程度与 2 煤层的垂距有关, 石门的顶底板闭合量与 2 煤层垂距的关系如图 2.5.5 所示。

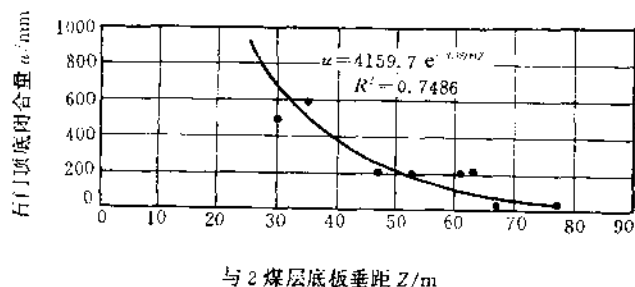


图 2.5.5 5 采区石门(埋深 800 m)顶底板闭合量
与 2 煤层垂距的关系

二、开拓和准备巷道变形破坏与采深关系的分析方法

由孙村矿的井巷变形破坏情况可知: 与回采巷道相比, 开拓和准备巷道的变形破坏情况更加复杂。虽然总的变化趋势是采深愈大, 巷道变形愈严重, 但由于岩性、布置、开采影响和开采形成的边界条件的差异, 深部巷道变形破坏差异很大。同一深度上的巷道变形破坏情况本身就相差很大, 也并不是埋深最大的巷道其变形就一定最剧烈, 所述的巷道直接对比可比性不是很强。

在煤矿生产条件多变的情况下, 其他条件完全或近似相同, 仅

开采深度不同的开拓和准备巷道是不多的,仅开采深度不同而隐含了岩性、开采影响、煤柱大小、是否跨采、煤层底板垂距等因素的研究对生产的普遍指导意义不大。因此,研究深井开拓和准备巷道随采深增加的变形破坏规律必须寻找新的途径。

巷道的变形破坏既取决于围岩自身的强度特性和力学特性,又取决于围岩应力的的大小,是支架参与下围岩应力与围岩强度相互作用的结果。

煤系地层中不同岩层的强度是有差异的,并且是客观存在的,巷道布置中岩层层位的选择决定了巷道围岩的强度。

开采深度对巷道的影响本质是原岩应力对巷道的影响,原岩应力随采深增加而增加,如(2.5.1)式:

$$\sigma = \gamma H \quad (2.5.1)$$

式中 σ ——实体岩层中的铅直应力,MPa;

γ ——岩石体积力,MN/m³。

H ——距地表的垂距,m。

由于开采影响,巷道围岩实际承受的应力要比原岩应力大得多。长壁工作面垮落开采过程中,在煤壁前方形成移动支承压力;工作面停采后,在煤体内形成固定支承压力。两种支承压力除了要布置在本煤层中的回采巷道产生影响外,按照衰减和扩展的规律,要在煤层底板岩层中传播,使煤层底板实体岩层中形成应力集中。集中程度可以以原岩应力为基数,由应力集中系数 K 反映,实体岩层中某点处或巷道位置处 K 值的大小由该点与采煤工作面或停采线的相对位置决定,实体岩层中的铅直应力计算如(2.5.2)式:

$$\sigma = K\gamma(H - Z) + \gamma Z \quad (2.5.2)$$

式中 K ——实体岩层中的应力集中系数;

Z ——巷道与煤层底板的垂距,m。

实际计算中,当 Z 较小时,可以忽略 Z 的影响, K 是与煤层底

板垂直距离 Z 和与工作面水平距离或停采线距离 L 的函数,即 $K = f(L, Z)$,可以由煤层底板铅直应力场决定。当 K 等于 1 时, (2.5.2) 式的计算值为原岩应力状态下实体岩层中的铅直应力值。

布置在煤层底板岩层中的多数开拓和准备巷道随着开采边界的形成,逐渐由承受原岩应力作用过渡到承受移动支承压力和固定支承压力不同程度的作用。开采对巷道影响的本质就是两种支承压力对巷道的影响。

与巷道服务时间比,移动支承压力对巷道围岩的影响是短时的,并且是一次性的,固定支承压力对巷道围岩的影响是长时的和持久的。开拓和准备巷道服务时间更长,在长时载荷持久作用下,巷道围岩表现出流变的力学特性。

采深引起的原岩应力的影响是不可避免的,而支承压力的影响程度和影响时间与巷道布置和开采部署直接相关。开拓和准备巷道位置处实体岩层中支承压力的大小或应力集中程度由巷道布置决定,支承压力对开拓和准备巷道作用时间的长短由开采部署决定。

开采部署决定开拓和准备巷道的保护方法,即决定开拓和准备巷道是掘前预采还是掘后跨采或者是留煤柱保护。

掘前预采的开拓和准备巷道开掘在采空区下方,只承受至多原岩应力的作用,不受移动支承压力和固定支承压力的作用。

在掘后跨采的情况下,开采部署还要进一步决定工作面是先跨采还是后跨采,工作面开切眼位置是远离这些巷道的跨采还是工作面切眼位置就是在这些巷道附近的跨采。掘后跨采的巷道除了要承受原岩应力作用外,还要承受煤层底板一定垂距内最大程度的移动支承压力作用,而后维护在采空区下方,不受固定支承压力的长期作用。在采深和围岩性质一定的条件下,移动支承压力对下方井巷的影响程度取决于开拓和准备巷道与煤层底板的垂距 Z 。

在留煤柱护巷的情况下,开拓和准备巷道从开掘到报废要经受原岩应力作用、移动支承压力作用和固定支承压力作用。在采深和围岩性质一定的条件下,支承压力影响的程度取决于开拓和准备巷道与煤层底板的垂距 Z 、移动支承压力作用下与工作面的水平距离 L 和固定支承压力作用下与工作面停采线的水平距离 L , 这些参数决定了巷道位置处实体岩层中的应力集中系数 K 。与煤层底板的垂距愈大,与工作面的水平距离愈大,应力集中系数 K 愈小,支承压力对巷道的影响愈小。

浅部由于原岩应力基数较小,即使应力集中系数较大和围岩强度较小,围岩应力的绝对值与围岩强度之比仍然较小,巷道变形并不明显。我国多数矿井浅部的上下山、大巷和斜井等开拓和准备巷道布置在煤层中,无论跨采还是留煤柱保护,至今能保持完好。到了深部后,由于原岩应力本身的基数较大,即使应力集中系数较小,对于同一岩层来说,围岩应力与围岩强度之比必然要随采深增加而逐渐增加。因而,各类巷道的变形随采深增加而加大是必然的,布置在煤层中或软岩中的开拓和准备巷道首先表现出深井巷道的矿压显现特征也是必然的。

巷道围岩的变形破坏是从巷道周边开始的,巷道开掘后,巷道周边上形成应力集中,集中的程度可以由实体岩层中的应力为基数。实际的巷道周边应力集中系数在目前条件下精确测定是困难的,各向等压无支护条件下圆形巷道的弹性力学解为 2,德国工程实际应用中取 1.3,无论巷道周边应力有多大,它总可以以巷道位置处实体岩层中的应力为基数。

围岩的抗剪强度或抗拉强度均小于抗压强度,巷道周边围岩不是在压缩状态下而是在剪切或拉伸状态下破坏的。围岩的抗剪强度或抗拉强度力学实验是繁杂的,数据不稳定且离散性很大,较软的岩层这些特性更加明显。同巷道周边应力与实体岩层中应力的关系相似,无论是线性的还是非线性的关系,围岩的抗剪强度或

抗拉强度与抗压强度之间总存在着一定的相关关系,抗压强度仍能反映围岩强度的主流。

由于掘巷影响后在原岩应力作用下和在固定支承压力作用下巷道围岩应力大致是稳定的,因而超过一定采深后,巷道围岩变形速度也是大致稳定的。移动支承压力对巷道作用的时间较短,在移动支承压力作用下巷道围岩应力是变化的,因而巷道围岩变形速度也是变化的,但在较短时间内变形量大致是一定的。

从工程实用出发,取巷道未开掘前巷道位置处实体岩层中的铅直应力作为巷道围岩应力,取巷道围岩单向抗压强度作为巷道围岩强度,省略目前理论上尚不能确切确定的中间过程,用有效载荷系数 $C(C = \frac{K\gamma H}{[\sigma]}, [\sigma]$ 为围岩强度, $K=1$ 时为原岩应力状态)代表巷道位置处实体岩层中的围岩应力与围岩强度之比,并与移动支承压力作用下实测的巷道围岩变形量和原岩应力作用下、固定支承压力作用下实测的巷道围岩变形速度建立相关关系。这些相关关系的函数表达式如(2.5.3)、(2.5.4)和(2.5.5)式。利用这些相关关系,分析开拓和准备巷道变形破坏随采深变化的规律、开拓和准备巷道布置与开采部署对变形破坏的影响,预测这些巷道在深部的变形。

原岩应力作用下巷道围岩变形速度:

$$v = f\left(\frac{\gamma H}{[\sigma]}\right) \quad (2.5.3)$$

移动支承压力作用下巷道围岩变形量:

$$u = f\left(\frac{K\gamma H}{[\sigma]}\right) \quad (2.5.4)$$

固定支承压力作用下巷道围岩变形速度:

$$v = f\left(\frac{K\gamma H}{[\sigma]}\right) \quad (2.5.5)$$

基于以上分析,在建立深井开拓和准备巷道的变形破坏与采

深的相关关系时:

要研究煤系地层中各段岩层的特性和典型岩层的抗压强度。

要构造长壁工作面开采期间和停采后在煤层底板实体岩层中由于移动支承压力和固定支承压力作用而形成的应力场。

要通过井下大量的长期实测,掌握不同开采边界条件下巷道的变形速度和变形量。

三、采深、岩性、开采影响与开拓和准备巷道变形破坏的关系

1. 孙村矿典型岩层力学特性测试

根据井巷矿压观测资料和石门地质剖面图,对典型岩层的单向抗压强度进行测试,标准试件的岩石抗压强度测试结果如表 2.5.5^[30],表中多数岩样取自—600 m 水平的大巷和石门。

表 2.5.5 标准试件岩石抗压强度测试

岩石名称	$[\sigma]/\text{MPa}$	岩石名称	$[\sigma]/\text{MPa}$
大结核泥岩底砂岩	96.2	大结核泥岩	41.7 ^[1]
9 煤底砂岩	80.9	四层石灰岩顶泥岩	34.1
四层石灰岩	75.3	11 煤顶粉砂岩	30.8
12 煤底砂岩	64.4	8 煤底泥岩 ^[1]	27.9
大结核顶粉砂岩	58.3	15 煤顶泥岩 ^[1]	20.6
备 注	^[1] 软化系数为 0.53; ^[1] 取自—800 m 水平石门		

根据井巷矿压观测资料和强度测试结果综合分析,可将孙村矿煤系地层中的岩层(主要是深部岩层)分为砂岩类岩层、粉砂岩类岩层和泥岩类岩层。

砂岩类岩层包括石灰岩、砂质灰岩、厚层砂岩、粗粒砂岩、砾岩和中粒砂岩,这些岩层的单向抗压强度大于等于 60 MPa,该类岩层对开采影响和水的浸入不敏感。粉砂岩类岩层包括砂质页岩、粉砂岩和一部分节理和层理发育且分层厚度不大的薄层砂岩,这些

岩层的单向抗压强度在 30~60 MPa 之间。在 800 m 采深的条件下开采对这类岩层有明显的影响,这类岩石浸水后,强度有一定程度的降低。泥岩类岩层包括泥岩和煤层,单向抗压强度小于等于 30 MPa,在 800 m 采深的条件下,开采影响和水的侵入对这类岩层影响极大。在移动支承压力作用下,布置在这类岩层中的井巷急剧变形,在固定支承压力作用下井巷的变形速度居高不下,应力不解除,变形速度没有降低的趋势。

按照以上分类方法,孙村矿煤系地层中的岩层大致可以分为三段,4 煤层底板至一层石灰岩,一层石灰岩至煤 8_s,煤 8_s 至 15 煤层。—600 m 水平前后组石门贯穿这三段岩层,分别为北段、中段和南段。北段粉砂岩类岩层较多,中段几乎全部是泥岩类岩层,南段以砂岩类岩层为主。

—400 m 和 —600 m 水平的主要开拓巷道布置在煤系地层的中段,一些重要的硐室布置在泥岩类岩层段。

2. 孙村矿深部开采影响下实体岩层中应力场的构成

为决定开采影响下煤层底板实体岩层中铅直应力分布和不同位置处铅直应力集中系数 K ,利用弹性理论,借助于数值模拟方法,分别作出孙村矿—400 m、—600 m 和—800 m 水平一侧开采移动支承压力作用下工作面中部下方实体岩层中的铅直应力场,两侧开采后煤柱下方固定支承压力作用下实体岩层中的铅直应力场。采煤工作面煤体内移动支承压力峰值大小和峰值深入煤体的范围由相似材料模拟实验^[31]和根据回采巷道变形实测推断得出。当工作面停采后,煤层底板下方实体岩层中的移动支承压力场就变为固定支承压力场。孙村矿—600 m 水平一侧开采移动支承压力和两侧开采固定支承压力作用下煤体内的取值和煤层底板下方实体岩层中的铅直应力分布如图 2.5.6 和图 2.5.7 所示。

根据支承压力作用下实体岩层中的铅直应力分布可知:煤层底板一定垂距内某点的铅直应力集中系数 K 是该点与煤层底板

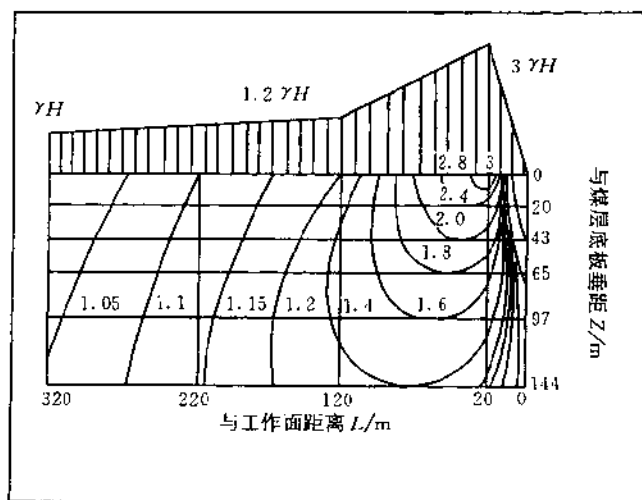


图 2.5.6 -600 m 水平一侧开采移动支承压力作用下煤体内的应力取值和实体岩层中的铅直应力分布

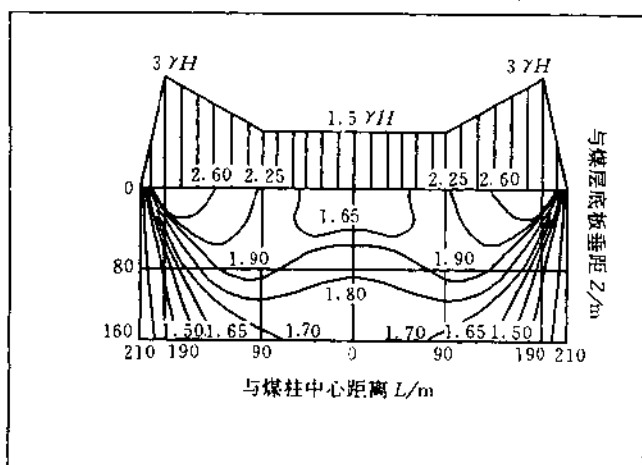


图 2.5.7 -600 m 水平两侧开采固定支承压力作用下煤体内的应力取值和实体岩层中的铅直应力分布

垂直距离 Z 和与工作面或停采线水平距离 L 的函数,与一侧开采相比,两侧开采影响下煤层底板岩层中的铅直应力集中系数 K 值要高。

3. 孙村矿井下巷道变形实测

从1992年开始,对孙村矿井下-210 m、-400 m、-600 m 和 -800 m 水平已有的各类巷道进行了大量的长时间的观测,观测结果分别按原岩应力作用下、移动支承压力作用下和固定支承压力作用下的三种情况统计分析。

4. 采深、岩性、开采影响与开拓和准备巷道变形破坏的关系

在大量观测的基础上,分别建立原岩应力和固定支承压力作用下巷道顶底板闭合速度与有效载荷系数之间的相关关系、移动支承压力作用下巷道顶底板闭合量与有效载荷系数之间的相关关系,如图 2.5.8、图 2.5.9 和图 2.5.10 所示。

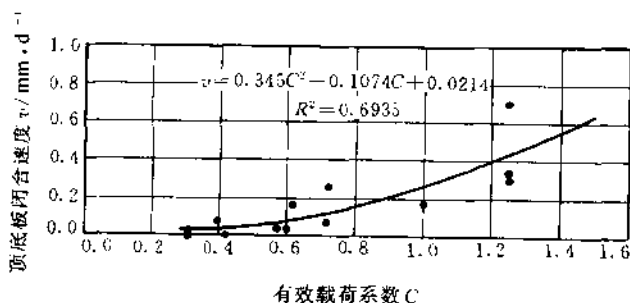


图 2.5.8 原岩应力作用下有效载荷系数与巷道顶底板闭合速度的关系

在统计分析过程中,围岩强度的取值按以下原则进行:

当巷道围岩性质相差很大时,底板、两帮和顶板的强度分别取各自强度的 65%、15% 和 20%,而后相加得综合强度。

当分层厚度大于 0.6 m 时,取试块的强度,当分层厚度在 0.3

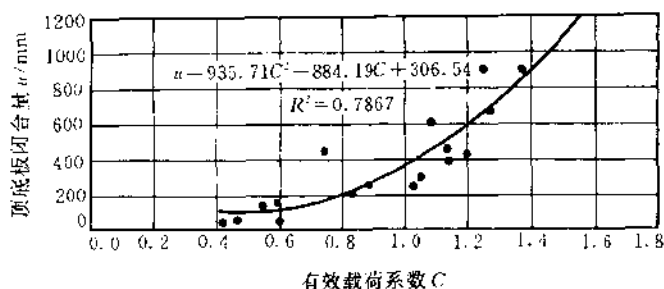


图 2.5.9 移动支承压力作用下有效载荷系数与巷道顶底板闭合量的关系

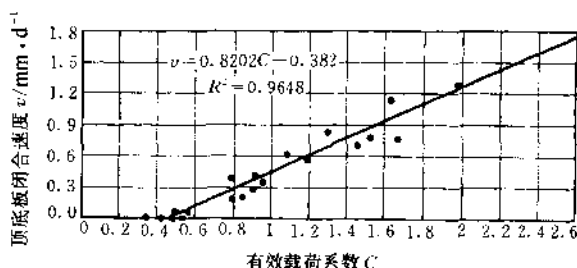


图 2.5.10 固定支承压力作用下有效载荷系数与巷道顶底板闭合速度的关系

~0.6 m 时,取试块强度的 75%~90%,分层厚度愈小,取值愈小。

在实测移动支承压力和固定支承压力作用下巷道变形量和变形速度的基础上,对孙村矿布置在 4 煤层中上下山的特定条件,隐含 4 煤层上下山顶底板岩性的影响,将 4 煤层的单向抗压强度直接代入有效载荷系数 C ,得出 4 煤层上下山在移动支承压力和固定支承压力作用下的顶底板闭合量和闭合速度的关系如式 (2.5.6) 和式 (2.5.7)。4 煤层的强度在 1、2 和 5 采区分别取为

16、20 和 24 MPa。

$$\alpha = 1139.3 \ln(C) + 84.8 \quad (2.5.6)$$

$$v = 1.1588C - 1.3623 \quad (2.5.7)$$

四、孙村矿开拓和准备巷道变形规律的应用

1. 对已有开拓和准备巷道变形破坏的认识

(1) 孙村矿—600 m 水平类似于—400 m 水平的布置,井底车场和主要井巷没有布置在强度高、厚度大和整体性强的砂岩类岩层中,而大部分布置在粉砂类和泥岩类岩层中,重要的硐室布置在岩性较差的泥岩类岩层中。岩性差、强度低,有效载荷系数 C 加大,这是在采深加大后开拓和准备巷道围岩变形破坏严重的围岩强度原因。

(2) 采深加大后布置在泥岩类岩层中的巷道在原岩应力作用下就出现了明显的变形。

(3) 开采影响导致巷道承受支承压力,使得有效载荷系数 C 增大,加剧了开拓和准备巷道的变形。布置在粉砂类岩层中的巷道在开采影响下出现了明显的变形,在两侧固定支承压力作用下,布置在砂岩类岩层中的巷道其变形速度仍然较小。

(4) 尽管岩性有所差异,经受移动支承压力作用后,维护在采空区下方的大巷、上下山和区段岩石集中巷其变形也不明显,这是铅直应力集中系数 K 小于等 1 的结果。

2. 孙村矿—800m 水平延深的开拓和准备巷道宜采用的布置方式和开采部署

(1) 包括斜井、井底车场及主要硐室和大巷在内的主要井巷应布置在后组 11 煤层附近强度高、厚度大和整体性强的岩层中,并要采用集中大巷布置。

(2) 为避免固定支承压力长期作用,井底车场上部的前组 2、4 煤层采区应实行先跨采井底车场内主要井巷的开采部署。在—800 m 水平井底车场没有形成两侧采空的煤柱前,跨采主副斜

井及井底车场。为减少跨采后主要井巷的修复量,斜井上段的上部工作面开切眼位置应距副暗斜井东侧 30~40 m 左右布置。

(3) 回风大巷的保护应优先考虑掘前预采、分段掘进的开采部署。

(4) 采区上下山宜采用主辅边界上下山布置,主边界上下山布置在 4 煤层底板岩层中,辅边界上下山可以布置在 4 煤层中,采用 2 煤层工作面跨采主辅边界上下山的开采部署,2 煤层工作面开切眼应布置在辅边界上下山附近,在初次来压之前跨过辅边界上下山,朝主边界上下山方向推进,跨过主边界上下山后停采。

对于地质条件相近的新汶东部煤田各矿井,埋深在 600 m 以下都应当按照类似于对孙村矿建议的模式进行开拓和准备巷道的布置和决定开采部署。

第六节 开拓和准备巷道维护费与采深的关系^[32]

从埋深 700 m 附近开始,孙村矿井下各类巷道出现深井开采的巷道矿压显现特征,采深进一步加大后巷道变形破坏日趋严重,失修巷道比例和维护费增加较快。1996 年初孙村矿在籍巷道 97.3 km,失修巷道 41 km,其中严重失修巷道 16.9 km,巷道维修人员 296 人。

此节所指的巷道维护费是巷道维护直接费,由巷修材料费和巷修工人工资构成,计算时没有考虑电费、巷修设备折旧费、运输费、辅助费以及成巷时的各种费用。根据孙村矿 1983 年~1996 年 14 年内的巷修记录,分别整理出不同开采水平范围内不同巷道的巷修材料和人工投入。计算维护费时,基于 1995 年的材料价格和工人工资水平。

一、开拓巷道维护费与采深的关系及分析

1. 开拓巷道维护费与采深的关系

孙村矿-210 m 水平至今仍然使用的开拓巷道实际变形和巷修投入都很小,该水平开拓巷道加权平均维护费为 8 元/a·m。由-400 m 水平 8 条不同的开拓巷道(包括斜井、井底车场、硐室、阶段石门、轨道大巷和回风大巷)统计,得出-400 m 水平开拓巷道加权平均维护费为 65.3 元/a·m。由-600 m 水平 23 条不同的开拓巷道统计,得出-600 m 水平开拓巷道加权平均维护费为 130.9 元/a·m。

将-210 m、-400 m 和-600 m 水平的开拓巷道加权平均维护费与埋深建立相关关系如图 2.6.1 所示。

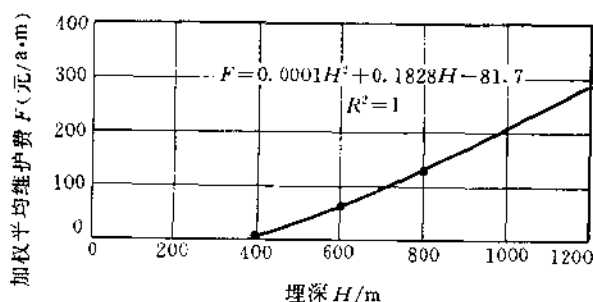


图 2.6.1 开拓巷道加权平均维护费与采深的关系

在假定深部开拓布置方式和开采顺序与浅部大致相同的情况下,图中埋深大于 800 m 以后的部分为深部开拓巷道加权平均维护费的推测值。

2. 开拓巷道维护费变化特点

维护费和围岩性质密切相关,孙村矿煤系地层中的岩层南段强度较高,北段次之,中段最差,-800 m 水平以上的井底车场及主要硐室布置在北段和中段。北段井巷的维护费大于南段,中段井

巷的维护费最高。—600 m 水平水泵房和变电所位于中段最弱的岩层中,维护费高达 734.2 元/a. m,是平均值的 5.6 倍。

围岩性质一定的情况下,开采形成的边界条件对开拓巷道维护费影响很大。经受移动支承压力作用后,位于采空区下方的井巷,其维护费明显小于位于煤柱下方受固定支承压力长期作用的井巷的维护费。同样是一600 m 水平的东区轨道岩石大巷,位于采空区下方的维护费单价小于 50 元/a. m,位于煤柱下方在固定支承压力峰值附近的一段轨道大巷其维护费单价接近 600 元/a. m。

3. 减少深部开拓巷道维护费的途径

维护费与巷道的变形成正比,通过改革开拓巷道布置和通过开采改变开采边界条件可以减少深部开拓巷道服务期间内的变形,从而可以达到减少维护费的目的。

孙村矿—800 m 水平已放弃了留较大煤柱保护斜井和井底车场的方案,已实施中央采区前组 2、4 煤层先跨采井底车场和斜井的开采部署方案。实施这一方案后,由变形预计得到的一800 m 水平井底车场内主要巷道和斜井的加权平均维护费可降到 72.3 元/a. m。

二、准备巷道维护费与采深的关系及分析

1. 准备巷道维护费与采深的关系

对 10 条不同水平的煤层上下山维护费统计后,得出这些上下山实际发生的和根据实际发生向深部推测的加权平均维护费与埋深的关系如图 2.6.2 所示。由于两侧采空的煤层上下山维护状况在深部已不能满足生产和安全的要求,因而图中没有向埋深大于 1000 m 的深部外推。

对—600 m 水平上下山阶段的三条岩石上下山维护费统计后,得出岩石上下山加权平均维护费与采深的关系如图 2.6.3 所示。因孙村矿已有的岩石上下山较少,图中向深部只外推了一个开采水平。

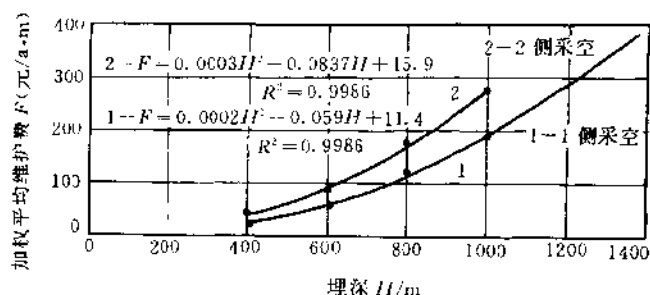


图 2.6.2 煤层上下山加权平均维护费与采深的关系

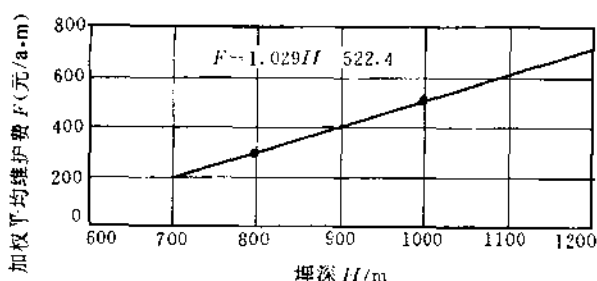


图 2.6.3 岩石上下山加权平均维护费与采深的关系

2. 上下山维护费变化特点

除了受变形直接影响外,上下山实际发生的维护费还取决于上下山的用途,多数情况下运输和轨道上下山的维护费大于回风上下山的维护费,甚至岩石运输和轨道上下山的维护费大于同条件下煤层回风上下山的维护费。其原因为:在深部较大变形的情况下,岩石运输和轨道上下山必须及时和多次维修,而回风上下山应该维修而实际没有及时和多次维修。虽维护费较低,但维护状况差,两侧采空的煤层上下山在深部已不能满足生产和安全的要求。

一侧采空的煤层上下山维护费明显小于两侧采空的上下山维

护费。其原因为:与一侧采空的煤柱形成的固定支承压力对上下山变形的影响相比,两侧采空的煤柱形成的固定支承压力对上下山变形的影响要大的多。

3. 减少深部上下山维护费的途径

缩短固定支承压力对上下山作用的时间,实行工作面跨上下山开采。双翼布置的采区其先采翼的工作面应先跨过上下山后再停采。布置成边界上下山的采区其先采翼的工作面应在初次来压之前跨过该翼边界上下山,使上下山经受尽可能小的移动支承压力作用后维护在采空区下方。

孙村矿已修改了一800 m 水平前组煤层四采区的设计,采用了跨采主辅边界上下山的布置和开采模式。跨采后根据变形预测的主辅边界上下山(服务时间在10年左右)维护费可分别降到212.5元/a·m和151.5元/a·m。

实现采区集中生产,缩短上下山总的维护时间。

第七节 深井开拓和准备巷道矿压控制

深井开拓和准备巷道矿压控制应从设计时开始,通过巷道布置和开采部署改变开采边界条件来达到降低有效载荷系数的目的,并要配合适当的支护。

一、深井开拓巷道布置和开采部署^[28,33]

(1) 能够沿层布置的开拓巷道如大巷、斜井井筒和主要硐室要布置在强度高、厚度大和整体性强的岩层中。

(2) 减少开采影响,开采引起的支承压力按照衰减和扩展的规律在煤层底板岩层中传播,距煤层底板愈远,岩层中的应力集中系数愈小。

煤层群开采时宜采用底板岩石集中大巷,进入深部开采后,布

置在砂岩类岩层中能够沿层布置的开拓巷道与首采煤层的垂距至少要大于 35~40 m, 随着采深加大或岩性变差, 垂距还应加大。

达到一定垂距后, 岩性和垂距不一致时, 应优先考虑岩性。

开滦矿区深井均采用立井多水平集中大巷布置方式, 因受奥陶系石灰岩含水层突水威胁, 运输大巷和回风大巷布置在 12 煤层底板下方、13 煤层与唐山灰岩之间的粗砂岩、细砂岩和粉砂岩类岩层中, 与 12 煤层垂距一般为 50~80 m。各水平井底车场的布置原则上同大巷。因大巷距煤层群底部的主采层较远, 距首采层更远, 大巷层位选择较好, 开拓巷道受开采影响较小。

徐州权台矿一水平(埋深 180 m)南大巷布置在距煤层底板 6 m 的泥页岩中, 北大巷沿 9 煤层掘进, 南北大巷不到一年被压垮, 而后沿着距煤层底板 30~35 m 的分界砂岩中重新开掘。二、三和四水平(埋深分别为 360 m、630 m 和 830 m)大巷布置在距煤层底板 70~90 m 的砂岩中, 井底车场及主要硐室布置原则上同大巷。

徐州旗山矿一水平(埋深 250 m)大巷沿煤层布置, 因维护困难, 二、三水平(埋深 450 m 和 730 m)大巷布置在距 1、3 煤层底板 30~40 m 的分界砂岩中。

徐州张双楼矿 1986 年投产。第一水平埋深 540 m, 建井期间对岩性认识不足, 大巷布置在距 9 煤层底板 30 m 的泥岩中, 中央水泵房位于 12 m 厚的砂质泥岩中。投产后大巷、井底车场和中央水泵房严重变形。副井出车线及绕道两帮位移达 650 mm, 双轨车场被迫改为单轨, 水泵房底鼓 500 mm, 先后采用过料石砌墙、锚网喷和密集短锚杆等支护形式加固。大巷底鼓严重, 被迫停产卧底, 修复几个月后底板又重新鼓起, 矿井东西两翼被迫在 9 煤层顶板砂岩中补掘辅巷。

(3) 缩短固定支承压力的作用时间, 对已有的具备跨采条件且服务时间较长的斜井、井底车场和大巷可以考虑在两侧固定支承压力的形成前将上部的煤层顺序采掉, 使之在移动支承压力的影响后

不再承受固定支承压力作用,而维护在原岩应力状态,至多大修一次后不再大修。有条件时跨采工作面开切眼位置可布置在斜井或重要井巷附近,以减轻移动支承压力影响程度。

(4) 对于岩性无法选择,正常开掘后不采用特殊措施将承受较大变形破坏的重要巷道,如绞车房;或者具备掘前预采条件的巷道,如回风大巷都可考虑掘前预采的措施。

(5) 新水平延深设计时,不应照搬原有水平的设计,要充分考虑采深增加的影响。新水平主要井巷的层位、与首采煤层的层间距以及相关巷道的布置宜考虑跨采的可能。

二、深井准备巷道布置和开采部署^[28]

(1) 上下山的布置应满足采区集中生产的要求,对于近距离煤层群联合布置并以普采为主的采区,要保证一个采区中至少两个工作面能同时生产,以缩短整个采区内准备巷道的服务时间。

(2) 上下山的布置应满足采区内接替的要求,采区内多工作面生产要求多工作面准备,上下山的布置必须满足多工作面接替。深井工作面的回风平巷要求沿空掘巷,沿空掘巷只能在裂隙带岩层活动基本稳定后进行,在不布置区段岩石集中巷和不沿空留巷且顺序开采(跳采易形成工作面两侧采空)的条件下,采区内一套上下山满足同一煤层工作面边生产边准备,且回风平巷沿空掘巷的采掘接替要求是困难的,因而,孙村矿主辅边界上下山的布置模式值得借鉴。

(3) 上下山的布置应使有效载荷系数尽可能的低,对于预计要经受较大移动支承压力的上下山,宜采用岩石上下山,岩石上下山的布置原则同开拓巷道。因准备巷道服务时间相对较短,垂距和岩性的要求可略放宽。

(4) 缩短固定支承压力作用时间,对具备跨采条件的上下山应尽可能跨采,跨采后的上下山维护在采空区下方,可免受固定支承压力长期作用。

(5) 双翼布置的采区宜采用一侧工作面先跨采上下山的开采部署,使上下山承受一侧开采移动支承压力作用后维护在采空区下方。避免后跨采和不跨采的工作面在开采过程中使上下山保护煤柱变得愈来愈小,应力集中程度愈来愈高。

旗山矿-420 m 水平及以下取消区段岩石集中巷后,为满足生产和实现对上下山的保护,将上下山布置在距煤层底板 30~40 m 的分界砂岩中。采用了跨上山开采、上下山掘前预采和布置中间辅助上下山等综合措施,取得了较好的维护效果。

三、深井开拓和准备巷道的支护

(1) 无论巷道采用何种类型的框式支架支护,本质上都要求支架对巷道周边围岩提供侧向力,目的是控制围岩变形和起掩护作用。工作特性好的巷道框式支架初撑力高(支设后能很快提供较高的初撑力),增阻速度快(围岩有较小变形后支架能很快地提供较大的工作阻力)和可缩量小(围岩有较大变形后支架仍能提供较大的工作阻力)。深部开拓巷道服务时间长,总的变形量较大,受动压影响后变形明显,对支架的初撑力、增阻速度和可缩量要求更高。

(2) 各种刚性支架,如各种砌碛与刚性金属棚子初撑力低,本身可缩量较小,多靠压缩与围岩之间的充填物适应围岩变形。砌碛支护压坏后,同时失去控制围岩变形和掩护的作用,这类支架在深部不宜采用。

(3) 锚喷类支护有改善围岩本身力学特性的作用,多数情况下能对围岩提供一定的初锚力。锚索的支护效果好在于锚索能够大范围内改善围岩力学特性;单纯的锚喷支护可缩量也较小,预计受动压影响较小且围岩强度高、厚度大和整体性强时仍可使用;锚网喷支护有较强的抗动压特性,深部巷道成巷时应优先考虑,并要提高锚杆的初锚力和整体强度;一些跨度大、难维护且又重要的地点可考虑采用锚索支护。

(4) 现有的锚杆,尤其是管缝式锚杆在长时间浸水后易锈蚀而逐渐失去锚固能力,应进行表面防锈蚀处理的锚杆试验,以保证这类锚杆在后期,尤其是在服务时间长的开拓巷道中仍能发挥作用。

(5) U 型钢支架有较大的可缩量,理论承载能力较高,而实际工作特性取决于卡缆(包括螺杆和螺母)的刚度和受力状态^[34]。由于这两方面的原因,我国使用的 U 型钢支架实际承载能力较小,多在 0.1~0.2 MPa 左右。深井中使用的 U 型钢支架的卡缆应进行调质处理,支设时壁后宜采用泵送材料整体充填,采用这些措施后,U 型钢支架的实际承载能力能达到 0.3 MPa 以上,才能在深井巷道支护中发挥更大的作用。

(6) 对于局部必须穿越软岩或破碎带的(如石门类巷道)开拓和准备巷道,宜用锚网喷和 U 型钢支架联合支护或锚网喷和锚索联合支护。

第三章 煤矿深井冲击地压及其防治

冲击地压是煤矿开采过程中承受高应力的煤岩体突然破坏而释放弹性能的矿山压力动力现象。

我国煤矿发生冲击地压的典型条件为：煤的单向抗压强度较高，顶板一般为厚度和强度均较大的砂岩。

冲击地压发生的理论有强度理论、能量理论、刚度理论、失稳理论和冲击倾向理论，这些理论从某个方面解释冲击地压发生的机理，并提出了相应的判别准则。

无论用什么样的理论解释冲击地压发生的机理，冲击地压都是在高应力下发生的，因为强度高、弹性大的煤层只有在高应力条件下才能积存较多的弹性能。

开采深度和煤岩体中的应力是直接相关的，原岩应力和开采深度成正比，开掘巷道后巷道周边上形成掘巷引起的支承压力，长壁工作面采煤期间和停采后，煤壁前方形成开采引起的移动支承压力和固定支承压力，这些支承压力都可以以原岩应力为基数，采深愈大，应力的绝对值愈大。

任何一个有冲击地压危险的煤层，若开采技术不变，必然存在一个冲击地压发生的临界深度，超过临界深度后，采深愈大，发生冲击地压的危险愈大。采深是影响冲击地压发生的重要因素，如表 3.1 统计的我国 30 处深井中有 16 处已经发生过冲击地压。

表 3.1 我国煤矿深井冲击地压统计

矿井	采深/m	临界深度/m	矿井	采深/m	临界深度/m
滴道	708	—	权台	833	620
龙凤	737	550	张小楼	788	1065
老虎台	830	450	旗山	733	639
房山	800	520	三河尖	737	649
长沟峪	800	—	赵各庄	1049	950
唐山	800	520	台吉	872	550
孙村	780	720	冠山	980	—
华丰	880	560	蓟城九台立	790	—
备注	采深以 1995 年的统计值;有记录但已注销的矿井未统计; 未统计到该项值				

采深对高应力的影响不是独立的和唯一的,而是要与其他有助于形成高应力的地质因素和开采技术因素共同起影响作用。由于其他有助于形成高应力集中而引发冲击地压的因素在不同的矿区有较大的差异,因而发生冲击地压的临界深度也有较大的差异。典型的有助于形成高应力集中而引发冲击地压的地质因素和开采技术因素有:

厚层难冒坚硬顶板

地质构造应力

柱式体系采煤法(房柱式、巷柱式、刀柱式、短壁小阶段和漏斗式)

当以上因素中的其中一项比较突出或以上因素比较突出且同时存在时,这些因素对冲击地压的发生起主要作用。发生冲击地压的临界深度往往较小,当以上因素不突出或没有以上因素时,开采深度对所发生的冲击地压起主要作用,可以称为深井重力型冲击地压。

第一节 深井重力型冲击地压与支承压力的关系

深井重力型冲击地压主要受开采深度影响,我国深井中的多数冲击地压属于这种类型,若受坚硬顶板、地质构造和柱式体系采煤法影响,冲击频度和强度都要随采深加大而加大。

一、孙村矿深井重力型冲击地压与支承压力的关系^[35]

随着开采深度增加,孙村矿开采引起的矿山压力逐渐显现出动力现象。自1987年以来,多次发生矿震、煤炮、巷道短时间内急剧变形、钻孔夹钎杆等冲击地压现象。最早出现明显冲击地压特征的地点是-600 m水平前组煤层1采区掘进中的1315工作面回风平巷,埋深在720 m左右。从1994年起孙村矿多次发生较强烈的冲击地压,与孙村矿相邻的张庄矿也出现了类似的情况。目前,冲击地压已成为新汶矿区深井开采中重大自然灾害之一。

对孙村矿煤岩冲击倾向鉴定后得出如下结论:

2 煤层属强烈冲击倾向,顶板属中等冲击倾向;4 煤层属中等冲击倾向,顶板无冲击倾向;浸水对冲击地压防治有一定效果,但应与其他方法相结合。

1. 支承压力峰值位置

孙村矿已发生的冲击地压均与支承压力直接相关。

根据孙村矿长壁工作面采煤期间在运输平巷和回风平巷内的变形观测,推断-600 m和-800 m水平移动支承压力峰值在采场上端分别超前工作面煤壁25 m和30 m,在采场下端分别超前15 m和20 m。

侧向固定支承压力峰值位置由以下巷道变形实测值推断。

-600 m水平上山阶段2煤层1212工作面跨采4煤层上山时,在上山中布置了Ⅲ、Ⅳ和Ⅴ号观测点,分别距1211工作面采空

区边缘 85 m、57 m 和 20 m，工作面跨过上山 20 m 后，在侧向固定支承压力与移动支承压力共同作用下，Ⅲ、Ⅳ和Ⅴ号测点的顶底板闭合量分别为 270 mm、780 mm 和 1300 mm，Ⅴ号测点上下 5 m 左右上山的变形情况同Ⅴ号测点。

—600 m 水平上山阶段 1 采区 2 煤层 1215 工作面跨采了 3 号石门附近的 4 煤层辅助轨道上山，该上山与 2 煤层的垂距为 15 m。1215 工作面跨过上山 15.4 m 后，该上山的顶底板和两帮闭合量如图 3.1.1 所示。

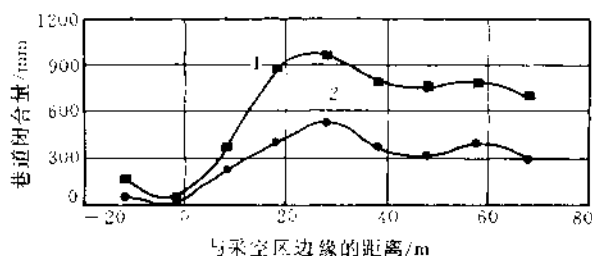


图 3.1.1 4 煤层辅助上山变形量

1——两帮闭合量；2——顶底闭合量

—600 m 水平下山阶段 2219 工作面跨采下方的下山后，位于煤柱下方的 4 煤层回风下山长期承受侧向固定支承压力作用，多次修复后又严重变形。1996 年 10 月的观测结果如图 3.1.2 所示，下山最低处距煤柱边缘的距离在 34 m 左右，由此可以推断侧向固定支承压力峰值位置深入煤体 34 m 左右。

由以上 2 煤层工作面跨采 4 煤层上下山和 4 煤层下山在 2 煤层侧向固定支承压力作用下的变形观测，推断在—600 m 和—800 m 水平由于相邻区段采空形成的侧向固定支承压力峰值深入煤体 29 m 左右，范围在 25~34 m 之间。

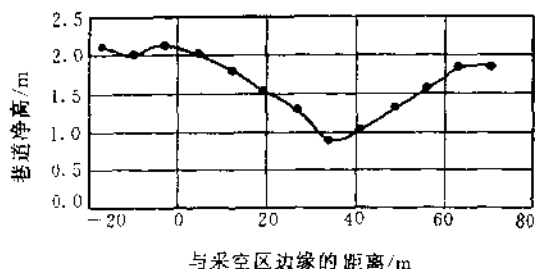


图 3.1.2 4 煤层上山与开采边界
的相对位置关系和高度

2. 支承压力作用下的深井重力型冲击地压

(1) 移动支承压力峰值与侧向固定支承压力峰值叠加区内掘巷引发的冲击地压

① 本煤层工作面移动支承压力峰值与侧向固定支承压力峰值叠加区内重掘回风平巷引发的冲击地压。

2 煤层 2219 工作面是 -600 m 水平以下 2 采区 2 煤层第 3 个工作面,埋深为 838~905 m。由于该工作面的回风平巷与 2218 工作面采空区之间留设了 6~8 m 的区段煤柱,当 2219 工作面推进到距停采线 160 m 时,回风平巷变形严重,经多次维修后仍无法使用,被迫沿倾向方向下拉 31 m 补掘新回风平巷。2219 工作面及相关巷道布置如图 3.1.3 所示。1994 年 12 月 15 日新补回风平巷掘至 32 m 时,放炮诱发了冲击地压,巷内支架大部分被摧垮,断面缩小了三分之一以上,工作面上部 10 m 范围内刮板输送机被推移 0.3~0.5 m,有 8 棵单体支柱被推倒。2219 工作面发生冲击地压的根本原因在于补掘的回风平巷沿倾向开掘在本煤层侧向固定支承压力峰值位置附近,沿走向也开掘到本煤层移动支承压力峰值位置附近,即补掘的回风平巷开掘在侧向固定支承压力峰值和移动支承压力峰值叠加区内是引发冲击地压的根本原因。

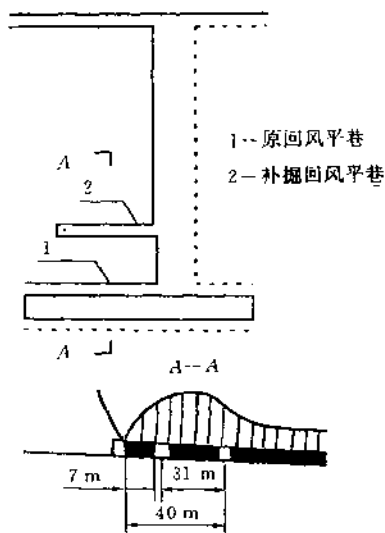


图 3.1.3 2219 工作面及相关巷道布置

② 本煤层工作面移动支承压力峰值和上煤层侧向固定支承压力峰值叠加区内重掘运输平巷引发的冲击地压

1417 工作面是-600 m 水平以下 1 采区 4 煤层第一个工作面,埋深为 775~846 m,部分采段之上有 2 煤层 1217 工作面停采后形成的两侧采空的煤柱,2、4 煤层间距 15 m 左右。当 1417 工作面推进至距上覆 1217 工作面停采线 14 m 时,距工作面 40 m 范围内运输平巷变形破坏严重,多次扩修后仍无法使用,被迫在工作面前方 50 m 处补掘贯眼,欲通过贯眼由西往东重补运输平巷与回采工作面相通,1417 工作面及相关巷道布置如图 3.1.4 所示。1994 年 6 月 23 日,当贯眼掘至 15 m 处时,放炮诱发了冲击地压。已掘的 15 m 贯眼内木支架全部被摧垮,冲出煤炭约 62 t,在贯眼开口处运输平巷东西两侧 20 m 范围内,靠上帮侧的木支架柱腿

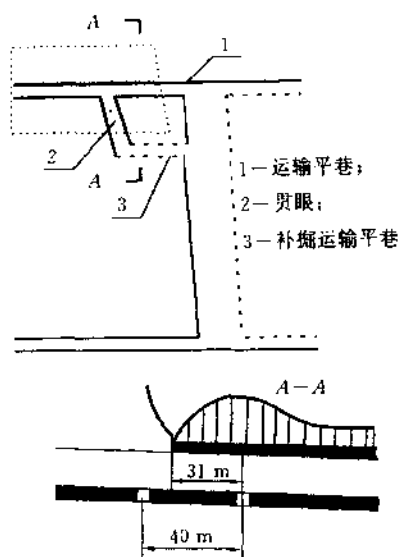


图 3.1.4 1417 工作面及相关巷道布置

有三分之一被折断,局部出现漏顶,刮板输送机由上帮冲至下帮。

1417 工作面发生冲击地压的根本原因在于补掘的贯眼开掘在 2 煤层开采后侧向固定支承压力峰值区内(1417 工作面西运输平巷距 2 煤层煤柱边缘的距离为 31 m),在与本工作面的移动支承压力峰值叠加后掘进放炮诱发了冲击地压。

(2) 在上煤层三侧采空的煤柱形成的固定支承压力作用下掘巷引发的冲击地压

4 煤层 2419 工作面运输平巷埋深 897 m,该平巷在掘进过程中由 2 煤层的采空区下方进入 2 煤层 2219_东 和 2219_西 工作面由于断层影响而留设的三侧采空的煤柱下方。2419 工作面运输平巷与煤柱的相对位置如图 3.1.5 所示。

2419 工作面运输平巷进入煤柱下方 15 m 后,受固定支承压

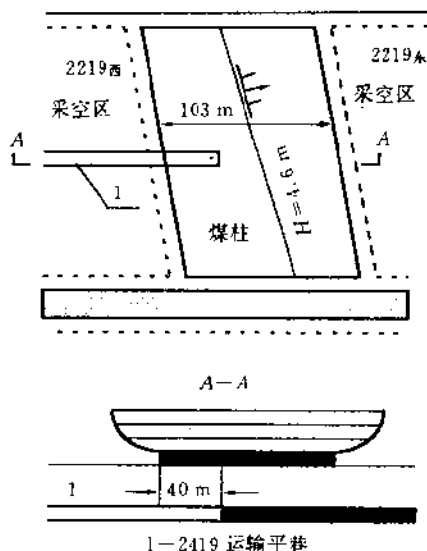


图 3.1.5 2419 工作面运输平巷与煤柱的相对位置

力影响,巷道片帮程度逐渐加剧,平均片帮深度达 1.5 m,矿震和煤炮不断,掘进头煤壁压酥、塌落,严重时每班无需放炮工人就能掘出一个棚距的进度。当掘至煤柱下方 40 m 时,放炮诱发了冲击地压,约 8 t 煤被抛出,在距掘进头 10 m 范围内底鼓 0.5 m 左右。

由于工作人员在 150 m 外躲炮,以上三次冲击地压均未造成人员伤亡,这一个人防护措施在深部宜坚持。

二、其他深井重力型冲击地压与支承压力的关系

1. 徐州矿区

1991 年~1997 年,徐州矿区有 5 处矿井陆续发生冲击地压 19 次,其中 16 次发生在 4 处深井中,徐州矿区深井中的冲击地压统计如表 3.1.1^[36]所示。

表 3.1.1 徐州矿区深井冲击地压统计

矿 井	冲击地压发生地点和范围	埋深 H/m
三河尖	7110 材料巷,距联络巷巷口 35~60 m,距煤壁 10~35 m、150~200 m、3~70m(20~60 m 严重)和 15~40 m	643~651
	7125 材料巷,距煤壁 0~80 m;运输巷,距煤壁 45~60 m	579~589
	7202 材料巷,距煤壁 2~58 m、0~55 m 和 2.5~25 m	650~670
	7204 材料巷,距掘进头 10~50 m	790~810
	7203 下分层,距煤壁 25~28 m 和 42~48 m	628
张小楼	新副井-1025 m 井底车场岩巷掘进头,距迎头 4 m	1065
权 台	3127 材料巷掘进头,距迎头 0~50 m	620
旗 山	2122 切眼掘进头	639
	13104 综放面下端	652

徐州矿区深井冲击地压的特点如下:

全部深井都出现冲击地压,其临界深度为 579 m,多数冲击地压发生地点的埋深大于 600 m,一次岩石冲击发生在 1065 m 处,其余为煤层冲击。

10 次冲击地压发生在采煤工作面移动支承压力作用下已经开掘出的回采巷道中,4 次发生在掘进工作面,其中岩巷掘进面一次。

12 次冲击地压发生在三河尖煤矿,这与该矿 7 煤层顶板坚硬,厚度大有关。7 煤层顶板平均厚度 17 m,单向抗压强度平均为 169.7 MPa,回柱后不易垮落。开采深度大和坚硬顶板同时存在是该矿频繁发生冲击地压的主要原因。

回采巷道中由移动支承压力作用下引发的冲击地压绝大多数与侧向固定支承压力有关。这些冲击地压是移动支承压力和侧向固定支承压力在峰值附近叠加后作用的结果,这类冲击地压多数

发生在留煤柱护巷的材料巷中,煤柱宽度 15 m 左右,材料巷沿倾斜方向距侧向固定支承压力峰值位置较近。沿走向这类冲击地压多数发生在工作面煤壁前方 0~80 m 的范围内,冲击中心距工作面煤壁 40 m 左右,这是移动支承压力在材料巷一侧沿走向的峰值范围。

三河尖矿 7125 工作面的运输巷发生冲击地压的边界条件同材料巷,其下方也为区段煤柱和采空区。

权台矿和旗山矿巷道掘进中的冲击地压与固定支承压力和地质构造有关。权台矿 3127 工作面材料巷开掘在两侧采空、宽度约为 170 m 的煤柱中,接近向斜轴部时放炮引发了冲击地压。大黄山矿 2212 工作面切眼开掘在两侧采空(距上方采空区 154 m,距侧方采空区 65 m),并靠近断层尖灭尾端附近的固定支承压力带中,也是放炮诱发了冲击地压。

2. 开滦矿区

唐山矿是开滦矿区发生冲击地压严重的矿井,该矿发生冲击地压的临界深度为 520 m^[37]。随着采深增加,冲击地压从上部的 5 煤层中扩展到下部的 8 煤层中。唐山矿的冲击地压多数发生在两面或三面采空的煤柱工作面回风平巷中,距煤壁前方 20 m 处最容易发生,超过 40 m 后发生的冲击地压仅占 9%。5287 N 工作面回收 11 水平大巷煤柱时,8 煤层煤柱工作面本身为三面采空,其上还有 5 煤层残留的煤柱。回收期间共发生具有破坏性的冲击地压 32 次,巷道和支架破坏严重。5257 工作面三面采空,回采期间 40 天内发生具有破坏性的冲击地压 5 次。

赵各庄矿是开滦矿区另外一处发生过冲击地压的深井,临界深度为 950 m。

3. 新汶华丰矿

华丰矿是近年来我国发生冲击地压最严重的深井之一,该矿开采的 4 煤层煤质较硬,单轴抗压强度为 21.8 MPa,具有强烈冲

击倾向。老顶为中细砂岩和中粗砂岩,厚 78 m,老顶之上为 70 m 厚的泥岩和红土层,而后为厚 500 m 的坚硬砂砾岩层。华丰矿于 1991 年开始发生冲击地压,临界深度为 560 m,到 1996 年 7 月共发生破坏性的冲击地压 90 多次,该矿 1996 年的采深在 850 m 至 1000 m 之间。

在华丰矿 46 次较大的破坏性冲击地压中,有近一半发生在顶板来压期间,5 次发生在直接顶初次垮落期间,5 次发生在初次来压期间,11 次发生在周期来压期间,分别占总次数的 10.8%,10.8% 和 23.9%。从发生位置来看,46 次冲击地压中,31 次发生在工作面的运输平巷和回风平巷中,约占总发生次数的 67%,回风平巷中发生的次数较多,约占总发生次数的 48%,这与华丰矿区段留 15~20 m 宽的煤柱,侧向固定支承压力与移动支承压力叠加后共同作用有关。华丰矿的冲击地压与放炮震动影响密切相关,其中 20 次发生在工作面放炮过程中,约占总次数的 43.6%。

第二节 厚层难冒坚硬顶板条件下冲击地压与采深的关系

厚层难冒坚硬顶板条件下的冲击地压本质上也是重力型冲击地压,由于顶板的特殊条件,这类冲击地压发生的临界深度相对较浅。

北京矿务局是我国典型的厚层难冒坚硬顶板条件下发生冲击地压的矿区。该矿区开采的煤层直接顶较薄,强度较高,多为细砂岩,老顶多为石英砂岩及中粗粒砂岩,厚度在 10 m 以上,强度在 150 MPa 以上。该矿务局 7 个开采侏罗系煤田的矿井中有 6 个矿井受冲击地压威胁。门头沟矿 40 年代就有冲击地压记录,随着向深部发展,冲击地压危险日趋严重,北京矿务局各矿发生冲击地压的临界深度如表 3.2.1。

表 3.2.1 北京矿务局发生冲击地压的临界深度

矿井	门头沟	城子	大台	房山
采深 H/m	200	370	460	520

门头沟矿历年发生的较强烈的 142 次冲击地压与开采深度的关系如图 3.2.1^[38]所示。

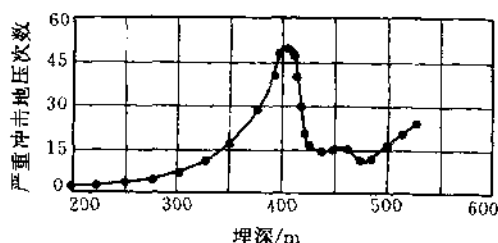


图 3.2.1 门头沟矿采深与冲击地压次数的关系

由图 3.2.1 可知:采深达到 400 m 左右时,冲击地压发生次数达到峰值。采取措施后冲击次数有所降低,采深达到 475 m 时,次数降到最低,这是采取一系列防治冲击地压技术措施后的结果,并非是在这一开采深度上冲击地压发生次数自身能够减少,在采深大于 500 m 后,次数又有加大的趋势。采空区留有大量的煤柱和坚硬顶板大面积悬顶给形成高应力造成了条件。由于回收煤柱和上煤层留有煤柱的情况下在下煤层中开采,门头沟矿这种条件下发生的冲击地压占总的冲击地压次数的 60%~70%。

厚层难冒坚硬顶板再加上刀柱采煤法是北京矿务局频繁发生冲击地压的主要原因。

我国大同矿区的忻州窑、煤峪口和永定庄矿也是在类似北京矿务局顶板条件下发生冲击地压的。

第三节 构造型冲击地压与采深的关系

煤系地层中程度不同地存在着断层、褶曲和局部异常(底板凸起、顶板下陷、煤层分岔、变厚、变薄或尖灭、倾角急剧变化)等构造带,这些构造带中存在着残余应力,形成构造应力场,构造型冲击地压发生在构造应力比较集中的区域。

四川省天池煤矿地质构造比较复杂,从1958年建矿至1983年以前共发生冲击地压28次,有相当一部分冲击地压是在构造应力下发生的,成为我国发生构造型冲击地压的典型矿井。

天池煤矿发生冲击地压的临界深度为240 m,多数冲击地压发生在采深400 m以下,采深和冲击次数的关系如表3.3.1^[39]。

表 3.3.1 四川省天池煤矿冲击地压发生次数与采深的关系

采深 H/m	200~300	300~400	400~500	500~600	600~700
冲击次数	1	3	9	9	6

天池矿发生的28次冲击地压中,有20次发生在次一级向背斜构造带中,其中的5次是在远离采空区的实体煤中掘进巷道时发生的,属于纯构造应力型冲击地压。

另外15次既与地质构造有关,又与开采因素有关,其余8次以开采影响为主。天池矿纯构造型冲击地压发生地点的地质异常情况如表3.3.2^[39]。

1956年至1974年,北京矿务局门头沟矿发生的50次冲击地压中,也有11次发生在向背斜和煤层变薄的构造带中,占22%。

表 3.3.2 天池矿纯构造型冲击地压发生地点的情况

采深 H/m	倾角	位置	地质异常情况
554	60°	向斜东翼	小断褶,煤层受挤压,上薄下厚
657	45°	向斜轴部	底板有时凸起
674	55°	向斜西翼	煤层由薄变厚
513	80°	向斜西翼	底板局部凸起
552	70°	向斜西翼	底板局部起伏,倾角由 70°变为 40°

第四节 柱式体系采煤法条件下冲击地压与采深的关系

柱式体系采煤法开掘巷道多,巷道交岔多,遗留的煤柱也多,发生冲击地压的可能性高于长壁采煤法,它们之间的差异在于支承压力的分布形式明显不同。长壁垮落工作面的采空区至多承受原岩应力,煤壁前方的实体煤承受较高的支承压力。与长壁垮落采煤法形成的支承压力分布形式相反,采用房柱式采煤法开采后,煤房间较窄的煤柱要承受较高的支承压力,两侧没有形成煤房而较宽的实体煤承受较小的支承压力,煤房间的煤柱和一侧采空煤体上的支承压力分布如图 3.4.1^[40]所示。因此,深部采用房柱式采煤法开采更容易发生冲击地压。

孙村矿 2 煤层 1217 煤柱工作面是—600 m 水平以下 1 采区 1217 长壁工作面推进到落差为 3 m 的断层附近处停采后遗留下来的一块煤柱,该煤柱呈两侧采空状态,上方和东部为采空区,西部和下部与落差为 45 m 的 F_5 断层斜交,呈上宽下窄的三角形形状。1217 煤柱工作面煤厚 3.7 m,上端埋深为 826 m,下端埋深为 841 m。该煤柱采用房柱式工作面回收,沿走向煤房间的中心距为

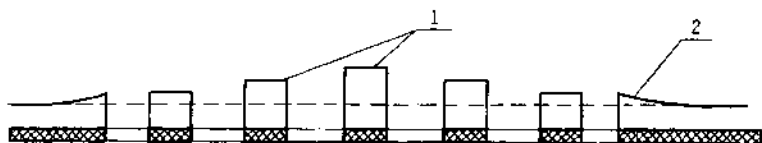


图 3.4.1 煤房间的煤柱和一侧采空的煤体上的支承压力分布

1— 两侧采空煤柱上的支承压力分布;2—— 一侧采空煤体上的支承压力分布

8 m, 两煤房间煤柱的净宽为 4.5 m, 沿倾斜方向上每隔 20 m 开掘一联络贯眼将两煤房联通。1217 煤柱工作面房柱式开采布置如图 3.4.2^[35]所示。

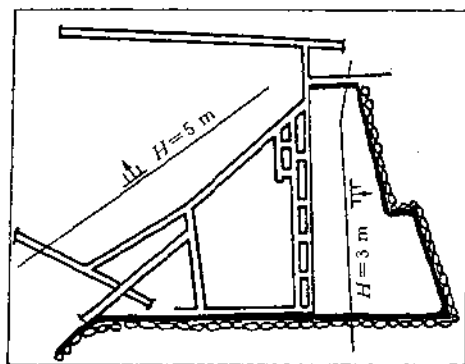


图 3.4.2 1217 煤柱工作面房柱式开采布置

1994 年 5 月 17 日, 当第三个煤房由下向上掘至 22 m 处, 在向东掘横贯时掘进头放炮诱发了冲击地压。放炮后炮尘飞扬, 第三个煤房已掘的 22 m 巷道底鼓 0.8~1.0 m, 支柱歪斜, 局部冒顶 (冒落高度 0.5 m) 范围长达 10 m, 下部运煤平巷 20 m 范围内巷道上帮的木棚柱腿全部折断, 刮板输送机由上帮推至下帮, 位移 1.5 m, 约 150 t 煤被抛出, 在 100 m 以外躲炮的人员被冲倒, 安全

帽被冲跑,三人受轻伤。

枣庄陶庄矿(已注销,采深达到 960 m)为水旱并采的矿井,主采层 2 煤层顶板是厚度为 20~43 m 的灰白色石英砂岩,单向抗压强度为 90~130 MPa。该矿从 1966 年开始发生冲击地压,到 1983 年 10 月共发生破坏性的冲击地压(造成人员伤亡和巷道毁坏)134 次,其中水采区发生 113 次;1976 年到 1985 年间记录的冲击地压共 151 次。

陶庄矿从-420 m 水平(埋深 480 m)开始发生冲击地压,其中-420 m 水平以上只是在两侧采空的煤柱中发生,-420 m 水平以下正常开采过程中冲击地压频繁发生。早采长壁采煤每万平方米煤体巷道的切割量在 300 m 左右,因煤体支撑能力好,偶尔发生煤爆。水力采煤巷道切割量较多,水采倾斜漏斗式采煤法巷道对煤体的切割量都在每万平方米 900 m 以上,漏斗的间距在 12~15 m,这削弱了煤体的支撑能力,造成应力集中,形成煤爆(炮)最频繁的地区^[41]。

陶庄矿成为我国坚硬顶板条件下采用柱式体系采煤法而发生冲击地压的典型矿井。

我国其他水采矿井,如八一矿、台吉矿和房山矿都是冲击压严重的矿井,台吉矿和房山矿的冲击地压临界深度分别为 550 m 和 520 m。

我国四川省绵阳地区的五一、擂鼓、天池和砚石台等 4 个地方煤矿多采用巷柱式、楼式和倒台阶采煤法,从 1959 年到 1985 年间发生的冲击地压次数与采深的关系如表 3.4.1^[42]。

表 3.4.1 四川绵阳地区地方煤矿冲击地压次数与采深的关系

采深 H/m	225~300	301~400	401~500	501~600	601~700
冲击次数	36	13	16	19	14

无论何种类型的冲击地压,当地质条件和开采技术条件不变时,随着开采深度增加,冲击地压的强度和频次都要增加。我国重庆地区煤矿发生冲击地压的强度与采深的关系如表 3.4.2^[43]。

表 3.4.2 重庆地区煤矿发生冲击地压的强度与采深的关系

开采深度 H/m	201~300	301~400	401~500	501~600
冲击平均煤量/ $t \cdot \text{次}^{-1}$	68	118	947	1250

我国煤矿的冲击地压已由浅部的煤层冲击发展到深部的岩层冲击。在无开采影响的情况下,掘进中发生岩爆的深度在台吉矿为 830 m,在张小楼矿为 1065 m,预计随着采深增加和开采影响,出现岩层冲击的矿井数目还要增加。

在逐渐加深和增多的深井中,有冲击地压的深井将呈增加趋势。厚层坚硬顶板、发育的地质构造和柱式体系采煤法,这些因素中的其中一项存在或同时存在,将使深井冲击地压的强度和频次加剧。

另一方面,根据我国几十年来防治冲击地压的实践来看,已发生冲击地压的矿井采取一定技术措施后,冲击次数已有明显的减少。像门头沟矿,陶庄矿,华丰矿及孙村矿都有防治冲击地压成功的实例。

第五节 防范深井冲击地压的开采技术措施

防范深井冲击地压应采取综合技术措施,所有的技术措施都应围绕以下目的:

降低应力集中程度或使应力峰值向煤体深处转移。

改变煤岩的力学性能,削弱其积蓄和骤然释放弹性能的能力。

避免和减轻灾害事故。

一、防范深井冲击地压的根本措施

许多学者对厚层坚硬顶板条件下防治冲击地压的开采技术措施已进行过专门论述,此处提出的措施主要针对普通顶板条件。

根本措施是战略性的和区域性的,旨在消除产生冲击地压的条件。

所有的有冲击地压危险的深井必须实施合理开采部署这一根本措施,冲击地压严重的深井应采取其他根本措施中的一项措施或多项措施。

1. 合理开采部署

合理开采部署,避免应力集中是一项无需较多投入而能从根本上防治冲击地压的有效措施。我国相当一部分已发生的冲击地压,尤其是深井中的重力型冲击地压是由于开采部署不合理而引发的。

(1) 开采部署不合理而可能引发冲击地压的开采边界条件
先形成两面或三面甚至四面采空的煤柱后再回收;

采用柱式体系采煤法回收煤柱;

留了宽度为 5 m 以上的区段煤柱后,回采工作面原回风平巷不能满足生产要求,在移动支承压力峰值和固定支承压力峰值叠加区中重新开掘回风平巷;

留了宽度为 5 m 以上的区段煤柱后,回采巷道受侧向固定支承压力峰值和移动支承压力峰值叠加后的影响;

在上部煤层固定支承压力峰值附近开掘下部煤层中的巷道;两侧同时相向开采,使待采区域逐渐缩小。

(2) 有冲击地压危险的深井中开采部署应注意的问题

不宜采用柱式体系采煤法,杜绝采用房柱式采煤法回收煤柱。

对于必须回收的煤柱,唐山矿采用长壁放顶煤综合机械化采煤法回收深部煤柱已经多次取得成功。

体(或局部煤体)应力状态的目的。煤体注水后,能够显著地改善能量释放过程中在时间上的稳定性和在空间上的均匀性。

华丰矿在煤层注水一定时间后,钻孔的煤粉量明显降低,基本上达不到危险煤粉量。地音监测结果也表明,注水后的煤体地音能率曲线起伏变化不大,说明煤体中的能量能够缓慢均匀地释放出来,达到了防止冲击地压的目的。

3. 开采解放层

开采解放层涉及到解放范围,厚度方向的解放范围以采厚的倍数 K_k 来表示,冒落法时 K_k 一般为 50~70(解放层位于有冲击危险的煤层下方)和 30~50(解放层位于有冲击危险的煤层上方)。解放层位于有冲击危险的煤层下方时,还涉及到上行开采的技术问题,即下部煤层的开采应既能起到松动卸压作用,又对上部煤层的结构不造成严重破坏,这取决于解放层的厚度和与被解放层之间的层间距。

下部煤层的开采对上部煤层的结构不造成严重破坏的判别方法如下^[44]。

(1) 比值判别法

当上下煤层的层间距与下煤层的厚度之比大于 7.5 时,下煤层开采后,一般可以在上煤层中正常掘进和采煤。

(2) “三带”判别法

当上位煤层位于下位煤层开采后形成的冒落带之内时,上位煤层的结构遭到严重破坏,无法进行开采;当上位煤层位于下位煤层开采后形成的冒落带之外裂隙带之内时,上位煤层的结构遭到中等程度破坏,采用一定技术措施后可以开采;当上位煤层位于下位煤层开采后形成的裂隙带之外时,上位煤层只发生整体移动,结构没有破坏,可以正常开采。

(3) 数理统计法

上下煤层的层间距 h 满足(3.5.1)式时,下位煤层开采后上位

煤层可以开采。

$$h > 1.14M_{\text{下}} + 4.14 + M_{\text{上}} \quad (3.5.1)$$

式中 h ——上下煤层的层间距, m;

$M_{\text{下}}$ ——下煤层的厚度, m;

$M_{\text{上}}$ ——上煤层的厚度, m。

为安全起见, 以上判别方法应同时使用, 出现矛盾时, 应综合分析后判定。

煤层超前松动爆破、顶板注水和顶板超前爆破卸载也是防范冲击地压的根本措施。

二、防范冲击地压的解危措施

解危措施属于战术性的和局部性的, 旨在对已经形成冲击地压危险或可能具有冲击危险的地段进行解危处理。我国已经发生过冲击地压的矿井多在浅部就实施过这些措施, 在深部仍需继续实施, 解危措施主要有松动爆破和卸载爆破。

松动爆破是利用炸药爆炸的力量, 增加和扩大煤岩体中的裂隙, 从而改变煤岩体的力学特性。

震动爆破是在应力集中区中借助于爆震波的影响, 人为诱发强度较小的冲击地压, 从而避免发生危害程度较大的冲击地压。

解危措施还包括大孔径钻孔卸压、煤层卸载注水和巷道卸压。

三、防范冲击地压的防护措施

防护措施是被动性的, 目的是在发生小规模冲击地压时, 尽量避免和减轻人员伤害或设备损坏。

现场观测表明, 煤层巷道发生冲击地压时, 巷道内的煤体多表现为层向整体滑移, 位移可达数米。顶板坚硬时, 冲击后顶板无明显破坏, 冲击时伴有强烈震动, 可将数吨至几十吨的物体掀起, 断面收缩率通常为 20%~30%, 严重时可达 70% 以上。这些特征对深井中有冲击地压危险的煤层巷道提出如下要求:

有足够的断面, 以适应中等以下冲击变形的要求, 采用高强度

可缩性整体支架,以适应大变形、强冲击的要求,有可靠的支架防失稳措施。

防范深井冲击地压必须采取根本措施,由于煤矿地质条件和生产技术条件的复杂性,更主要由于目前人们还不能够具体掌握发生冲击地压的时间和地点,因此,不可避免地要形成一些具有冲击危险的地段,因而解危和防护措施也是必不可少的。

四、深井冲击地压危险的预测预报

冲击地压危险的预测预报包括鉴别煤岩的冲击倾向和预测冲击危险程度。

采深较大的矿井都应做煤岩的冲击倾向鉴定。

冲击地压危险的预测预报方法分为四大类,分别是以钻屑法为主的岩石力学方法、以地音和微震监测方法为主的地球物理方法、地质动力区划方法和经验类比方法。这些方法在我国冲击地压矿井中都有过使用记录,在深井冲击地压的预测预报中,这些方法仍然需要使用。

第四章 煤矿深井采场矿压显现及其控制

第一节 采场矿压显现与采深关系的理论分析

采场矿压显现与采深关系的理论分析基于以下研究:

一、采场上方岩层结构和判别

1. 采场上方岩层结构

采用垮落法管理顶板的长壁工作面回柱放顶或移架后,采空空间上方的岩层依次垮落,从煤层底板到一定高度范围内形成垮落带和裂隙带。垮落带岩块间间隙较大,相互挤压不紧,不能形成传递水平力的力学平衡结构。垮落带之上的裂隙带岩层在其断裂、旋转、下沉及触研过程中,岩块间可以相互挤紧,能形成传递水平力的力学平衡结构。该结构可以把自身及上覆岩层的重量传递到采空空间周围的煤体及垮落带矸石之上,一端由煤壁支撑,一端由采空区垮落矸石支撑。

2. 裂隙带岩层和垮落带岩层的判别

当直接顶的厚度较大,能充填满采空区,满足(4.1.1)式时:

$$h \geq \frac{M}{K_s - 1} \quad (4.1.1)$$

式中 h ——直接顶的厚度,m;

M ——采高,m;

K_s ——直接顶的碎胀系数,取 1.33~1.5。

垮落带岩层由直接顶组成,其高度是 $\frac{M}{K_s-1}$,上面的直接顶和老顶已进入裂隙带,这种情况下老顶对采场的矿压显现影响不明显。

当直接顶的厚度小于 $\frac{M}{K_s-1}$ 时,其上的老顶分为三种情况^[45]:

老顶的分层厚度小于 5~6 m,在断裂、旋转和下沉过程中能形成传递水平力的力学平衡结构,称为裂隙带老顶。

老顶的分层厚度小于 5~6 m,在断裂、旋转和下沉过程中不能形成传递水平力的力学平衡结构,称为垮落带老顶。

老顶的分层厚度大于 5~6 m,称为厚层难冒老顶(这种老顶应采用注水或爆破方法超前工作面松碎或在采空区挑顶,被处理的部分可视为垮落带老顶),因这种老顶不具有普遍性,许多学者已进行过专门研究,此处不予考虑。

由已上老顶分类可知,垮落带岩层中一般有直接顶,也可能有老顶。当直接顶的厚度小于 $\frac{1}{K_s-1}$ 倍采高时,直接顶附近的老顶分层能进入裂隙带并形成力学平衡结构是有条件的。

能形成平衡结构的老顶岩层断块在进入裂隙带时,断块间传递水平力的挤压点要有一定的承压面积,使挤压面产生的摩擦阻力能承受老顶分层本身和上位岩层的重量,这要求裂隙带老顶的分层厚度要明显地大于其下自由空间的高度。当老顶的分层厚度只是等于或稍大于其下自由空间的高度时,断块间接触点的承压面积太小,易被压碎,是不能形成平衡结构的。

当直接顶的厚度小于 $\frac{1}{K_s-1}$ 倍采高和老顶的分层厚度小于 5~6 m 时,需要从下到上依次判别直接顶附近的老顶各分层是裂隙老顶还是垮落带老顶。从最不利的条件或保证安全的角度考虑,

当老顶的分层厚度大于其下自由空间高度 2m 时,该老顶分层已进入裂隙带。对于缓倾和斜倾煤层,可用(4.1.2)式^[45]判别老顶分层是垮落带老顶还是裂隙带老顶。

$$H_i \geq M - \left[\sum_{j=0}^{i-1} H_j(K_L - 1) + h(K_r - 1) \right] + 2 \quad (4.1.2)$$

式中 H_i ——由下而上第 i 层老顶的分层厚度, m;

K_L ——老顶及其附加岩层的碎胀系数, 取 1.15~1.33。

当(4.1.2)式成立时,说明第 i 层老顶已进入裂隙带,之下的 $i-1$ 层老顶是垮落带老顶,垮落带岩层的高度应为垮落带直接顶的高度和垮落带老顶的高度之和。

二、裂隙带老顶在触矸处的下沉量

裂隙带老顶在触矸处的下沉量可由(4.1.3)式计算:

$$\Delta = M - \left[\sum_{j=0}^{i-1} H_j(K_L - 1) + h(K_r - 1) \right] \quad (4.1.3)$$

三、采场围岩控制的基本原则

在以上采场上方岩层结构和判别的基础上,采场围岩控制的基本原则为:

采场支架(柱)的支撑力要能支撑住垮落带岩层的重量;

采场支架(柱)的可缩量要能适应裂隙带岩层的下沉。

由裂隙带岩层和垮落带岩层的判别计算式、裂隙带老顶触矸处的下沉量计算式及采场围岩控制的基本原则可知:

垮落带岩层的高度与采高、煤层附近岩层的碎胀系数和老顶的分层厚度有关,与采高成正比,与碎胀系数成反比,这些参数一定的情况下,垮落带岩层的高度是一定的。因而,作用在支架(柱)上的岩层重量大致是一定的,而与采深无关。

垮落带之上的第一层裂隙带老顶在触矸处的下沉量也与采深无关。因而,由于裂隙带老顶的下沉而引起的支架或未排支柱处的

下沉量大致是一定的,也与采深无关。

从支架(柱)承受的垮落带岩层的重量和裂隙带岩层的下沉来说,采深没有影响。

四、移动支承压力与采深的关系

由于悬顶的作用和裂隙带岩层在取得平衡前的下沉,长壁工作面煤壁前方的煤体除了要承受本身的上覆岩层重量外,还要承受裂隙带岩层传递来的采空区上方的一部分上覆岩层重量,在煤体内形成随工作面移动而移动的支承压力。煤体内的移动支承压力以原岩应力为基数,其绝对量随采深增加而增加,达到一定值后,长壁工作面煤壁前方出现极限平衡区如图 4.1.1 所示,严重的情况下煤壁出现片帮。在极限平衡区内任意 x 位置处按图 4.1.2 所示的关系建立平衡方程如(4.1.4)式^[43]:

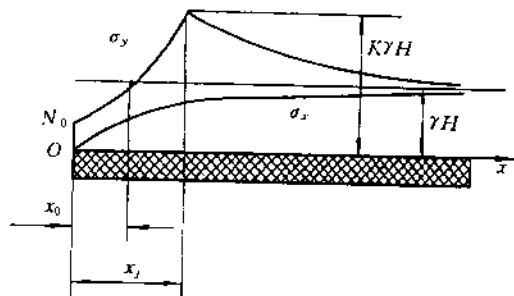


图 4.1.1 长壁工作面煤壁前方极限平衡区

x_0 ——应力降低区宽度; x_j ——极限平衡区宽度;

σ_y, σ_x ——铅直和水平应力分布; N_0 ——煤壁的承载能力;

K ——支承压力集中系数

$$M\sigma_x + 2f\sigma_y dx - M(\sigma_x + d\sigma_x) = 0 \quad (4.1.4)$$

式中 f ——层面间的摩擦系数。

近似认为 σ_y 和 σ_x 为最大和最小主应力,根据摩尔—库仑强

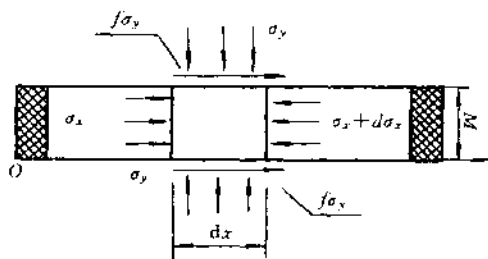


图 4.1.2 煤壁前方极限平衡区内受力状态

度准则:

$$\sigma_y = 2C \sqrt{\frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}} + \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \sigma_x \quad (4.1.5)$$

式中 C 、 φ ——煤体的内聚力和内摩擦角。

令

$$R_c = 2C \sqrt{\frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}}; R_\varphi = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}$$

(4.1.5)式变为:

$$\sigma_y = R_c + R_\varphi \sigma_x \quad (4.1.6)$$

$$d\sigma_y = R_\varphi d\sigma_x$$

联解

$$\begin{cases} 2f\sigma_y dx - Md\sigma_x = 0 \\ d\sigma_y = R_\varphi d\sigma_x \end{cases} \quad (4.1.7)$$

$$\sigma_y = Ae^{\frac{2xfR_\varphi}{M}} \quad (4.1.8)$$

式中 A ——积分常数。

设在 $x=0$ 处,煤壁的承载能力为 N_0 ,则 $A=N_0$,

$$\sigma_y = N_0 e^{\frac{2xfR_\varphi}{M}}, N_0 \leq \sigma_y \leq KYH \quad (4.1.9)$$

如图 4.1.1,在 $\sigma_y = KYH$ 处求解 x_j :

$$x_j = \frac{M}{2fR_\varphi} \ln \frac{KYH}{N_0} \quad (4.1.10)$$

设在极限平衡区内 $x=x_0$ 处, $\sigma_y=\gamma H$, 求解 x_0 :

$$x_0 = \frac{M}{2fR_p} \ln \frac{\gamma H}{N_0} \quad (4.1.11)$$

讨论:

极限平衡区宽度 x_j 和应力降低区宽度 x_0 与采深 H 、铅直应力集中系数 K 、采高 M 、煤壁承载能力 N_0 、煤体的内摩擦角 φ 以及层面间的摩擦系数 f 有关。

开采深度愈大, 开采影响愈剧烈和采高愈大, 极限平衡区宽度和应力降低区宽度愈大。在区段间按下行开采顺序的长壁工作面, 由于受侧向固定支承压力影响, 上端的极限平衡区宽度和应力降低区宽度要大于下端的宽度。

煤壁的承载能力愈高、煤层的内摩擦角愈大以及层间的摩擦系数愈高, 极限平衡区宽度和应力降低区宽度愈小。

煤壁的承载能力、煤层的内摩擦角以及层间摩擦系数大致是定值, 变化范围较小, 而开采深度是增加的, 因而, 极限平衡区宽度和应力降低区宽度主要受开采深度和铅直应力集中系数控制; 原岩应力 γH 与煤壁的承载能力 N_0 之差随采深增加必然要加大。

煤壁片帮深度正比于应力降低区宽度和极限平衡区宽度, 因而, 在其他条件一定的情况下, 随着采深增加, 煤壁片帮深度和范围以及机道附近无支护空间范围都将扩大, 甚至引发来自煤壁的采场冲击地压。

从移动支承压力与采深关系的意义上来说, 采深对采煤工作面的矿压显现有一定影响。

长期以来, 我国把“三量”, 即顶底板移近量, 活柱下缩量 and 支柱载荷作为普采工作面的矿压显现常规观测指标。反映采场矿压显现的指标还有端面冒高、顶板台阶下沉量、来压步距和煤壁片帮(深度和长度), 在较多的指标中, 顶底板移近量是最重要的指标之一。从理论上讲, 在地质条件、支护手段和支护质量基本不变的

表中的工作面埋深为运输平巷和回风平巷埋深的平均值,顶底板移近量和支柱载荷均为第五排支柱处的平均值(以下同),由对沿工作面推进方向上的三条测线长期观测后所得。

由表 4.2.1 可知:2212 与 1214 工作面在第 5 排支柱处的顶底板闭合量(平均值和不同测线在各观测排的最大值平均后的值)相差 5 mm 左右,与采深的关系不明显。浅部 2212 工作面的支柱载荷和来压步距均大于深部 1214 工作面的支柱载荷和来压步距,这与不同采区的顶底板岩性差异有关。

二、4 煤层工作面

4 煤层 2416 与 2419_采 工作面平均埋深相差 121.6 m,属同一采区,均采用单体液压支柱支护和 4~5 排控顶方式,排距和柱距均为 0.8 m 和 0.6 m,两个工作面的主要矿压显现参数(第 5 排支柱处)如表 4.2.2。

表 4.2.2 2416 和 2419_采 工作面的主要矿压显现参数

工作面	平均埋深/m	顶底板平均闭合量/mm	支柱平均载荷/ $\text{kN} \cdot \text{根}^{-1}$	来压步距/m	
				初次	周期
2416	751.4	193	120	23.4	14.4~15.2
2419 _采	873	178.3	147.3	24.2	12.8~13.6
备 注	2416 和 2419 _采 工作面支柱初撑力平均值分别为 43.1 kN/根和 42.1 kN/根				

由表 4.2.2 可知:2416 和 2419_采 工作面在第 5 排支柱处的平均载荷均未达到额定工作阻力的一半,后者比前者的支柱载荷高 23%,顶底板闭合量少 15 mm,工作面的初次来压步距几乎相等,周期来压步距略有减少。

三、11 煤层工作面

11 煤层 31112 和 31118 工作面平均埋深相差 300 m,属同一

采区,浅部 31112 和深部 31118 工作面分别采用金属摩擦支柱和单体液压支柱支护,排距均为 0.8 m,前者的柱距为 0.8 m,后者的柱距为 0.7 m。31112 工作面分段采用 3~4 排控顶方式和 4~5 排控顶方式,此处,仅对同为 4~5 排控顶方式的矿压参数进行对比。两个工作面的主要矿压显现参数(第 5 排支柱处)如表 4.2.3。

表 4.2.3 31112 和 31118 工作面的主要矿压显现参数

工作面	平均埋深 /m	顶底板闭合量/mm		支柱载荷/kN·根 ⁻¹	
		平均	最大值平均	平均	最大值平均
31112	585	126.3	133.5	155	219
31118	885	114.1	119.2	260.7	292.8

由表 4.2.3 可知:31112 和 31118 工作面在第 5 排支柱处的顶底板闭合量分别相差 12.2 mm 和 14.3 mm。由于深部使用了单体液压支柱,顶底板闭合量随采深增加有所减少。由于直接顶较厚,两个工作面的矿压显现参数在周期来压期间和在全部期间相差不大,来压强度不明显。

对比 2、4 和 11 煤层 6 个工作面的矿压观测参数,可以得出如下结论:

随着采深增加,第 5 排支柱处的顶底板平均移近量变化很小,在 2 煤层工作面增加了 4.5 mm,而在 4 煤层和 11 煤层工作面还略有减少。

第 5 排支柱承受的平均载荷与采深的关系不明显,无论在浅部还是在深部,支柱载荷增加后,顶底板移近量略有减少。

来压步距有减小的趋势。

现有支护条件下采深对采场矿压显现的影响在采场支护方面没有明显变化和增加。

从观测结果来看,因煤层和采区不同,第 5 排支柱处每米采高

的顶底板闭含量各有差异,在 5%~9% 的范围内变化,均小于 10%。

孙村矿采煤工作面煤壁片帮(无定量观测数据)随采深增加而加剧,且 2220_采 工作面(埋深 916~952 m)曾发生来自煤壁的冲击地压。

第三节 深井采场矿压控制特点^[46]

深井开采的采场矿压控制特点由深部采煤工作面顶板岩性的特点和可能发生的冒顶事故类型所决定。

一、深部采煤工作面顶板岩性特点

从主要调查的深井孙村矿、林西矿(1998 年生产水平和延深水平埋深分别为 890 和 1040 m)和旗山矿(1998 年生产水平和延深水平埋深分别为 730 和 880 m)的主采煤层顶板情况来看,随着采深增加,同一煤层的顶板岩层有逐渐变碎和强度降低的趋势。

随采深增加,孙村矿煤系地层中断层、裂隙、层理和节理逐渐发育,同层位的岩层,其分层厚度逐渐变薄,弱面增多,顶板悬顶长度逐渐减小,由不容易垮落变得容易垮落。—400 m 水平(埋深 600 m)以上的工作面,尤其是 2、4 煤层工作面其直接顶比较稳定,悬顶较大,初次放顶比较困难,有时需要强制放顶,采空区垮落的岩块块度也较大。—600 m 水平以下的工作面直接顶悬顶长度逐渐变小,埋深在 900 m 附近的 1418 和 1219 工作面基本上没有悬顶,回柱后直接顶立即垮落,顶板十分破碎,部分采段不得不铺金属网护顶。

林西矿煤系地层中同一层位的岩层随着采深增加总的变化趋势是:粒度逐渐变细,强度也有所降低。粗砂岩的厚度有变薄的趋势,灰色中粒细砂岩渐变为细砂岩和黑色粉砂岩互层,含砾粗砂岩

和灰黑色细砂岩渐变为黑色粘土岩和灰黑色粉砂质粘土岩。林西矿深部这种岩性的变化已使浅部为老顶的岩层在深部逐渐变为直接顶,因而周期来压及强度逐渐不明显和减弱。

旗山矿随采深增加,小断层明显增多,岩层逐渐变碎,与浅部相比,深部岩层变碎的明显标志是目前地面排放的矸石块度明显变小,已没有较大的块度。

二、深井开采的采场矿压控制特点

采场冒顶事故按机理可分为压垮型、推垮型和漏垮型^[45],无论是在浅部还是在深部,采场支护参数都应当按照防压、防推和防漏的要求设计。在顶板变碎的情况下,深井采场出现漏垮型冒顶事故的可能性加大,因而深井采场除了要防治压垮型和推垮型冒顶事故外,必须加强对漏垮型冒顶事故的防治。

综采工作面防治漏垮型冒顶事故主要在于支架选型,要选用端面距不太大且又能及时支护的支架。当垮落带只有直接顶时宜选用掩护式支架,当垮落带中既有直接顶又有老顶时宜选用支撑掩护式支架。在生产中要保证掩护式和支撑掩护式支架有足够的初撑力。

由于单体液压支柱初撑力高,工作特性好,能够通过自身来防治复合顶板条件下的推垮型冒顶事故,因而深井普采工作面中应使用单体液压支柱支护,并要保证支柱有足够的初撑力和支护系统刚度。

防治漏垮型冒顶事故在于提高支柱的密度,背严背实顶板,把直接顶护好。在顶梁长度一定的情况下,支柱的密度由柱距而定,防治压垮型、推垮型和漏垮型冒顶分别需要不同的柱距,最终确定的柱距应是这些柱距中的最小值。

防治漏垮型冒顶事故所需的柱距不能由计算而只能由经验得出。在顶板比较破碎的情况下,考虑背顶材料的强度,防治漏垮型冒顶事故所需的柱距不宜大于 0.7 m,林西矿深部多数工作面的

柱距已下调到 0.5~0.6 m。除了要缩小柱距外,防治漏垮型冒顶还可以分别或同时采取以下措施:用撑棍和竹笆或荆条背顶;铺网;沿推进方向上加 π 型长钢梁配合单体支柱护顶;加贴帮柱;预掏梁窝;注浆加固煤壁前方的顶板。

防治漏垮型冒顶很大程度上要防治出现局部冒顶,由于煤壁片帮深度和范围随采深增加而增加,煤壁附近无支护的机道上方和工作面上下出口处容易出现局部冒顶,这些地方更应加强支护。

主要结论

结合《矿区深部开采技术与合理开采深度》和《新汶煤田东部深井开采技术与开发战略》的课题研究,以新汶煤田东部深井为重点,以其它矿区深井开采的经验为依托,研究了我国煤矿深井开采的巷道矿压、采场矿压和冲击地压随采深增加的显现规律及相应的矿压控制技术,得出以下主要结论。

(1) 从矿山力学的基本原理考虑,采深加大,原岩应力和以原岩应力为基数的支承压力绝对值增大。采深对巷道影响的本质是应力对巷道的影响。开采对巷道影响的本质是支承压力形成的高应力对巷道的影响。

(2) 通过流变数学方法力学模拟和理论分析表明,巷道的变形破坏既取决于围岩的应力,又取决于围岩自身的力学特性。

一流变已成为深井巷道变形的主要特征。随着采深增加或受开采影响,巷道周边与时间有关的径向位移逐渐由随时间增长而衰减的粘弹性变形过渡到随时间增长而线性增长的粘塑性变形,进而发展到比较接近实际岩体的非连续介质碎胀变形。

一开采影响加速了巷道粘塑性变形的启动。达到一定采深后,巷道周边围岩应变要达到临界应变 $[\epsilon]$,出现非连续介质的变形。随着采深增加或随时间延续或受开采影响,达到临界应变的范围要逐渐扩大,形成松动碎胀变形圈。

一松动碎胀圈外巷道围岩的粘弹性和粘塑性变形组成的连续

介质变形和松动碎胀圈内非连续介质的松动碎胀变形都是采深、开采影响和时间的函数,深井巷道总的变形量是这两部分变形之和,采深愈大,开采影响愈剧烈,服务时间愈长,总的变形破坏愈严重。

采深一定的条件下,剪切弹性模量、粘滞系数和岩石的内聚力愈小,松动碎胀变形圈半径愈大。

围岩的节理裂隙愈发育,支架提供的支护力愈低,巷道周边围岩单位体积的碎胀系数愈大,松动碎胀圈内非连续介质的变形愈大。

(3) 大量现场实测及调查研究表明,深井开采煤层群时,上覆首采煤层的回采巷道维护最为困难,由于受侧向固定支承压力影响,区段间按下行开采顺序的回风平巷维护难度最大。

据实测数据统计分析,回采巷道变形参数 v_0 、 u_0 、 U_0 和 $u_{\text{本}}$ 多为采深的二次函数,在浅部接近线性,超过一定深度后增加较快。增长速度则随顶底板岩性、煤层强度、厚度及煤柱宽度的差异而有所不同。

(4) 掘进和布置方式以及煤柱宽度在很大程度上决定了深井工作面回风平巷的维护状况。埋深接近和超过 700 m 后,受相邻工作面移动支承压力影响,双巷掘进的回风平巷(煤柱宽 15~20 m)必须大修。

埋深接近 600 m 后,留 10~20 m 宽的煤柱单巷掘进,回风平巷位置接近侧向固定支承压力峰值位置,掘进期间维护就相当困难,埋深接近 900 m 后,一部分这样布置的巷道掘出后未投入使用就不得不废弃。

深井工作面采空区边缘的煤体中存在着较小范围的应力降低区,在没有采空区自然发火、一氧化碳超限和积水问题的深井工作面回风平巷应完全沿空掘巷,有这些问题的深井其煤柱宽度不宜超过 5 m。

回风平巷完全沿空掘巷,一般情况下顶板和煤帮较破碎,宜用可缩性框式支架支护,特殊情况下若围岩仍存在锚网、锚带或锚喷支护条件时,应优先考虑采用。

(5) 开拓和准备巷道受支承压力的影响程度与巷道位置和开采部署直接相关。巷道位置决定巷道围岩的强度和巷道位置处实体岩层中应力集中程度,开采部署决定支承压力作用时间和程度。

在岩石力学特性测试、应力场模拟、井下大量实测和理论分析的基础上,针对孙村矿的条件,采用流变经验方法,考虑采深、开采影响和围岩强度,建立了不同采深—应力状态下巷道围岩变形速度和变形量的关系式。

原岩应力作用下巷道围岩变形速度:

$$v=0.345C^2-0.1074C+0.0214$$

移动支承压力作用下巷道围岩变形量:

$$u=935.71C^2-884.19C+306.54$$

固定支承压力作用下巷道围岩变形速度:

$$v=0.8202C-0.382$$

利用这些相关关系,可以分析开拓和准备巷道变形破坏随采深变化的规律,指导深井延深中巷道布置与开采部署,预测巷道在深部的变形。

(6) 深井开拓和准备巷道矿压控制应从设计时开始,通过巷道布置和开采部署改变开采边界条件来达到降低有效载荷系数 C 和缩短固定支承压力作用时间的目的,并要配合适当的支护。

能够沿层布置的开拓巷道要布置在强度高、厚度大和整体性强的岩层中。

减少开采影响。深部布置在砂岩类岩层中能够沿层布置的开拓巷道与首采煤层的垂距至少要大于 $35\sim 40\text{ m}$,随着采深加大或岩性变差,垂距还应加大。

上下山的布置原则同开拓巷道,因服务时间相对较短,垂距和

岩性的要求可略放宽。

缩短固定支承压力作用时间。对具备跨采条件且服务时间较长的斜井、井底车场、大巷及上下山,可考虑在两侧固定支承压力形成前将上部的煤层顺序采掉。为降低移动支承压力影响程度,有条件时跨采工作面开切眼位置可布置在被跨采井巷附近,在初次来压之前跨过这些井巷。

对于岩性无法选择,正常开掘后不采用特殊措施将承受较大变形破坏的重要井巷,如绞车房;或者具备掘前预采条件的巷道,如可以分段开掘的回风大巷可考虑掘前预采的开采部署。

(7) 深井开拓和准备巷道服务时间较长,总的变形量大,变形特征对支架的初撑力、增阻速度和可缩量要求更高。

锚喷类支护有改善围岩本身力学特性的作用,多数情况下能对围岩提供一定的初锚力,支护效果取决于改善围岩力学特性的程度;单纯的锚喷支护可缩量也较小,预计受动压影响较小且围岩强度高、厚度大和整体性强时仍可使用;锚网喷支护有较强的抗动压特性,深部巷道成巷时应优先考虑,并要提高锚杆的初锚力和整体强度;一些跨度大、难维护且又重要的地点可考虑采用锚索支护。

U 型钢支架有较大的可缩量,连结件应进行调质处理和改进,在开拓和准备巷道中使用时壁后宜采用泵送材料整体充填。

对于必须穿越软岩或破碎带的(如石门类巷道)开拓和准备巷道,宜用锚网喷与 U 型钢支架或锚网喷与锚索联合支护。

(8) 与巷道围岩变形规律相一致,深井开拓和准备巷道的维护费单价随采深增加而增加,其增加速度与布置、开采形成的边界条件和用途有关,在巷道布置和开采部署大致相同的条件下,孙村矿开拓和准备巷道的维护费多具有采深的二次函数的特性。其常数系数则随巷道类别、用途及形成的开采边界条件不同而不同。

(9) 冲击地压都是在高应力下发生的,除采深外,其它有助于

形成高应力而引发冲击地压的因素有厚层难冒坚硬顶板、地质构造应力和柱式体系采煤法,这些因素比较突出或同时存在时,深井中的冲击地压强度和频次都要增加。

深井重力型冲击地压多与开采引起的支承压力有关,在移动支承压力和固定支承压力峰值叠加区中开掘巷道,在固定支承压力峰值区中开掘巷道以及采用柱式体系采煤法开采或回收煤柱是发生深井重力型冲击地压的根本原因。

有冲击地压危险的深井必须实施合理开采部署这一根本措施,冲击地压严重的深井,还应采取其它根本措施。

(10) 理论分析和实测表明,采场支架(柱)承受的垮落带岩层重量和末排支柱承受的裂隙带老顶的下沉是一定的,只与采高、煤层附近岩层的碎胀系数和老顶的分层厚度有关,而与采深无关。因而在支护手段和质量一定时,采深对采场矿压显现的影响在采场支护方面不明显,而煤壁片帮和与之有关的端面冒高随采深增加而增加。

值得注意的是作者调查的一些深井,其主采煤层顶板有随采深增大而逐渐变碎,裂隙逐渐发育,粒度变细,分层厚度变小的趋势,导致悬顶变小,周期来压变的不明显,顶板出现漏垮型冒顶事故的可能性加大。因此,深部必须加强对漏垮型冒顶事故的防治。

(11) 针对新汶矿区东部深井和孙村矿的具体条件,应用作者研究提出的矿压显现规律和控制技术及实施方案,在改善深井作业环境、保障安全生产、降低吨煤成本以及增加资源回收方面取得了满意的效果,初步验证了作者研究成果的正确性和可行性。

煤矿深井开采的矿压问题错综复杂,我国在这方面的实践和理论研究刚刚开始。规律的普遍性有待于在更多的深井矿区验证。流变参数的确定、与时间有关的三维应力场计算、不同条件下的支承压力分布规律等理论研究以及岩性随采深变化的理论研究仍需要深入,深井矿压控制的任务更是任重而道远。

参考文献

- [1] 刘听成. 苏联煤矿深井巷道矿压显现的研究. 井巷地压与支护, 1989(2)
- [2] 张占荣等编译. 国外煤矿深部开采的有关问题及解决的技术途径(一), 矿业译丛, 1988(1)
- [3] 陈炎光, 陈冀飞主编. 中国煤矿开拓系统. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1996
- [4] 徐永圻主编. 中国采煤方法图集. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1990
- [5] 贡东风, 刘听成. 煤矿开采深度现状及发展趋势. coal 煤, 1997(6)
- [6] 任福康. 软岩巷道地压与支护. 煤炭科学技术, 1989(10)
- [7] 杜计平, 姜学云, 卢喜庸等. 孙村矿深部开采井巷变形破坏规律的研究. 新汶煤炭科技, 1994(2)
- [8] 赵本均主编. 冲击地压及其防治. 北京: 煤炭工业出版社, 1995
- [9] 国外煤矿介绍. 西德高产高效矿井. 世界煤炭技术, 1988(2)
- [10] 贺永年. 苏联深井建设技术现状. 世界煤炭技术, 1989(6)
- [11] 煤炭科学技术情报研究所. 苏联煤炭工业现状与 2005 年发展远景. 煤炭经济与科技动态, 1991(1)
- [12] 煤炭科学技术信息研究所. 我国与国外煤矿平均能力的比较. 煤炭经济与科技动态, 1996(15)
- [13] 煤炭科学技术情报研究所. 俄罗斯联邦煤炭工业. 煤炭经济与科技动态, 1992(18)
- [14] (苏)K. B. 柯谢列夫, Ю. A. 别特连柯, A. O. 诺维科夫(崔梦

- 根译). 巷道的保护与维修. 徐州:中国矿业大学出版社,1991
- [15] W. Kamme (杜公民译). 深度到 1600m 的开拓和准备巷道设计基础. 井巷地压与支护,1989(2)
- [16] W. 卡默尔. 计算机程序在回采巷道移近量计算和支架设计中的应用. 井巷地压与支护,1985(3)
- [17] 贾敬新. 德国支护技术的特点. 徐煤科技,1997(4)
- [18] K. H 库赛尔. 在大巷和顺槽中采用复合支护的钻爆法掘进. 世界煤炭技术,1987(11)
- [19] H. 伊乐斯贝尔格. 关于液压支架和岩层控制的学术报告. 煤炭科研参考资料,1985(3)
- [20] 张万斌,王淑坤,吴耀焜. 冲击地压及其防治(刊授教材第四册). 北京:《世界煤炭技术》编辑部,1987. 5
- [21] 范广勤. 岩土工程流变力学. 北京:煤炭工业出版社,1993
- [22] 陈子荫. 围岩力学分析中的解析方法. 北京:煤炭工业出版社,1994
- [23] 温大维. 采区巷道围岩变形与预计. 第三届煤矿采场矿压理论与实践讨论会论文汇编,1986
- [24] 杜计平,张先尘,陈传海. Regularity of Strata Behaviors of Tailentry of Longwall Face in Deep Colliery. Journal of China University of Mining and Technology. 1999(1)
- [25] 李跃钦. 开滦矿区回采巷道维护费用的研究. 硕士论文,中国矿业大学,1988
- [26] 李成栋,李延芳. 大断面综采巷道条件下的沿空留巷. 无煤柱开采技术经验及论文汇编,煤炭科研参考资料,1982(3)
- [27] 张久生,张芜. 高水泵送充填留巷技术在唐山矿的推广使用. 开滦科技,1995(1)
- [28] 杜计平,张先尘,苏景春等. 煤矿深井开采的矿压控制. 第六届全国采矿学术会议论文集,1999. 10,中国矿业,Vol8

- [29] 杜计平,翟新献. 支承压力作用下深部井巷的变形规律. 矿山压力与顶板管理, 1994(4)
- [30] 杜计平,姜学云,钱鸣高等. 有效载荷系数 $K\gamma H/[\sigma]$ 在孙村煤矿深部开采中的应用. 岩石力学与工程学报. 1994(4)
- [31] 杜计平. 长壁工作面煤体内应力模型实验. 岩土工程学报. 1994(1)
- [32] 杜计平,张先尘,左秀峰等. 深井巷道维护费与采深的关系. 煤炭学报, 1999(3)
- [33] 杜计平,姜学云. 煤矿深部开采的开拓巷道变形破坏模型及布置的研究. 第二届全国青年岩石力学与工程学术研讨会论文集. 北京:中国科学技术出版社, 1993
- [34] 杜计平,翟新献,闫德广. 孙村矿-600 m 水平东大巷 U 型钢可缩性支架卡缆螺母扭矩抽查结果. 新汶煤炭科技, 1995(1)
- [35] 杜计平,张先尘,田昌栋等. Deep Colliery Pressure Bumps and Its Preventions Under the Action of Abutment Pressure. JOURNAL OF COAL SCIENCE (ENGINEERING (CHINA)), 1999(1)
- [36] 杨增夫. 冲击地压的预防. 江苏煤炭, 1995(1)
- [37] 李国刚. 唐山矿五八煤层冲击地压预测预报. 矿山压力, 1986(1)
- [38] 芦子干. 浅析北京矿务局冲击危险煤层冲击地压成因和控制. 煤矿冲击地压防治技术座谈会资料选编, 煤炭部矿山压力科技情报中心站, 1981. 8
- [39] 李信. 天池煤矿冲击地压发生条件的初步分析. 煤矿冲击地压防治技术座谈会资料选编, 煤炭部矿山压力科技情报中心站, 1981. 8
- [40] G. 布霍依诺(李玉生译). 矿山压力与冲击地压. 北京:煤炭工业出版社, 1985. 7

-
- [41] 左永全. 煤柱工作面冲击地压的防治. 矿山压力, 1989(1)
- [42] 李信. 四川省煤矿冲击地压的发生与治理. 煤炭工程师, 1986(1)
- [43] 钱鸣高, 刘听成. 矿山压力及其控制(修订本). 北京: 煤炭工业出版社, 1991. 3
- [44] 汪理全, 李中频. 煤层群上行开采技术. 北京: 煤炭工业出版社, 1995. 8
- [45] 岑传鸿, 高存宝, 杜计平. 论预防冒顶事故的采场顶板控制. 中国矿业大学学报, 1996(2)
- [46] 杜计平, 张先尘, 贾维勇等. 煤矿深井采场矿压显现及其控制特点. 中国矿业大学学报, 2000(1)