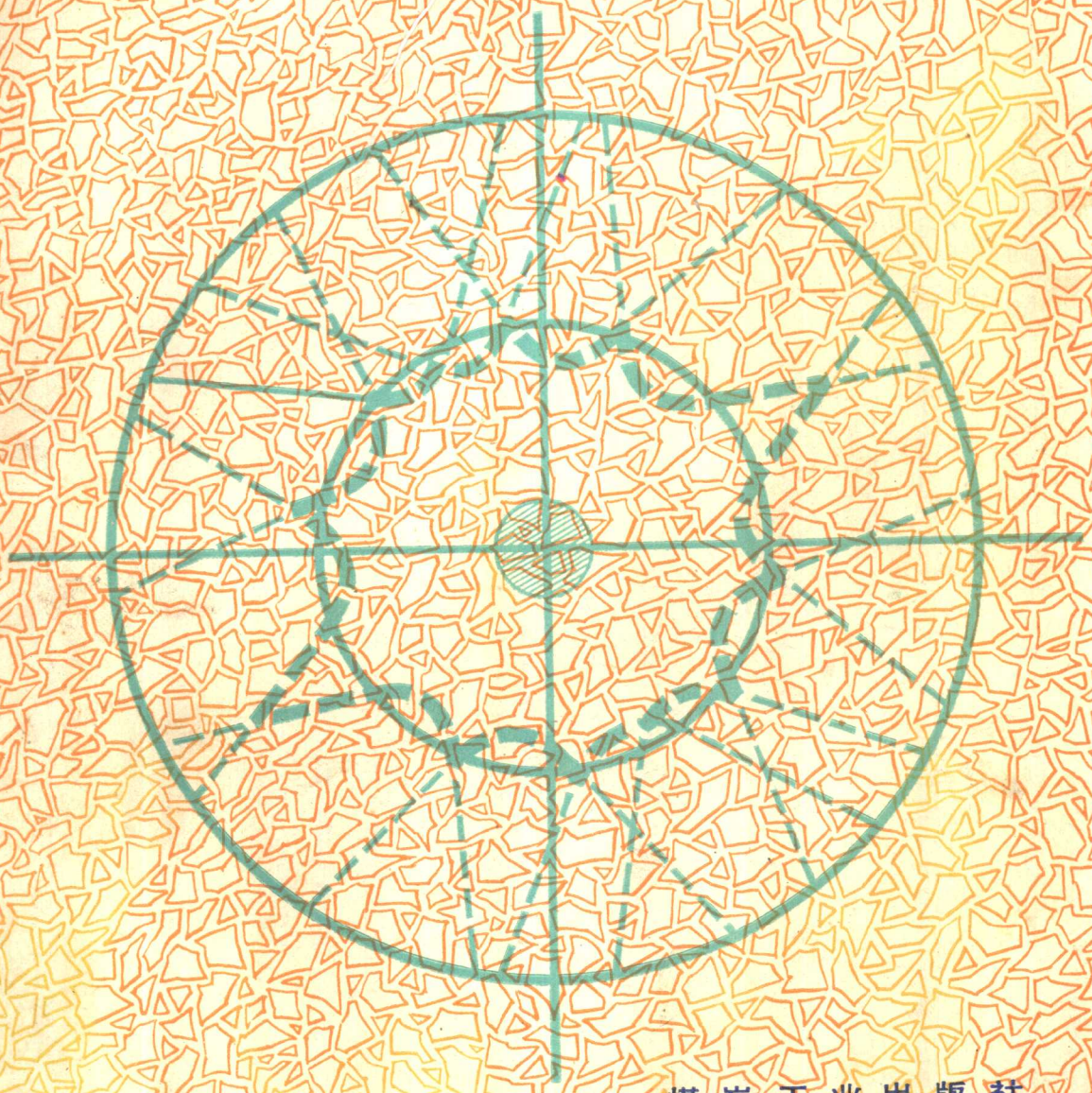
〔西德〕O·雅各毕等 编著

实用岩层控制

上册

黄阿毕等 译



煤炭工业出版社

SHIYONG YANCENG KONGZHI

实用岩层控制

上　册

〔西德〕 博士、工程师 奥斯卡·雅各毕编著
博士、工程师 乔治·爱维林以及
工程师 南尼·布施曼、
博士、工程师 威廉·果彻、
工程师 汉斯·黑尔维希、
博士 黑尔曼·依乐斯贝尔格、
工程师 维尔纳·尤布特、
工程师 维里·卡默尔、
顾问 波多-维尔纳·雷兹参予编写

黄阿毕　等译
王定衡　涂继正　校订

煤炭工业出版社

内 容 提 要

《实用岩层控制》是德意志联邦共和国埃森烟煤协会矿井支护和岩石力学研究所的奥斯卡·雅各毕等编著的。本书系统地总结了这个研究所近几年的研究成果，反映了该所在岩层控制方面所达到的最新水平。

本书系统地阐述了岩层压力的基本概念，以及如何确定岩层压力的大小及其分布；详细介绍了岩层压力的现场实测方法和实验室模拟方法；对大冒顶、片帮和岩石突出的防止与处理措施也都做了扼要介绍。

本书的特点是比较实用。

本书可供煤矿生产、设计、矿山压力研究等单位的工程与科技人员以及煤矿院校的教师参考。对其它采掘工业的科技人员也都适用。

Von Dr-Ing Oskar Jacobi
PRAXIS DER GEBIRGSBEHERRSCHUNG
Verlagglückauf Gmbh·Essen·1976

*

实 用 岩 层 控 制
上 册
黄阿毕 等译 王定衡 涂继正 校订

*

煤炭工业出版社 出版
（北京安定门外和平北路16号）
煤炭工业出版社印刷厂 印刷
新华书店北京发行所 发行

*

开本787×1092 1/16 印张 15
字数 347 千字 印数 1—3,000
1980年12月第 1 版 1980年12月第 1 次印刷
书号15035·2283 定价1 90元

序

德意志联邦共和国的采矿技术是比较先进的，而且以风格独特为世所称，她的采矿科学研究工作也同样反映了这一特色。

埃森岩石力学矿山支护研究所是德意志联邦共和国有名的采矿科学研究所之一。这个研究所拥有较多高水平的采矿科学家，负责该所岩层控制研究工作的奥斯卡·雅各毕工学博士，就是一位在国际采矿科学界享有盛望的专家。O·雅各毕博士首创的“生产长壁工作面矿压观测方法”与“生产巷道矿压观测方法”无论在理论上或方法上都迥然不同于一般的矿压观测方法，这一方法独特之处就在于它的理论新颖，方法简单，图象生动，对比鲜明，它以大量的观测数据作为分析的基础，并经受了实践的检验，富有说服力。这一观测方法自1975年在我国阳泉矿务局一矿开始应用于一个掩护支架和垛式支架混合长壁工作面，对这两种支架在破碎顶板下的支护效果进行了比较，并对掩护支架的架型设计进行了鉴定，取得了较好的结果。从此时起，这一观测方法开始为我国采矿界与煤矿技术界所重视，并且日益得到推广。此外，该研究所所应用的相似材料模型方法亦以其模型材料的取材与配方的新颖、模型技术的先进，而为国际采矿科学界所称道。

《实用岩层控制》一书的内容集中反映了埃森岩石力学矿山支护研究所以O·雅各毕博士为首的岩层控制研究工作者近二十年来的研究成果。在这一时期的重要研究报告，公开发表过的或未发表过的，几乎都已汇集在本书中，并按题加以论述。本书是迄今为止所见到的岩层控制书籍中一本较好的、权威性著作。本书不仅具有学术价值，而且具有应用价值。本书是从事综合机械化采煤生产技术与科学研究人员所需要的一本手册性的工具书，也是矿业院校有关专业师生的教学与科研参考书。

最为难得的是本书的编著者O·雅各毕博士1979年秋应中国煤炭学会与北京煤炭科学研究院的邀请来我国讲学，就是在这个时候，本书正在进行译稿最后的校订工作。本人曾经作为1975年在阳泉矿务局一矿时四川矿业学院采矿系采煤教研室阳泉课题小组矿压组的成员，从事对本文所述的矿压观测方法的介绍、应用和观测人员的培训工作；此次又有机会参加O·雅各毕博士在我国的全部讲学活动，因而得以就本书内容向O·雅各毕博士请教，极获裨益，这对本书最后的校订工作帮助很大。

本书是由北京煤炭科学研究院黄阿毕等年青翻译工作者翻译、冶金工业部矿冶研究总院工程师涂继正校订的。本人参与了本书最后的校订工作。由于本人水平所限，校订工作可能还会有不少缺点和错误，敬希读者指正。

王定衡

一九七九年十二月二十日

原　序

多年以来在岩层控制这一领域内开展了大量的研究工作，取得了有益的新认识。通过建立在对于许多现象和关系在定性和定量的了解上，开辟了岩层控制新的途径，研制出一批用于采矿技术的新仪器。

因此有必要总结一下目前已经达到的水平。这样就可以为从事生产工作的工程师提供解决问题的参考资料，可以帮助大学生熟悉岩层控制这一专门领域，也可使从事科研的工程师依靠当代技术知识的汇集做为今后科研工作的基础。

岩层控制对煤炭开采的重要性将越来越为人们所认识。随着开采向着更加深部发展，岩层压力将不断增大。现代化的开采设计要求对煤层进行大面积与集中化的开采。开采围岩破碎的煤层时岩层压力的影响更加剧烈；为消除由于岩石压力造成的巷道断面变得狭小以及为了克服越来越贵的因冒顶而需从事的手工劳动费用；随着采煤工作面的高度机械化，受岩层压力的影响的敏感程度亦与之具增；由于开采设备的投资相当费钱与工作面的产量不断提高，不允许由于岩层控制的不当而造成生产停顿。

因为岩层控制不当会导致经济损失。因此，对开采和支护设计的可靠程度今后应提出更为严格的要求。由于从提出设计到投入使用的周期越来越短，因此对于研制支架、采掘机械和开采方法要更加有的放矢。岩层控制所出现的困难从一开始就应加以排除。

西德煤矿每年开采的煤层面积达40多平方公里，掘进的巷道长度约600公里。对于这种不断增大的这一部分工程量准确地从定性、定量方面了解岩层压力对井巷的影响数值是必不可少的，对于在岩层控制方面预期会出现的问题要求迅速而准确地加以了解，并且在开采设计中就应该把它考虑进去。

岩层控制这一技术，开始是从经验性的技术而后发展成为当前系统的工程技术的。在F·斯普鲁斯就是在这方面的一位杰出开拓者。本书阐述了应用岩石力学迄今所取得的与理论相一致的成果。它对于从事计划、指导生产或设计工作的工程师来说是设计岩层压力小的开采布置，开采前定出有压力的地带以及了解、测量与克服各种岩层压力的问题和进一步发展矿山支护的有力工具。这一工具必须不断适应煤层赋存条件的变化以及开采技术、生产安全和经济的发展。这就要求在今后应不断从事科学研究和发展工作。

本书由埃森采矿研究公司的一个部门——矿井支护与岩石力学研究所汇编而成。为使这部著作更为具有实用价值，硬煤协会的矿井支护与岩石力学专业委员会自始至终对研究所的这一工作进行了鼓励、指导和核查。

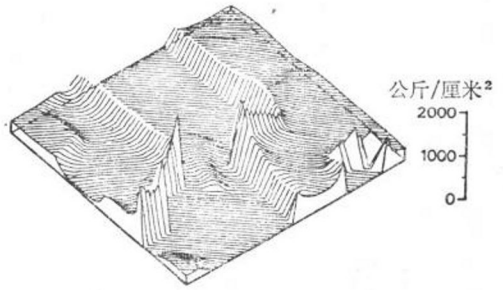
本书也考虑了德国以外邻国的研究所在这一方面的有关研究工作，其中特别是比利时、法国、英国和荷兰的研究工作。欧洲共同体范围内所进行的愉快的密切合作使我们有可能经常性地进行经验和知识的交流。

衷心地感谢对这一工作的所有参与者所作的供献。

愿本书对采矿工作者更好地认识、防范与控制岩层压力活动有所助益。

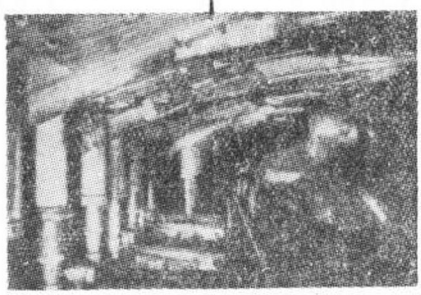
格罗托夫斯基

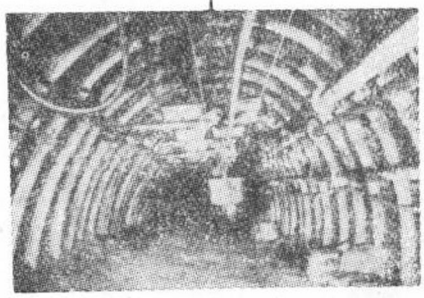
分章



第一章　岩层压力

哪里是岩层的高压力带？哪里是低压力带？怎样设计一个岩层压力低的开采方案？





第二章　工作面矿压显现

第五章　巷道矿压显现

在岩层压力下岩层是怎样破碎的？破碎的岩石块体如何运动？如何控制这种运动？这种运动使岩层与支架的相互作用如何？

第三章　长壁工作面顶板冒落洞穴率

第六章　巷道变形

如何在生产进行中观测长壁工作面顶板的破坏过程和巷道变形，这些量有多大？它们是由哪些影响决定的？支架的影响有多大？

第四章　长壁工作面支架

第七章　巷道支架

现代化的长壁工作面支架与巷道支架的特征、使用范围与特性参数为何？为满足采矿技术对岩层控制的要求，应如何进一步发展支架？

目　录

序

原序

第一章　岩层压力……1

第一节　什么是岩层压力和矿压显现……1

（一）基本概念……1

（二）低岩层压力……3

（三）高岩层压力……3

（四）采区边界线和残留煤柱的影响……5

（五）本节（一）到（四）的结果……5

第二节　如何确定岩层压力的大小及其在矿山地下结构的分布？……6

（一）根据量测确定岩层压力的分布……6

（二）根据量测确定充填体压力……7

（三）根据G·爱维林与A·G·迈尔的方法建立计算模型与调整测定结果的校合……9

（四）有压力岩层：绘图机绘制的单煤层与四煤层回采的压力分布图……11

（五）做为设计基础的计算机表示法……13

（六）布罗纳确定岩层压力的方法……15

第三节　检验：计算所得的岩层压力与在长壁工作面测得的顶板冒落洞穴面积…19

（一）算得的岩层压力和测得的长壁工作面顶板冒落洞穴面积……19

（二）计算出的岩层压力与量出的顺槽顶底板会合量……20

（三）矿井设计中应用岩层压力计算模型的建议……22

（四）应用岩层压力计算模型进行支护设计实例……23

第四节　开采推进对岩层压力有哪些影响，它的值有多大？……25

（一）初采时贴长壁工作面煤壁前方岩层压力的变化……25

（二）顺槽纵向岩层压力的变化……26

（三）在残留煤柱下开采时顺槽纵向岩层压力的变化……27

（四）开采边界线极大压力下的顺槽……28

第五节　倾斜煤层中的岩层压力……29

（一）在残留煤柱下方的采煤工作面和顺槽……29

（二）上方有多处采掘的石门的受压和卸压……31

（三）石门应力的对比方法……33

第六节　开拓巷道和采准巷道回采和掘进时的岩层压力……35

（一）回采区和巷道之间的煤柱……35

（二）煤柱中间的平巷……36

（三）采区边界线下部的巷道……37

（四）在“凸出”煤层角下方的平巷……39

（五）煤柱下部的平巷 ……40
第七节　开采边界线下方的长壁工作面 ……42
（一）与巷道平行的开采边界线 ……42
（二）与长壁工作面平行的开采边界线 ……43
第八节　开采边界线和残留煤柱下部的顺槽 ……44
（一）与巷道平行的开采边界线 ……44
（二）“凸出”煤层角 ……47
（三）与巷道平行的残留煤柱 ……48
（四）与长壁工作面平行的开采边界线 ……49
（五）与长壁工作面平行的残留煤柱 ……51
第九节　超前或落后于长壁工作面掘进的顺槽：长壁工作面端头处的应力多大？沿顺槽的岩层压力怎样增高的？ ……53
（一）上方有或无平行于巷道的煤柱时的长壁工作面和长壁工作面端头 ……53
（二）无开采边界线时顺槽的应力 ……54
（三）开采边界线下方顺槽的应力 ……56
第十节　在什么条件下保护（煤）层减轻了岩层压力，减轻到什么程度？ ……57
（一）开采边界线起保护作用的条件 ……57
（二）残留煤柱上方或下方的保护层 ……59
第十一节　对设计的建议 ……60
（一）在制定开采设计时对岩层压力的考虑 ……60
（二）P·施塔森关于平巷低压位置的理论 ……63
（三）E·斯库达有关开采设计、进行回采和支护的若干意见 ……66
（四）设计实例1：石门上方的保护层与方案比较 ……70
（五）设计实例2：宽煤柱内的大巷及采用仰斜和沿走向进行上部回采的比较 ……72
第十二节　压力测定仪器 ……72
（一）压力测定方法和压力测定仪器 ……72
（二）煤层用压力计（Cerchar） ……76
（三）充填体用的压力计（Cerchar） ……77
第一章总结·展望 ……78
第二章　长壁工作面的矿压显现 ……80
第一节　破断的类型和形状 ……80
（一）分离破断和剪切破断的图象 ……80
（二）破断的种类 ……80
（三）长壁采煤工作面岩层的破断形式 ……82
（四）岩石试样、模型试验和井下岩层中的破断种类和破断形式 ……83
第二节　裂缝组是怎样区分的？什么样的破断运动能使裂缝组闭合？ ……87
（一）裂缝组图象 ……87
（二）模型试验中出现的R2裂缝顶板冒落洞穴 ……88
（三）裂缝组和破断运动的分类 ……89
（四）楔形破断机理 ……93
（五）楔形破断的形成 ……94
（六）楔形破断的扩展 ……94

第三节　初始开采的长壁工作面：在什么样的破断形式下有发生危险的可能？……95
（一）初始破断图象……95
（二）初始开采之前和以后的破断形状……96
（三）有危险的和无危险的未填满的冒落空洞……97
（四）初始破断和处理措施……98
（五）杠杆式破断……99
第四节　正在开采的长壁工作面：支架支撑力如何作用于顶板？……100
（一）支架支撑力低或高时顶板的自撑能力……100
（二）支架支撑压力和顶板裂缝……101
第五节　周期压力：直接顶水平支撑的作用……102
（一）拱形支撑和周期压力……102
（二）周期来压的大小和频率……103
第六节　顶板台阶下沉：在什么情况下出现？……104
（一）台阶下沉顶板的图象……104
（二）造成顶板台阶下沉的可能原因：有坚固岩层和岩层压力低……105
（三）顶板台阶下沉原因的分类……106
第七节　大冒落洞穴的形成、预防和处理……108
（一）大冒落洞穴图象、原因和防治措施……108
（二）用掩护支架克服冒顶……109
（三）沿长壁工作面煤壁垒砌矸石……111
（四）日本的经验……112
第八节　长壁工作面煤壁的缓慢卸压：煤壁片帮是造成顶板冒落洞穴的原因；防治措施……113
（一）现象、原因和防治……113
（二）用聚胺酯加固煤壁和围岩……114
（三）聚胺酯的粘结性能……115
第九节　上位顶板岩层：顶板岩层在长壁工作面后方是如何台阶下沉的？……116
（一）长壁工作面初采时破断的发展（模型试验）……116
（二）魏伯洞穴……118
（三）周期性破断（模型试验）……119
（四）长壁工作面上方的岩体运动……120
第十节　地质构造是怎样影响破断运动的？……122
（一）W·吉姆关于地质因素对破断运动影响的观点……122
（二）直接顶构造对破断运动的影响……123
（三）上位直接顶和层组的破断形式……124
（四）地质构造因素对破断运动的影响……126
第十一节　无或有弱面与分离面岩石的特性……126
（一）强度测定：井下的应用范围……126
（二）在实验室和井下进行的强度测定……127
（三）抗压强度、抗拉强度、摩擦系数……128
（四）煤系岩石的机械力学特性和矿物学特性之间的关系……129

（五）摩尔应力圆 …… 129
（六）三轴压力试验结果 …… 130
（七）岩体内分离面的测绘和岩石特性 …… 134
（八）弱面对岩层强度的影响 …… 135
（九）有节理材料的模型试验 …… 138
第二章总结·展望 …… 141
第三章 长壁工作面顶板的冒落洞穴率❶ …… 143
第一节 生产长壁工作面观测：监视顶板管理和冒顶原因的一种简易方法 …… 143
（一）生产长壁工作面的观测 …… 143
（二）单体支柱和自移支架生产长壁工作面观测和观测结果的即时分析 …… 144
（三）用于生产和设计的长壁工作面观测数据的电子计算机处理 …… 147
第二节 用于鲁尔煤矿的顶板冒落洞穴统计法 …… 148
（一）长壁工作面的平均状况 …… 148
（二）顶板冒落洞穴的形状、大小和频率 …… 151
第三节 影响冒顶洞穴率的因素 …… 152
（一）根据“端面距”（即顶梁前端到长壁工作面煤壁的距离）求算冒顶洞穴率 …… 152
（二）直接顶的连接强度、相邻的开采 …… 153
（三）回采速度、有下部采掘的残留煤柱和顶板悬臂 …… 154
（四）支架前方和上方的顶板冒落洞穴 …… 156
第四节 支护滞后对顶板冒落洞穴的影响，什么原因造成支护滞后？ …… 156
（一）支护滞后造成的顶板冒落洞穴及其原因 …… 156
（二）长壁工作面煤壁片帮 …… 158
（三）长壁工作面劳动组织的影响 …… 160
第五节 支架支撑压力对顶板冒落洞穴的影响 …… 161
（一）掩护支架工作面的初撑力、支柱平均阻力和支柱的增阻量 …… 161
（二）框式支架长壁工作面支架支撑压力对顶板冒落洞穴的影响 …… 162
（三）掩护支架长壁工作面支架支撑压力与煤层厚度对顶板冒落洞穴的影响 …… 164
第六节 支架架型：对顶板冒落的影响？ …… 165
（一）框式支架与掩护支架长壁工作面冒顶洞穴情况的比较 …… 165
（二）单体支柱和自移支架长壁工作面顶板运动比较 …… 167
第七节 长壁工作面顶底板会合量能否做为采前计算冒落活动的参数 …… 169
（一）J·雷欧哈特关于长壁工作面顶底板会合的理论 …… 169
（二）J·F·拉富和C·香本关于长壁工作面顶底板会合的理论 …… 170
第八节 长壁工作面顶板管理有什么适用的规律？ …… 171
（一）顶板管理的规律 …… 171
（二）长壁工作面观测用在生产上供作决定的参照值 …… 172
（三）不利之点：在自移支架上垫坑木 …… 172
第三章总结·展望 …… 174
第四章 长壁工作面支架 …… 175
第一节 所需的支架阻力 …… 175

❶ 冒落洞穴率即顶板冒落灵敏度——校订者注

（一）最小安全值 …… 175
（二）国内外的建议 …… 177
（三）A·H·威尔逊的顶板悬臂的论点 …… 178
（四）O·纳陶有关松散顶板的论点 …… 179
（五）支架底座尺寸的确定 …… 180
（六）支护说明书 …… 182
第二节　自移支架的型式 …… 186
（一）支架型式符号 …… 186
（二）垛式和框式支架部件的要求 …… 188
（三）顶梁与顶板的接触 …… 190
（四）框式支架的经济性 …… 192
（五）遇冒顶洞穴时的工时消耗 …… 193
（六）对掩护支架的要求 …… 196
（七）掩护支架和框式支架的支护生产率 …… 197
（八）单位面积顶板支架阻力和工作面每米长度的支架阻力 …… 198
（九）支撑式掩护支架 …… 199
第三节　掩护支架工作面每米长度支架阻力的计算 …… 201
（一）支架特性曲线 …… 201
（二）计算 …… 203
（三）稳定性 …… 204
（四）倾斜煤层中的防滑防倒 …… 205
（五）偏心加载 …… 207
第四节　对掩护支架的工作要求 …… 209
（一）软底板 …… 209
（二）架间封严 …… 210
（三）用于倾斜煤层 …… 212
（四）切割式回采 …… 214
（五）刨削式回采 …… 215
（六）冒顶洞穴和片帮 …… 216
（七）用于风力充填的自移支架 …… 217
（八）今后的发展 …… 219
（九）自动化 …… 220
第五节　液压支架的检验和监测 …… 222
（一）质量检定 …… 222
（二）掩护支架使用特性 …… 223
（三）液压回路的计算 …… 225
（四）液压系统的检查 …… 226
第四章总结·展望 …… 227

第一章 岩层压力

第一节 什么是岩层压力和矿压显现

（一）基本概念

力和应力

岩层的重量使岩石产生力。这种力的大小随着掘进巷道和进行回采而变化。

这种力使得在岩层内的立方体的每一个面上都承受负荷(图1)。将这个力除以方体面积称为应力。

在矿山岩石力学中，将水平岩层中的垂直应力和倾斜岩层中垂直于层理的应力称为岩层压力。此外也采用水平岩层压力或平行于层理的岩层压力的概念。

通常用公斤/厘米^{2}和吨/米^{2}表示岩层压力(1公斤/厘米^2=10吨/米^2)。

覆盖层压力、采动压力、卸压运动和破断变形

未扰动岩层内的压力称为覆盖层压力P_0。它等于单位面积上全部上覆岩层的重量（即用深度乘以容重)。1000米深度上的覆盖层压力为2500吨/米^2。在未扰动岩层中的水平压力也可能同样大。

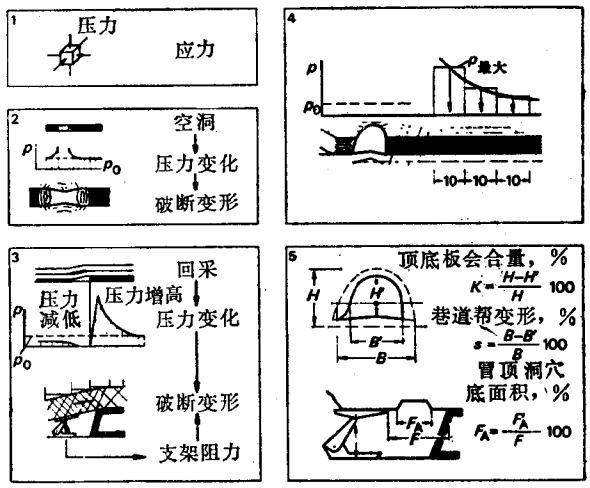


图1至5

岩层内的空洞(比如一个开切眼)会造成岩壁内的岩层压力P增加到约为覆盖层压力P_0的2倍(图2)。深入岩壁，增量压力减弱。岩层压力的变化引起岩层的变形。在强度比较低的煤系岩层（抗压强度为100到1000公斤/厘米^2）中，深度超过400米时，这种破断变形就深浅不一地深入到岩层之内。同时由于存在这种空洞，使得它不能向岩层压力提供支壁（支撑点)，压碎了岩石就向空洞内膨胀，使得岩石容积增加，增加的量约为原来的弹性压缩量，并且裂隙张大使岩层断裂成岩块，压碎了的岩层是已经卸压了，它不能或只能承受很少压力。这种现象称为卸压运动。

由于压碎了岩层不能承受增量压力，因此增量压力就向处于三轴应力状态，具有承压能力的岩壁内移动。这时增量压力大致上以一种与尖峰压力彼此大小相对应的压力差而增加。如果压碎了的岩石阻止了卸压运动的继续发展，则卸压运动、尖峰压力的移动、压力升高和卸压运动的继续发展所造成的相互作用便停止（在煤巷中这种相互作用会持续相当长时间，见本章第六节(一)）使得岩层内平衡与静止状态只有在整个煤柱被压垮后才会出现。

在未破坏的岩层中也发生变形。采动压力使其受到弹性压缩。10米厚的岩层受到1000吨/米^{2}的采动压力后，被压缩约3厘米。厚度为1.5米左右的煤层的压缩量大致与此相等（见第六章第九节(一)）。

岩层压力变化

长壁工作面当推进时，顶板暴露的面积增加。岩层压力的位置和大小也相应随着变化。在回采方向或与其垂直的方向上，采区边界煤柱之间形成了拱。即使经过较长时间以后，拱仅有它部分的重量压到冒落矸石或用外来材料建成的充填体上。顶板岩层不是同时以整个厚度下降，而是最初以其自重作用改变位置(图3)，然后这种下沉逐层往上蔓延。在岩层之间会暂时开裂出现空洞，以后又重新闭合（巷道下方采动对水平应力的影响见第六章第十节（二））。

老塘中的岩层压力减小，而未采煤层中的压力增加。随着开采几何形状的不同，尖峰压力可达到复盖层压力的2～20倍。这个压力超前工作面。工作面后方两侧的岩层压力也达到同样大小。该压力在工作面前方和侧面煤壁内30～300米处下降到与覆盖层压力相同的值。

破断变形和支架支撑压力

开采导致的岩层压力变化是岩层破断的原因。破断的岩块由于卸压运动（比如1米）进入空洞。支架支撑力则抵制破断变形。支架支撑力的值仅为岩层压力的1%（例如20吨/米^{2}与超过2000吨/米^{2}相比）。支架并不是支撑全部岩层，而仅只是支撑破断了的岩块的载荷。此外，支架还应防止破断岩块间的滑动，从而来阻止卸压运动。

岩层压力、矿压显现和支架

必须把岩层压力同矿压显现和支架负荷严格区别开。岩层压力是不可见的。它不使支架受负荷，但它的大小和变化影响岩层的破断变形，从而也影响支架的变形。这种岩层压力作用除了与岩层压力有关外，还与岩层性质、所采用的采矿方法（如全部垮落法还是风力充填法）、尤其是与支护形式有关。

岩层压力、矿压显现和支架支撑压力这三个量必须分别确定。岩层压力可以因上方或下方采动而受极大影响。它在某点的大小可以随着不断变化的开采几何形状而变化，因此在时间和空间上都是很不相同的。测出其随时间和空间的变化是极费事的。另外还由于岩层的各向异性，由于仅仅是安装仪表就会造成应力变化使岩层压力的测定成为特别困难的事情。但岩层压力可用计算模型近似求出。计算模型要求对岩层压力这个概念给予特殊地解释。计算模型内的岩层压力指破断区域以外一个10米×10米平面内的平均计算压力（采用其它比例就会改变平面的大小，如25米×25米）。多数情况下，空洞破断区旁的第一个小面积的岩层压力值是给定的(图4)。

矿压显现是在工作面和巷道内看到的。对它需从定性和定量两个方面加以区分。定性方面包括对可以目见的现象的描述、命名、整理和解释(见第二章和第五章)。定量方面包括测定这些现象的大小（见第三章和第六章）并建立起这些量和其它可测定的量（比如支架支撑力、工作面支架与煤壁的距离）的关系。这里的基本原则是要测出采矿中直接起作用的现象。

所谓的采矿重要尺寸，在巷道内例如顶底板会合(量)❶和两壁变形量等参数。它们用占原始值的百分比表示；在工作面中是顶板冒落面积，用占所观测的顶板面积的百分比表

示(图 5)。

支架承受的负荷在起初与支架初撑时使它撑住的力相等，在此以后就同与它相抗的岩层变形的阻力相等。支架对破断变形的影响受它们的结构、形式、操作方式和支撑力所决定（见第四、五章)。

（二）低岩层压力

低岩层压力指不大于、稍微大于或小于未扰动岩层内岩层压力的压力。

长壁工作面初采时的压力有少量增高(图 1)。在倾斜煤层中，由长壁工作面与未采动煤层所夹的钝角部分的较远处，这种压力较低(图 2)。如果两侧有未采动煤层的话，则在长壁工作面前方30米处的顺槽中压力稍有增加(图 3)。换句话说就是压力在“凹入”煤层角前方压力稍高（与本节（三）中的“凸出”煤层角相反)。如果有承压的开采线C，则老塘内的压力(见第六章第四节(二))或老塘下面的压力（如本章第四节(二)所述）比覆盖层压力有所减少(图 4)。

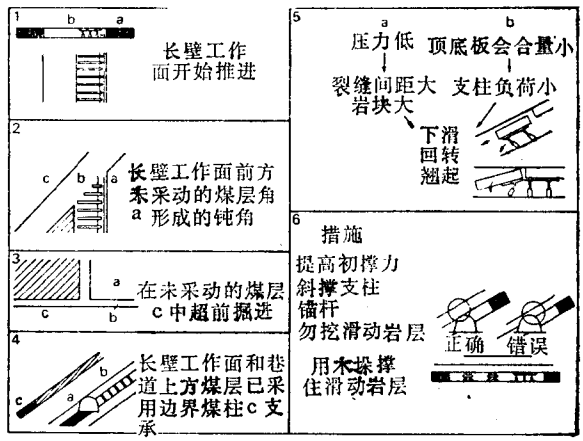


图 1 至 6

图 1 至 3：岩层压力的小量增加；a 部位的岩层压力低。图 4：减小的岩层压力；部位 b 的顶底板会合量小。图 5 和 6：低的岩层压力可能造成大块岩石的突然运动，因而它不是不危险的（初采时的破断见第二章第三节；顶板台阶下沉见第二章第六节)。图 4 中的巷道预计顶底板会量小(低压的巷道见本章第十一节)

在开拓设计时应尽可能将巷道布置在岩层压力较小的区域内（见本章第十一节)。

然而岩层压力低也可以造成困难和危险。低的岩层压力与长壁工作面顶板的大裂缝距离有联系(图 5)。大岩块可能突然运动并下滑(见第二章第三节)。由于顶底板会合量小，支架可能没有充分承载，因而发生歪斜和翘起。另外，工作面顶板也可能因为岩层压力小而发生台阶下沉(见第二章第六节)。

支架负荷小，在支架初撑力较高情况下不发生影响(图 6)。当岩层压力低时，事先没有撑紧的巷道支架必须要很小心地把它撑紧。在倾斜煤层长壁工作面中可以用防错动支柱和锚杆防滑。对于倾斜层，运输大巷中的易滑动岩层应当尽可能地避开不掘（见第七章第八节（六))。

（三）高岩层压力

长壁回采工作面边缘的压力比在未扰动地带中巷道旁的压力高得多（见本章第四节)。长壁工作面前方一条中间巷道最后30米一段被超前的增量压力 a 所挤坏(图 1)。b 处的边缘压力（图 2）在工作面后方约100米处增加到覆盖层压力的 4 倍（见本章第九节(二)，

● 本书将“Konvergenz”译作“顶底板会合量”而不译作“顶板下沉量”，以免与“Absenkung”(顶板下沉(量))混淆。会合（量）包括水平会合（如巷道帮变形）和垂直会合（如顶板下沉和底臌)。“下沉”的译法是习惯的译法——校订者注

表1）。压力在一个“凸形煤层角”中特别大(图3)。在该煤层角中边缘压力与超前的增量压力重合（见本章第四节(一)，图2）。然而这种重合并非叠加：由两种原因使压力发生变化造成的压力不等于两个单独的压力之和。在此处要大于这个和。

残留煤柱里的岩层压力也很高(图4)。它作用于煤柱内或煤柱旁的巷道（见本章第六节（一）和（二））。在回采的几何形状不利时（见本章第四节（四）），一条开采线的增量压力的作用能传递垂直距离200米以内的煤层顶板或底板（图5）。如果开采线未采动一侧下面有巷道e，则增量压力会达到这条巷道。煤层厚度变化也会使压力增加，也就是说如果巷道e位于煤层较薄处的下面，也会受到较高压力。煤层的尖灭和充填线也起同样作用。

根据图6，高的岩层压力会造成顶板下沉量大（见本节（四））。使围岩的裂缝间距变小，使煤和破碎的岩石被挤出(见第二章第二节)。随着岩层压力增高而增加的冒顶使支架失去了支撑点（见本章第三节(一)，第二章第七节）从而降低了支架阻力或使支架阻力不能充分发挥作用，造成岩层状态的继续恶化（见第三章第八节（一））。岩石被挤出会使支架歪斜。如果煤层和顶板不出现被挤出现象，则压力就集中在煤壁前方，在一定条件下就可能有发生岩石突出的危险（见第五章第六节（二））。如果围岩很坚固（如砂岩）而且不能被挤出，就会有这样的危险。泥质页岩与这种情况相反，它虽然能造成顶板下沉与冒落然而不会发生岩石突出。

如果在高的岩层压力下掘进巷道，只有在岩层不坚固时才会在后方造成严重变形。但是如果沿着一条已掘巷道的压力增加的话，即使在较坚固的岩石中也会造成较强的破坏运动（见本章第三节（二））。煤巷的下沉量也会随着深度的增加而增加（见第六章第三节(一)）。较高的压力要求较高的支架阻力(图7)。防治冒顶的办法是加衬板、前探梁、岩层加固和煤壁加固及使用锚杆。对于造成岩层压力增加的许多原因，例如残留煤柱，在开

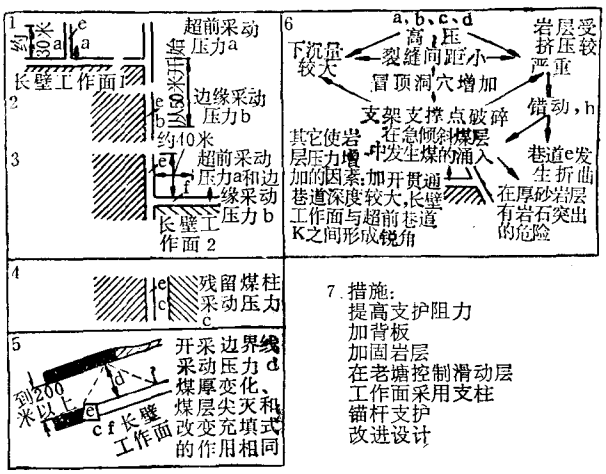


图1至7

图1至3：沿采区边缘增高的岩层压力；图4：窄煤柱内增高的岩层压力；图5：开采线下方增高的岩层压力；图6和7：高岩层压力造成较大下沉、细密裂缝和大的破断变形。持续破碎可能使较大范围发生破断变形(如工作面大冒顶，见第二章第七节)。在砂岩中可能不出现连续的破断变形；特殊情况下可能突然产生卸压运动(岩石突出见第五章第六节)

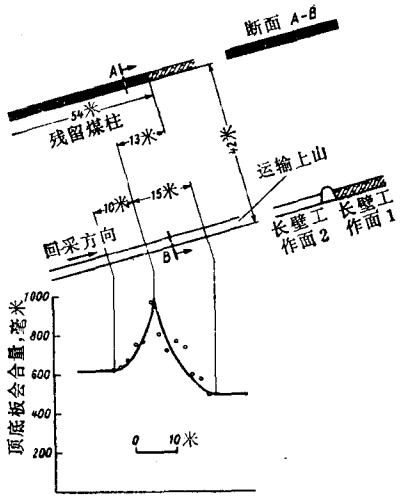


图1 用水砂充填、仰斜开采时第二阶段的工作面通过后开采线对运输上山顶底板会合量增量的影响（根据萨尔矿山矿井支护部门的测定）

采线上方或下方采煤等，在作开采设计时，有时，但并不都是可以设法避免（见本章第十一节）。

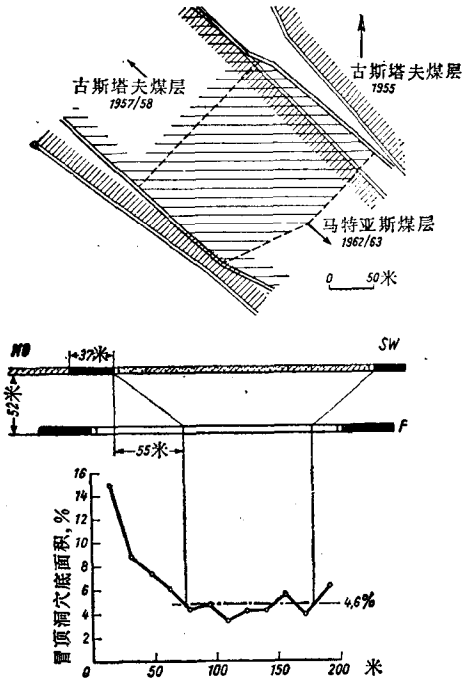


图 2　马特亚斯煤层和古斯塔夫煤层的开采平面图（上）和空间位置（中）以及在古斯塔夫煤层的残留煤柱下方采动马特亚斯煤层时的顶板冒落洞穴面积（按其占观测的马特亚斯煤层长壁工作面顶板面积的百分比计算。每一点为52次观测的平均值）

马特亚斯煤层：厚度0.9米，采深640米，用全部垮落法开采，观测时间为1962～1963年；古斯塔夫煤层：厚度1.7米，倾角为8ᵍ❶，位于马特亚斯煤层以上52米处，东部区段于1955年开采，西部阶段于1957～1958年用风力充填开采

（四）采区边界线和残留煤柱的影响

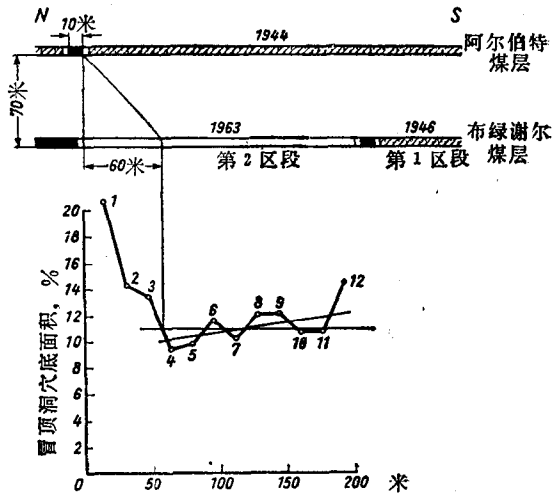


图 3　以占所观测的工作面顶板面积百分比计算的顶板冒落洞穴面积。开采地点为布绿谢尔煤层。其中受到阿尔伯特煤层的一个残留煤柱和相邻的、较早的一个工作面的影响（点1～10、点11和点12分别为70次、42次和32次测定结果的平均值）。　布绿谢尔煤层：厚1.4米，倾角7ᵍ，采深530米，用全部垮落法开采。南面相邻的第一区段于1946年采过，用风力充填；第二阶段的观测是在1963年

阿尔伯特煤层：厚1.6米，倾角7ᵍ，位于布绿谢尔煤层以上70米，1944年用风力充填开采

（五）本节（一）到（四）的结果

几十年前采矿者就已知道岩层压力对工作面顶板冒落和巷道下沉有很大影响了。但将岩层压力、矿压显现和支架负荷（见本节(一)）的概念区分开却经历了漫长的时间。只有在放弃了传统的板形结构理论和拱形结构理论而代之以在诺米尔研究团体的研究基础上建立的大空间“假塑性槽型盖板结构”理论之后才可能做到这一点（见本章第二节（一）、（二））。这些研究也导出了有关沿着开采区边缘的岩层压力的大小和分布的概念（见本节（三））。但还不能确定、甚至也未能预先计算压力在空间内的分布。1965年已经能对岩层压力进行定量描述了（见本节（四）），但是当时还没有可能进行综合性的统计计算，尤其

校订者注❶ 本书使用的角度单位大多为百分度，德文中用ggon或g表示，即$100^{gon}=90^{\circ}$或$100^{g}=90^{\circ}$

是对岩层压力与矿压显现的关系进行定量描述（如用特性曲线的形式描述，见本章第三节（一）、（二））。而另一方面日趋困难的岩层控制却要求解决这个问题。后来成功地建立了计算模型并用诺米尔研究团体的结果加以验证，还证实了计算出的岩层压力和矿压显现之间的相关关系。

在下面将介绍测定所取得的最重要的结果、导出的并从这些结果中推论出满足它们的大空间平衡条件以及计算模型的条件。

第二节　如何确定岩层压力的大小及其在矿山地下结构的分布？

（一）根据量测确定岩层压力的分布

拱形结构理论部分地说明了岩体中应力的分布，但没有说明充填区中的下沉和岩层压力升高随时间的变化过程。与此相反，诺米尔矿的测量掌握了压力升高随时间的变化过程，但没有掌握顶板内部的应力状态（图1）。为弄清下沉量和压力升高随时间的变化过程，需用另外的构想取代拱形结构理论。为此设想出一种“假塑性槽型盖板结构”比较适宜。该槽型盖板结构支承在包围充填区的煤层边缘上并缓慢下沉到充填体上。

充填区压力曲线（图2），下面的面积等于长度为整个走向长度、宽沿倾斜长度投影为1米的充填物面积上承受的负荷。而充填压力曲线与顶板重量曲线之间的面积等于不由充填物承受的那部分顶板重量。因此该重量是做为增量负荷而由煤层边缘承受。两个面积之和等于这个区域上面未扰动岩层的重量（图1，下）。

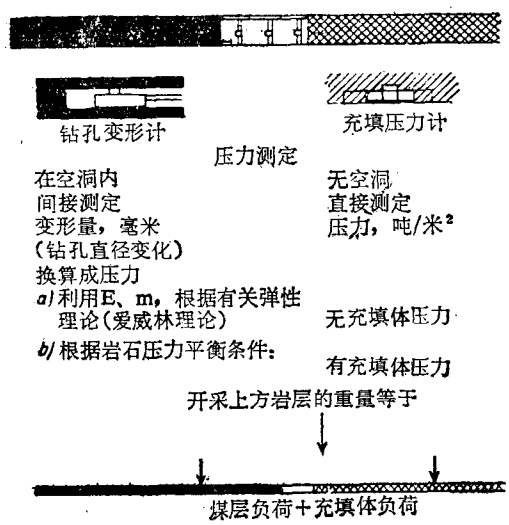


图1　钻孔压力和充填区压力测定的计算

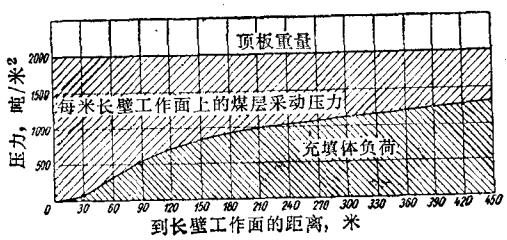


图2　充填区平均压力

在图3上部，岩层重量定为100%。如果计算充填区压力曲线上面和下面的面积（图3，下），则看出充填物承受顶板重量的38%，而槽形盖板结构的支座则承受62%。

根据合力到支点的距离的大小将这62%的顶板重量是分布在相当于合力到支壁的距离分配。各段距离分别为295米和355米。因此总重量的34%为对长壁工作面煤壁的采动压力，28%为对后支点的采动压力（355∶295＝34∶28）。

整个545米走向长度上两个煤层支撑点之间的重量分布在每米宽的采区面积上为545×2000＝1090000吨。其中34%，即370000吨作用在每米工作面煤壁前方的区域。