

高等学校教学参考书

煤炭高等学校优秀毕业设计(论文) 选题选编

采矿工程专业

中国矿业学院出版社

TD82-53
L-227

高等学校教学参考书

煤炭高等学校优秀毕业设计(论文)专题选编

(采矿工程专业)

中国矿业学院出版社

608861

内 容 提 要

本书是部分矿业学院1981~1985年采矿工程专业毕业生优秀设计(论文)专题文选,内容包括:理论分析;数理统计和电子计算机的应用;科学试验;现场实验经验总结;现场急需解决的生产、设计问题等五方面的19篇文章。它向煤炭系统广大读者呈现出该专业丰富的结业成果和教学水平,它可使煤炭系统各类院校采矿工程专业教师及在校和行将毕业的采矿工程专业学生,在毕业设计(论文)工作或学习中得到启发和帮助,同时也是广大科技人员有益的科研参考资料。

责任编辑 刘泽春

高等学校教学参考书

煤炭高等学校优秀毕业设计(论文)专题选编
(采矿工程专业)

中国矿业学院出版社出版

江苏省新华书店发行 中国矿业学院印刷厂印刷

开本787×1092毫米1/16 印张 20 插页 1 字数 480 千字

1987年5月第1版 1987年5月第1次印刷

印数: 1—1700册

ISBN 7-81021-003-3/TD·4

统一书号 15443·016 定价 3.35 元

前 言

毕业设计(论文)是煤炭院校采矿工程专业重要的教学环节,对培养采矿工程师有着重要作用。毕业设计(论文)分为一般部分和专题部分。与十年动乱前相比,专题部分在广度和深度方面均有较大提高。它既能训练和培养学生的独立工作能力和解决实际问题的能力,又能对现场生产或科研、设计工作起到促进作用。几年来的实践证明,效果是较好的。

本书共收入中国、阜新、山东、淮南等部分矿业学院1981年至1985年采矿工程专业毕业生的19篇优秀毕业设计(论文)专题文章,分属于下列五个类型:理论分析;数理统计和电子计算机的应用;科学试验;现场实际经验总结;现场需要解决的生产、设计问题。

本书所收入的文章,并非完全着眼于它们都有较高的学术水平或含有重大科研成果,而是期望这些题材广泛、具有一定科研参考价值和各具特色的结业成果,能从一个重要侧面反映目前煤炭院校采矿工程专业的教学水平,引起全行业的专家、工程技术人员和在校师生共同审视该专业教学改革的方向,进一步全面提高采矿工程专业毕业生的质量。

本书出版的目的还在于:1)交流各校毕业设计的专题部分内容,开阔在校师生的眼界,提高今后毕业设计(论文)的水平;2)使在校及行将毕业的学生从以往学生的优秀设计(论文)中,在开拓思路、编写技巧和方法、资料的收集和运用等方面得到启发或参考;3)使现场广大工程技术人员及技术管理干部进一步了解学生在现场毕业实习设计的成果,配合院校提高学生毕业设计(论文)的水平;4)使其成果供广大教学、科技人员在工作中参考。

由于篇幅所限和时间仓促,还有不少院校的优秀作品未能收入。

编辑此类参考书,实属初试,不妥和不足之处在所难免,恳请读者提出批评指正。

编 者

1985年12月

ABF72/03

目 录

(一)	对裂隙带岩层平衡条件的分析 (1981)	(1)
(二)	“势能方程”及其应用 (1981)	(9)
(三)	用回采工作面法编制矿井开采计划 (1981)	(17)
(四)	立、斜井井筒保安煤柱损失煤量及损失费用 计算方法的探讨 (1982)	(44)
(五)	WS1.7支撑掩护式液压支架工作面矿压 观测与研究 (1982)	(60)
(六)	跃进煤矿Ⅱ采区设计优化分析 (1982)	(75)
(七)	水力采煤采区用水闭路循环 (1982)	(85)
✓(八)	关于煤矿生产系统可靠性的初步探讨 (1983)	(101)
(九)	衡量矿井合理集中生产的综合指标 (1983)	(113)
(十)	煤炭自燃早期预报指标气体的选择 (1983)	(127)
(十一)	鲁氏采场矿山压力理论在南屯煤矿 3上煤层中的应用 (1984)	(143)
(十二)	采区优化设计理论的研究 (1984)	(156)
(十三)	倾斜长壁采煤法巷道布置最优化设计 (1984)	(183)
✓(十四)	综采面的设备选型及采煤机的性能分析 ——电子计算机在综采设备选型中的应用 (1984)	(213)
(十五)	“集中输送机多煤仓出煤”布置方式的 模拟模型及其应用 (1984)	(238)
✓(十六)	平八矿综采工作面开机率的测定与分析 (1985)	(253)
(十七)	统筹网络电算程序在煤矿生产中的应用 ——工期的概率分析、工程费用预算及劳动力资源优化 (1985)	(268)
(十八)	矿井开拓延深方案及参数最优化 (1985)	(285)
(十九)	对某矿上行开采的分析 (1985)	(307)

(一) 对裂隙带岩层平衡条件的分析

中国矿业学院81届毕业生 廖灿平

指导教师 李鸿昌

随着矿压理论不断发展,人们对采场周围岩体活动规律的认识逐渐加深。如象根据支撑压力的分布情况提出的采场横向分区(煤壁支撑影响区、支架支撑区、矸石支撑影响区),根据上覆岩层冒落、下沉的力学联系提出的竖向分带(冒落带、裂隙带、弯曲下沉带),并对这些“区”、“带”作了一定程度的研究。

关于裂隙带岩层可能形成“拱”的结构而平衡的问题,是煤炭生产过程中急迫需要解决的问题,也是许多年来许多矿压理论研究者致力于解决的问题。早在50年代,苏联学者库兹涅佐夫就提出了老顶岩层形成“拱”的雏形——“三铰拱”,初步从岩层运动方式来讨论工作面顶板压力的情况,但其结论还是比较局限的,对“拱”的平衡条件还没有能进行深入的研究。以后,平衡理论不断地得以补充和发展完善。特别在一九七八年召开的全国矿压理论交流会上,交流了许多新的理论。如象中国矿院乔福祥以“连续梁”为假设模型,用弹性力学的方法推导出的平衡条件;中国矿院钱鸣高、李鸿昌在“砌体梁”的基础上用静力学平衡的方法解出岩块间的水平推力 T ,导出平衡条件,比较全面地讨论了岩块间的力学关系;阜新矿院段克信等以“平拱”为模型,引用伊万斯·赖特等学者的结论,用求反函数的方法导出岩块的平衡条件,但是在引用公式时公式变换发生错误,从而导致后面的结论出现一些矛盾。尽管这些学说在建立平衡条件时,所有的假设,力学模型不同,解决问题的方式和手段各不相同,得出的结论有所差异,但他们都承认在裂隙带存在适合一定条件的“拱”的平衡结构,这种结构不仅能承担它上面岩体的载荷,而且以水平力的方法把承受的载荷传递到煤壁和矸石上,这些学说都努力揭示岩块间的力学关系。可见,弄清这种力学关系是解决平衡条件问题的关键。基于此点,本专题对平衡条件的探索作初步的尝试,利用岩石的力学性质和强度条件提出自己的解算岩块间水平推力 T ,建立平衡条件的方法,并初步说明支架对平衡岩层所起的作用。

一、力学模型

根据周期来压的规律和岩层移动的负指数曲线关系,建立如图1-1所示的力学模型和假设:

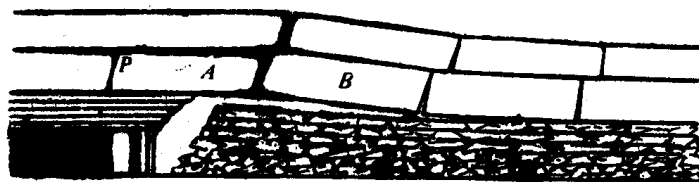


图 1-1

- 1) 由于工作面较长, 岩块受力状态按平面问题处理;
- 2) 断裂岩块之间的内聚力为零, 靠岩块间的摩擦力维持平衡;
- 3) B 岩块离工作面 15~30m, 恰处在岩层移动曲线的拐点处, 它的平衡靠岩石间的水平推力, 摩擦力维持, 近似地认为岩石对 B 块的支撑力为零;
- 4) 因采空区上方广泛发生离层, 故认为岩层间的剪力为零;
- 5) 平衡岩层之上若为软岩层, 均匀地把载荷计入岩块自重 Q 内, 若为坚硬的岩层, 认为对平衡岩层在工作面附近无力学作用。

二、力学分析

由于岩块间的约束条件十分复杂, 支座的约束性能也难以确定, 在分析时不过多地考虑岩块。只根据平均周期来压步距和岩块平衡时存在水平推力 T 和垂直力 F 这一事实, 取 A、B 两块分析。由岩石的力学性质和实验表明: A 岩块在 P 点首先破坏 (见图 1-1)。

A 块随工作面的推进, 暴露的跨距逐步增大, 同时 B 块的下沉 S 也逐渐增大, 从而导致水平推力 T 增大。A 块在水平推力 T 、铅直力 F 、载荷 Q 的共同作用下, 达到极限状态而在 P 点被拉断, 如图 1-2 所示。由岩石的力学性能, 抗拉强度最低, 在具有拉应力作用的情况下, 用最大拉应力强度理论作为强度条件较为合理。最大主应力的方向就是破断面的方向, 应力分析如图 1-2 所示。

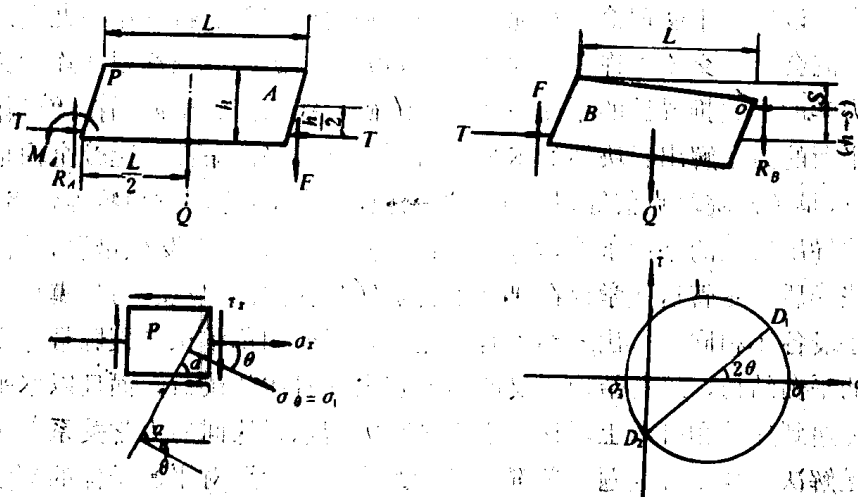


图 1-2

由平衡方程 (B 块): $\Sigma M_{BO} = 0$, $LF = \frac{Q}{2}L + T(h-S)$ (1-1-a)

A 块应力状态 (P 点): $\sigma_x = \frac{6FL + 3QL + ZhT}{h^2}$ (1-1-b)

(剪应力按平衡值计算) $\tau_x = \frac{LF + QT}{Lh}$ (1-1-c)

把 (1-1-a) 代入 (1-1-b)、(1-1-c) 计算得: $\sigma_x = \frac{6QL + T(h-6S)}{h^2}$ (1-1-d)

$\tau_x = \frac{3QL + 2T(h-S)}{2hL}$ (1-1-e)

$$\text{最大主应力: } \sigma_{\theta} = \sigma_x \cos^2 \theta + \tau_x \sin 2\theta \quad (1-1-f)$$

式中 θ ——破断角的余角;

$$\sigma_{\theta} \geq \sigma_1 \quad (1-1-g)$$

式中 σ_1 ——岩石抗拉强度;

联解(1-1-d)、(1-1-e)、(1-1-f)、(1-1-g)得:

$$T \geq \frac{ZLh^2\sigma_1 - 12QT^2\cos^2\theta - 3LhQ\sin 2\theta}{2[(8Lh\cos^2\theta + h^2\sin 2\theta) - S(6L\cos^2\theta + h\sin 2\theta)]} \quad (1-2)$$

令

$$\frac{ZLh^2\sigma_1 - 12QT^2\cos^2\theta - 3LhQ\sin 2\theta}{6L\cos^2\theta + h\sin 2\theta} = a$$

$$\frac{8Lh\cos^2\theta + h^2\sin 2\theta}{6L\cos^2\theta + h\sin 2\theta} = b$$

则

$$T \geq \frac{a}{2(b-S)} \quad (1-3)$$

$$F = \frac{Q}{2} + \frac{T}{L}(h-S) \quad (1-4)$$

(1-2) 式是岩块形成“结构”后, 铰接点之间的水平推力 T , 从中可以看出:

1) 抗拉强度 σ_1 与水平推力 T 成正比关系, 说明岩石的力学性质与“结构”的形成有关;

2) 拐点岩块 B 的下沉量 S 与水平推力 T 成双曲线关系, 说明“结构”的形成与岩块下沉量有关。

对于具体的岩层, 其抗拉强度 σ_1 、岩层的厚度 h 及破断角 α 为定值, B 岩块的下沉量 S 是影响“结构”形成的唯一因素。为此, 在讨论平衡条件时, 对 S 进行深入的分析是很有必要的。

三、平衡条件的建立

在平衡岩层中, 岩块间的内摩擦力为零, 若岩块间联系靠挤压力产生的摩擦力来维持, 水平推力 T 太小, 产生的摩擦力小, 不足以防止结构滑动, T 力太大, 岩块可能因强度不够而破坏, 造成失稳, 故水平推力 T 必须在一定的合理范围之内, 决定 T 的大小的主要因素是 B 块的下沉量 S 。由此, 不妨讨论 S 在什么范围之内合理, 有利于结构的形成。

1. 结构形成的必要条件 $T > 0$

解(1-2) 式得:

$$h > \sqrt{\frac{6LQ\cos^2\theta}{\sigma_1}} \quad (1-5)$$

2. 不滑动失稳条件

$$T \tan(\varphi - \theta) \geq F \quad (1-6)$$

由(1-2)、(1-3)、(1-4) 式得:

$$S_{\min} \geq \frac{QLb - a[L \tan(\varphi - \theta) - h]}{a + QL} \quad (1-7)$$

此式表明, 只要 B 块的下沉量 $S \geq S_{\min}$ 时, 不会滑动失稳;

3. 不发生强度破坏而失稳条件

从岩石的强度和实验证明, 咬合点的破坏是剪切破坏, B 块受力如图 1-3 所示。

最大、最小主应力:

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_x}{2} + \sqrt{\left(\frac{\sigma_x}{2}\right)^2 + \tau_x^2}$$

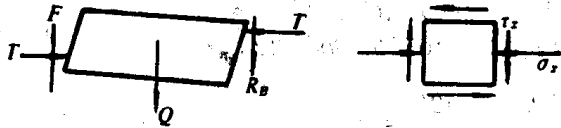


图 1-3

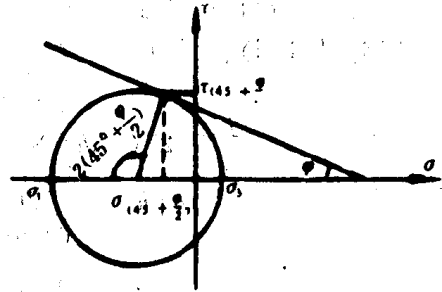


图 1-4

$$\sigma_3 = \frac{\sigma_x}{2} - \sqrt{\left(\frac{\sigma_x}{2}\right)^2 + \tau_x^2}$$

由图 1-4, 根据最大剪应力强度理论岩石在与最大主应力成 $45^\circ + \frac{\varphi}{2}$ 面上破坏。

$$\sigma_{(45^\circ + \frac{\varphi}{2})} = \sqrt{\left(\frac{\sigma_x}{2}\right)^2 + \tau_x^2} - \sigma_x \sin \varphi \quad (1-1-i)$$

$$\tau_{(45^\circ + \frac{\varphi}{2})} = \sigma_x \cos \varphi \quad (1-1-j)$$

由莫尔强度条件:

$$\tau_{(45^\circ + \frac{\varphi}{2})} \leq \tau_0 + \sigma_{(45^\circ + \frac{\varphi}{2})} \cdot \operatorname{tg} \varphi \quad (1-1-k)$$

把(1-i)、(1-j)式代入(1-k)式:

$$\sigma_x \cos \varphi \leq \tau_0 + \sigma_x \left(\sqrt{\frac{1}{4} + \left(\frac{\tau_x}{\sigma_x}\right)^2} - \sin \varphi \right) \cdot \operatorname{tg} \varphi \quad (1-1-l)$$

- 设
- 1) 挤压面上正应力按三角形分布;
 - 2) 挤压面上剪应力近似于均匀分布;
 - 3) 挤压面高度为 h_0 。

如图 1-5 所示。



图 1-5

由平衡方程:

$$\Sigma F_x = 0$$

$$\frac{1}{2} \sigma_{\max} \cdot h_0 = T; \quad \sigma_{\max} = \sigma_x = \frac{2T}{3a_0} \quad (1-1-m)$$

$$\tau_x \cdot h_0 = F; \quad \tau_x = \frac{F}{3a_0} \quad (1-1-n)$$

$$\therefore \frac{\tau_x}{\sigma_x} = \frac{F}{2T} \quad (1-1-p)$$

把式(1-p)代入(1-l)得:

$$\sigma_x \cos \varphi \leq \tau_0 + \sigma_x \left[\sqrt{\frac{1}{4} + \left(\frac{F}{2T} \right)^2} - \sin \varphi \right] \tan \varphi$$

$$\text{又 } \therefore \quad \tan(\varphi - \theta) \leq \frac{F}{T}$$

$$\therefore \sigma_x \cos \varphi \leq \tau_0 + \sigma_x \left[\sqrt{\frac{1}{4} + \frac{1}{4} \tan^2(\varphi - \theta)} - \sin \varphi \right] \tan \varphi$$

化简得:

$$\sigma_x \left[\sin \varphi - \frac{1}{2} \sin(\varphi - \theta) \tan \varphi \right] \leq \tau_0 \quad (1-1-q)$$

把(1-m)、(1-2)式代入(1-q)式: $\left(\sin \varphi - \frac{1}{2} \sin(\varphi - \theta) \tan \varphi = \mu \right)$

$$\frac{a\mu}{3a_0(b-s)} \leq \tau_0 \quad (1-8)$$

或

$$S_{\min} \leq b - \frac{a\mu}{3a_0\tau_0} \quad (1-9)$$

其中 a_0 ——合力作用点到梁底的距离(见图 1-5 所示)。按伊万斯·赖特的实验数据计算。

$$a_0 = 0.294(D - A_0)$$

D ——岩石厚度;

A_0 ——力臂长度; $A_0 = 0.72^{0.08} \cdot D^{0.92}$

L ——拱跨度。

(1-8) 式作为岩块强度破坏条件,

(1-9) 式是 B 块最大允许下沉值。

把(1-5)(1-7)(1-8)(1-9) 形象地用曲线

表示, 如图 1-6 所示。从中我们可以认识到:

B 岩块的下沉量 S 从 $0 \sim S_{\min}$ 之间, 岩层不能自身平衡, 可能发生滑动失稳, 这就要求在此范围之内工作面支架产生足够的推力 P 帮助结构平衡, 这个问题将在后面详细讨论。当 B 岩块的下沉量 S 超过 $S_{\min}$ 之后, 结构不会滑动失稳, 已具备了足够的 T 力。当 B 块下沉量 S 超过 $S_{\min}$ 后, 结构岩块之间由于 T 力太大, 将会强度失稳。

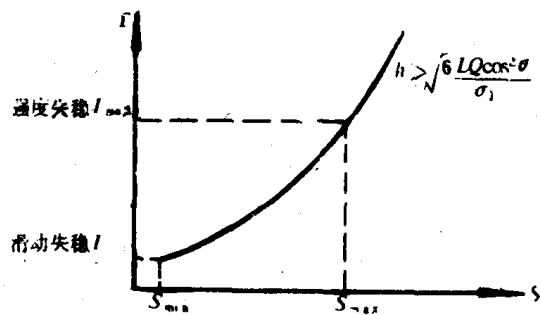


图 1-6

四、支架在平衡过程中所起的作用

当 A 岩块达到极限状态后, 从 P 点断裂, 经过回转逐步过渡到 B 块最终位置, 中间经过一个“动”的过程。 B 块的下沉量 S , 也相应经过由小到大的过程, 导致岩块间的力学关系有一变化过程。可能会出现以下几种情况:

1) B 块的初始阶段 (A 块刚断裂), S 下沉很快, 迅速超过 $S_{\min}$, 此时结构自身能产生足够的摩擦力而平衡, 支架只需承担平衡岩层以下的载荷。

2) B 块的初始阶段 (A 块刚断裂), S 下沉极快, 短暂的时间内超过 $S_{\max}$, 此时岩块发生强度失稳, 老顶加载于支架上, 若支架的支撑力不是足够大, 支架将会破坏, 甚至会出现切顶现象。

3) B 块的初始阶段 (A 块刚断裂), S 下沉较缓慢, 经过一段时间才能达到 $S_{\min}$, 即

在这段时间内, T 力和 F 力不足, 结构会滑动失稳, 此时支架就显示出特有的对平衡岩层的作用——短时间内产生的一定的 P 力帮助结构平衡。这时 B 块受力如图 1-7 所示。

平衡条件:

$$T \operatorname{tg}(\varphi - \theta) + P \geq F$$

支架的支护强度估算:

$$P_0 = \frac{F - T \operatorname{tg}(\varphi - \theta) + \gamma \Sigma h R}{R}, \text{ t/m}^2 \quad (1-10)$$

式中 γ ——岩层容重;

Σh ——平衡岩层以下的岩层厚度;

R ——控顶距。

若支架的支护强度或支架的初撑力太小, 不能在这个过程中迅速产生 P 力, 结构将会滑动失稳, 有可能产生台阶下沉, 实际上支架对 B 岩块的支撑将是暂时的, 1-2 循环后, 这种协助平衡的支撑力 P 已不需要。因此时的下沉量 S 可能达到 $S_{\max}$ 而能自身平衡, 所以, 在周期来压时加强支护强度是回采过程中顶板管理常用的办法, 还可以推出, 在这种情况下适当增加控顶距, 对维护下沉量在 $0 \sim S_{\max}$ 期间岩层的平衡是有利的。

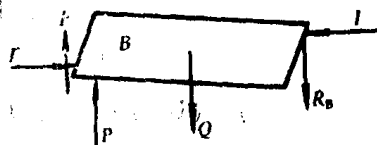


图 1-7

五、结论

在裂隙带岩层中, 可能形成一种适合一定条件 (平衡条件) 的结构, 这种结构具有“拱”的性质, 但又不完全是“拱”。这种结构将承受的载荷向水平方向传递到煤壁和采空区矸石上, 这种结构形成的条件是:

- 1) 平衡岩层必须有一定的厚度, 由 (1-5) 式估计;
- 2) 摩擦角的余角小于破断角, 由 (1-6) 式表明;
- 3) 拐点岩块 B 的下沉量 S 必须在一定的范围, 否则将会发生滑动失稳和强度失稳, 其范围分别由 (1-7) (1-8) (1-9) 式给出;
- 4) 支架在 B 块下沉缓慢达到 $S_{\max}$ 之前起协助结构平衡的作用, 其强度由 (1-10) 式给出。

六、孔庄矿实际情况的分析

大屯矿区孔庄矿设计能力 60 万 t/a, 由于受火成岩侵入, 7 号煤大部分变成天然焦, 给开采带来了严重影响, 加之 7 号煤顶板坚硬, 周期来压步距较大, 给开采造成影响, 致使该矿的产量长期达不到设计要求, 其顶板情况如图 1-8 所示。为改变这种状况, 中国矿院在该矿进行上行开采研究, 试图通过采 8 号煤而使 7 号煤顶板产生裂隙, 给采 7 号煤带来方便。为此, 在 7 号煤材料巷中设了动态仪, 进行深基点实测, 并取岩石试样作了试验, 所得数据如下:

初期的周期来压平均步距 $L = 15\text{m}$, 破断角 $\alpha = 30^\circ$, 岩石的内摩擦角 $\varphi = 45^\circ$

岩体容重 $\gamma = 2.57 \text{ t/m}^3$, 岩石的抗拉强度 $\sigma_t = 110 \text{ kg/cm}^2$

炮采采高 $m = 1.8\text{m}$

深基孔岩石移动曲线, 在距煤壁 25m 的拐点处下沉量:

厚 4.06m 岩层平均下沉量 $S_1 = 600 \sim 700 \text{ mm}$

厚4.71m岩层平均下沉量 $S_2 = 500 \sim 600 \text{ mm}$

以岩块的自重估计 Q 。

1) 平衡岩层的最小厚度——必要条件, 由(1-5)式估计:

$$h > \sqrt{\frac{6LQ\cos^2\theta}{\sigma_1}} = 3.7 \text{ m}$$

说明在8号煤顶板中4.06m、4.7m岩层可能形成平衡结构。

2) 由平衡条件式(1-6)判断是否滑动失稳, 其计算参数如下:

可能平衡的岩层 各参数值	4.06 m	4.7 m
a	1851.3	2867.85
b	6.21	6.23
T	165.1	245.68
F	134.5	162.61
$T\lg(\varphi-\theta)-F$	< 0	> 0

表中 a 、 b 、 T 、 F 由式 (1-3) (1-4) 求出。

3) 强度校核: 由 (1-8) 式

$$S_{max} \leq b - \frac{a\mu}{3a_0\tau_0} = 3.8 \text{ m}$$

τ_0 ——取 140 kg/cm^2

由此可知矿井8号煤顶板4.7m厚岩层不会发生强度失稳。
故平衡结构的形成可能性很大, 但仍然要求 S_{min} 作最后判断。

4) 判断初期的最小下沉量 S_{min} , 由式 (1-7) 计算:

$$S_{min} \geq \frac{QLb - a[L\lg(\varphi-\theta) - h]}{a + QL} = 50.3 \text{ mm}$$

把几种情况绘成图1-9中的曲线, 表示合理的下沉量范围。

根据曲线, 要使岩层平衡, 除了保证 $S_{min} \sim S_{max}$ 以外, 还必须保证 (A块刚断裂) B块的初始阶段下沉量能较快地达到 50.3 mm, 否则, 会滑动失稳。

查孔庄矿实测曲线, 4.7m 岩层在A块断裂时 下沉速度较

图 1-8

8.79m 坚硬 致密砂岩
3.09m 砂质页岩
3.9m 7号煤
0.43m 泥岩
4.71m 中砂岩
2.6m 中砂岩
4.05m 中砂岩
6.7m 细砂岩层强 发育
1.4m 细砂岩层弱
8号煤 2.3m
2—3m 页岩
中细砂岩

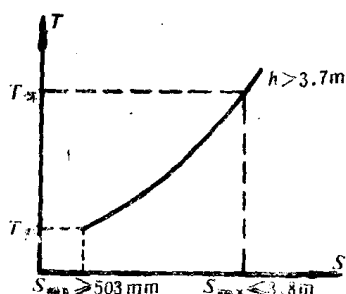


图 1-9

慢, 平均 $40 \sim 50 \text{ mm/d}$, 小于 50.3 mm , 说明A块断裂后1~2循环内还无足够的摩擦力帮助结构平衡, 此时要求支架帮助结构平衡。

要求的支架强度, 由 (1-10) 式估计:

$$P_0 = \frac{F - T\lg(\varphi-\theta) + \gamma\Sigma hR}{R} \cos 25^\circ = 39.2 \text{ t/m}^2$$

注：计算 T 时， S 按20mm计算

岩层的倾角 25°

Σh ——4.7m以下的岩层厚共16.57m。

孔庄矿的实际支护强度： 33.4t/m^2

其中，支架的平均工作阻力取20t。

分析结果表明矿上的工作面支架并没起到帮助结构平衡的作用。由此推论：尽管岩厚（ h ）足够，强度条件足够，一般状况下摩擦条件也能满足，但4块断裂后的短期内，支架的强度不足，没能帮助结构的平衡，岩层可能滑动失稳，导致台阶下沉。

孔庄矿开采过程中的实际情况（孔庄上行开采实测资料）：

初次来压 台阶下沉0.4m

第一次周期来压 压力大

第二次周期来压 台阶下沉0.07m，

第三次周期来压 台阶下沉0.4m

第四次周期来压 压力大

基本上与上述推断结论相符。

但是，该矿在开采过程中，后面的周期来压不明显，逐步无周期来压现象。从现象看，可能是前几次周期来压期间，移动盆地还没充分形成，采空区还没有被压实，岩块间还没有较大的摩擦力阻止岩块滑动。到后期，移动盆地已充分形成，矿石的约束力足够大，有相当的 T 力、 F 力来维持结构的平衡。

参 考 文 献

1. 采场上覆岩层平衡条件 中国矿业学院学报1980年2期 钱鸣高
2. 采场上覆岩层的活动规律 第一届采场矿压理论讨论会论文 钱鸣高 李鸿昌 1981年
3. 老顶砌体梁平衡和支架对它的作用 乔福祥 王悦汉 1981年
4. 回采工作面支架与顶板的动态相互作用 段克信 吴钰应 1981年
5. 关于采场支承压力的显现规律及其应用 山东矿业学院矿压教研室 1981年
6. 孔庄矿上行开采可能性分析 李鸿昌 1981年
7. 论缓倾斜煤层回采工作面中围岩与支架相互间的力学作用 格·恩·库茨涅佐夫 1954年
8. Arching Action in Cracked Roof Beams Fred D. Eright
Profess of Mining Engineering of kentucky
---5th International Strata Control
conferennce London 1972

(二) “势能方程”及其应用

中国矿业学院81届毕业生 胡伟

指导教师 侯朝炯

众所周知,采场初次及周期来压时,支架载荷急剧升高,顶板下沉量和下沉速度大大增加,有的还有明显的顶板响动,产生强烈的冲击和震动。这说明支架阻力仅仅按一定的重力考虑是不够的,近年来国内外学者开始从能量的观点出发研究矿压问题,例如苏联有位学者提出了反映矿压显现的“功率指标”(即重力 $\times$ 下沉速度);西安矿院石平五讲师设想用老顶的“弹性变形能”作为支架的工作阻力是否足够的判据。本文则从“顶板-支架”系统的能量守恒与转换定律出发,从理论上探讨支架工作阻力的计算公式。

一、“势能方程”的建立

1. 假设与根据

1) 裂隙带岩层的力学模型:回采工作面自开切眼推进,经过直接顶初次垮落,以后随采随冒,膨胀后的矸石充填采空区。在直接顶之上处于裂隙带中的岩层一般称为老顶。随着回采工作面推进,老顶不断折断、下沉,对采场支架发生周期性的影响。对于老顶平衡的力学模型,目前有各种假说,本文将老顶视为在工作面支架和老塘垮落矸石弹性基础上的半无限长裂隙梁。图2-1为工作面顶板的下沉情况,图中建立了 x 、 y 坐标系。

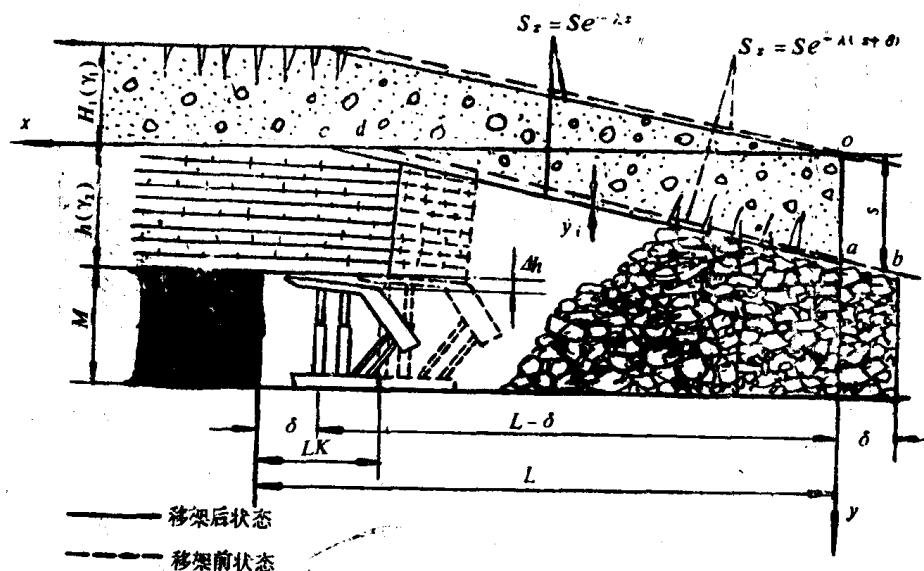


图2-1 工作面顶板的下沉情况

对半无限弹性基础梁进行简化计算,并参阅参考文献[1]及[6],建立老顶岩梁下沉曲线:

$$S_x = S e^{-\lambda x}$$

式中 S ——老顶岩梁的最终下沉值, m;

$$S = M - h(K'_2 - 1)$$

$$= M \left(\frac{K_2 - K'_2}{K_2 - 1} \right)$$

式中 M ——采高, m;

h ——顶板冒落厚度, m;

K_2 ——采空区冒落矸石的初始碎胀系数;

K'_2 ——采空区冒落矸石的残余碎胀系数;

S_x ——距原点水平距离为 x (m) 处的老顶下沉值 (m), 原点为老顶的最终下沉点。

λ ——衰减系数, $\frac{1}{m}$

$$\lambda = \sqrt[4]{\frac{k_1}{4EI}}$$

式中 k_1 ——采空区矸石与支架的刚度, $k_1 = 1000 \sim 1400$ (t/m²);

E ——老顶岩梁的弹性模量, $E = 8000 \sim 11200$ (t/m²);

I ——老顶岩梁的惯性矩, $I = \frac{BH^3}{12}$, m⁴。其中 B 为岩梁宽度 (m), H 为岩梁厚度 (m)。

各岩梁离层位置, 一般首先是在不同岩性岩层接触的弱面上发生。

2) 顶板势能: 无论哪种类型的顶板, 随着工作面推进总要缓慢下沉, 要下沉必有重力势能。由于老顶为较坚硬岩层, 接近于弹性状态, 故不但具有重力势能, 在折断时, 还要释放一些弹性势能。

3) 支架势能: 恒阻式自移液压支架的弹性势能实质上就是支柱工作阻力所做的功, 数值上等于支架力学特性曲线图上支柱时间加权平均工作阻力曲线下的面积。通常, 一个工作面有一小部份支柱的安全阀开启。支柱工作进入恒阻状态, 大部份支柱的安全阀还没有开启。就整个工作面支柱讲, 图 2-2 中支柱工作阻力曲线下的阴影面积即为支柱工作阻力所做的功。

图中符号意义如下:

P ——支架总的工作阻力, t;

P_0 ——支架总的初撑力, t;

$\Delta h'$ ——支架缩量, m。

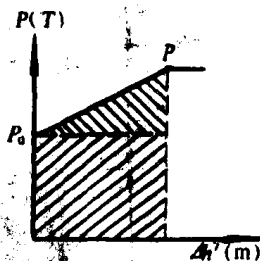


图 2-2 恒阻式支架力学特性曲线

4) “顶板——支架”系统的能量变换: 根据“能量守恒与转换定律”, 顶板势能的减少理论上应等于支架弹性势能的增加。但实际上由于煤壁、矸石的吸能作用, 顶板势能只有一部分转换给支架。这里存在一个转换系数问题, 为了简化计算, 把顶板势能的传递看成是沿采场走向整个垮落范围均匀进行的。参看图 2-1, 若采场最大控顶距为 L_1 , L 为老顶起始下沉点与最终下沉点的距离, 则支架弹性势能仅为顶板势能的 $\frac{L_1}{L}$, 顶板势能

的其余部分为煤壁、矸石所吸收。 $\frac{L_1}{L}$ 称为转换系数。

根据《采煤学》上册第51页的计算公式, $L = \frac{1}{\eta} \left(\frac{K_p - K'_p}{K_p - 1} \right)$, η 一般等于0.025~0.05,

代入此式, 则 $L = 20 \sim 40\text{m}$ 。

2. 方程推导

1) 求老顶循环平均下沉值 y (见图 2-1)

$$\begin{aligned} y &= \frac{\int_0^L [S e^{-\lambda x} - S e^{-\lambda(x+\delta)}] dx}{L} \\ &= \frac{S}{L} \left\{ \left[-\frac{1}{\lambda} e^{-\lambda x} + \frac{1}{\lambda} e^{-\lambda(x+\delta)} \right]_0^L \right\} \\ &= \frac{S}{L\lambda} \left\{ -e^{-\lambda x} + e^{-\lambda(L+\delta)} + 1 - e^{-\lambda\delta} \right\} \\ &= \frac{S}{L\lambda} [e^{-\lambda L}(e^{-\lambda\delta} - 1) - (e^{-\lambda\delta} - 1)] \\ &= \frac{S}{L\lambda} (e^{-\lambda L} - 1)(e^{-\lambda\delta} - 1) \end{aligned}$$

式中 δ ——工作面循环进度, m;

2) 根据能量转换原理, 则:

$$E_{\text{支}} = E_{\text{顶}} = E_{\text{直}} + E_{\text{老1}} + E_{\text{老2}}$$

式中 $E_{\text{支}}$ ——支架势能;

$E_{\text{顶}}$ ——顶板势能;

$E_{\text{直}}$ ——直接顶重力势能;

$E_{\text{老1}}$ ——老顶重力势能;

$E_{\text{老2}}$ ——老顶弹性势能。

$$\frac{1}{2} (P - P_0) \Delta h' + P_0 \Delta h' = \frac{L_k}{L} \left[\gamma_z \cdot h B L_k \Delta h + B L \sum_{i=1}^n (\gamma_i H_i Y_i) + \frac{1}{2} \sum_{i=1}^n (K_i Y_i^2) \right]$$

式中 h 、 H ——分别为直接顶、老顶岩层厚度, m;

$\Delta h'$ ——支柱达到额定工作阻力时支架的缩量, m;

Δh ——最大控顶距处直接顶的循环下沉量, m。一般情况下, $\Delta h = (0.01 \sim 0.03)$

M ,

γ_z 、 γ ——分别为直接顶、老顶岩层容重, 一般 γ_z 、 γ 为 2.5t/m^3 左右。

K ——断裂老顶的弹性系数, t/m;

n ——对采场矿压有明显影响的老顶岩层数目。

一般情况下, $\Delta h'$ 近似等于 Δh , 令岩梁宽度 B 等于两支架的中心距, 则:

$$\begin{aligned} \frac{1}{2} (P + P_0) \Delta h &= \frac{L_k B}{L} \left\{ \gamma_z h L_k \Delta h + L \sum_{i=1}^n \left[\gamma_i H_i \frac{S}{L \lambda_i} (e^{-\lambda_i L} - 1)(e^{-\lambda_i \delta} - 1) \right] \right. \\ &\quad \left. + \frac{1}{2B} \sum_{i=1}^n (K_i Y_i^2) \right\} \end{aligned}$$

令 $q = \frac{P_0}{P}$ (一般 $q = 0.5 \sim 0.8$) , 代入上式, 得:

$$P = \frac{2L_k B}{(1+g)\Delta h L} \left\{ \gamma_z h L_k \Delta h + S \sum_{i=1}^n \left[\frac{\gamma_i H_i}{\lambda_i} (e^{-\lambda_i L} - 1)(e^{-\lambda_i \delta} - 1) \right] + \frac{1}{2B} \sum_{i=1}^n (K_i Y_i^2) \right\}$$

$$p = \frac{P}{BL_k} = \frac{2}{(1+q)\Delta h L} \left\{ \gamma_z h L_k \Delta h + S \sum_{i=1}^n \left[\frac{\gamma_i H_i}{\lambda_i} (e^{-\lambda_i L} - 1)(e^{-\lambda_i \delta} - 1) \right] + \frac{1}{2B} \sum_{i=1}^n (K_i Y_i^2) \right\}, \text{ t/m}^2 \quad (2-1)$$

则得“势能方程”的分析式(2-1)。 p 为工作面所需的支护强度。

由于老顶从三向到一向受力状态时弹性势能逐渐释放, 故可忽略 $E_{老2}$ 一项。

令 $\xi_i = \frac{1}{\lambda_i} (e^{-\lambda_i L} - 1)(e^{-\lambda_i \delta} - 1)$

则得“势能方程”的计算式:

$$p = \frac{2}{(1+q)\Delta h L} \left[\gamma_z h L_k \Delta h + S \sum_{i=1}^n (\gamma_i H_i \xi_i) \right] \quad (2-2)$$

式中 ξ 值可查表 2-1, 直接得出。

表2-1

ξ 值 计 算 一 览 表

λ	L	δ	$e^{-\lambda L}$	$e^{-\lambda \delta}$	ξ
0.21	15	0.6	0.043	0.88	0.547
0.23			0.032	0.87	0.547
0.26			0.02	0.86	0.528
0.27			0.017	0.85	0.542
0.21	20		0.015	0.88	0.563
0.23			0.01	0.87	0.560
0.26			0.0055	0.86	0.536
0.27			0.0043	0.85	0.549
0.21	30		0.0018	0.88	0.570
0.23			0.001	0.87	0.565
0.26			0.0004	0.86	0.538
0.27			0.0003	0.85	0.551
0.21	40		0.0002	0.88	0.571
0.23			0.0001	0.87	0.565
0.26			0.00003	0.86	0.538
0.27			0.00002	0.85	0.551