

文章编号: 1673-3363-(2016)01-0122-06

# 浅埋煤层开采顶板切落压架灾害的突变分析

杨登峰, 陈忠辉, 洪钦锋, 张闪闪

(中国矿业大学(北京)力学与建筑工程学院, 北京 100083)

**摘要** 针对浅埋煤层开采周期来压过程中顶板沿煤壁台阶下沉导致顶板切落压架灾害的问题, 根据直接顶岩体在支承压力作用下破坏失稳的非线性变化特征, 建立了由基本顶-直接顶-支架-矸石组成的系统力学模型。利用突变理论研究了荷载作用下系统的失稳机制, 获得了系统失稳的充要条件及直接顶岩体的变形突跳量表达式, 分析了系统失稳的主要影响因素。结果表明: 直接顶的失稳破坏, 导致了顶板的切落, 系统失稳除与支架和直接顶岩体的刚度比及材料参数有关外, 还与所荷载荷及基本顶周期来压步距相关。结合工程实例, 验证了理论推导的合理性, 并给出了工程建议。

**关键词** 浅埋煤层; 突变理论; 直接顶; 顶板切落; 失稳机理

**中图分类号** TD 353      **文献标志码** A      **DOI** 10.13545/j.cnki.jmse.2016.01.019

## Catastrophic analysis of support crushing disasters while roof cutting in shallow seam mining

YANG Dengfeng, CHEN Zhonghui, HONG Qinfeng, ZANG Shanshan

(School of Mechanics & Civil Engineering, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China)

**Abstract** Aiming at the problem of roof cutting support crushing disasters caused by roof step convergence along the coal wall during the periodic weighting in shallow seam mining, based on the nonlinear variation characteristics during unstable failure of immediate roof under the abutment pressure, a system mechanics model composed by the main roof-immediate roof-powered support-waste rock was established. In addition, the instability mechanisms of the system under the loads were studied by catastrophic theory. The necessary sufficient condition for instability failure of the system and the formula of the jump value of displacement of immediate roof were gained, and the main factors for instability failure of the system were analyzed. The results show that the unstable failure of immediate roof leads to the roof cutting, the failure of the system is not only related to the stiffness ratio of the powered support, the immediate roof and the material parameters, but also related to the upper load and the cycle weighting interval. The rationality of the theoretical derivation has been verified by engineering example, some suggestions were given to the mining face.

**Key words** shallow seam; catastrophic theory; immediate roof; roof cutting; instability mechanism

收稿日期: 2014-04-17

责任编辑: 侯世松

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2013CB227903); 国家自然科学基金项目(51174208, U1361209)

作者简介: 杨登峰(1985—), 男, 山东省菏泽市人, 博士, 从事矿山压力与支架-围岩关系方面的研究。

E-mail: kdydf@126.com

Tel: 18800129476

我国西北部地区富含大量浅埋煤层，其典型特征是浅埋深、薄基岩和上覆厚松散沙层<sup>[1]</sup>。煤层工作面顶板往往难以形成稳定的“砌体梁”式结构，高强度开采过程中长壁工作面易出现顶板台阶下沉，矿压显现更加强烈且更加复杂，常常造成顶板沿煤壁的全厚切落，导致支架“被压死”或形成涌水溃砂通道，给煤矿安全带来诸多隐患。

顶板控制的关键是直接顶的控制，“围岩-支架”关系的研究长期以来一直是矿山压力控制研究的基本理论问题<sup>[2]</sup>，针对直接顶对支架-围岩关系的影响机制国内学者刘长友<sup>[3]</sup>、曹胜根<sup>[4]</sup>等人做了大量理论和实验研究工作，对于矿山压力理论的进一步完善具有重要意义。针对浅埋煤层开采工作面的矿压特点及其影响因素，吕军<sup>[5]</sup>、黄庆享<sup>[6]</sup>、张杰<sup>[7]</sup>、柴敬<sup>[8]</sup>等人进行了卓有成效的研究工作。然而矿压显现的具体实践表明，开采过程中直接顶岩体的破坏机理及支架-围岩作用关系还有待进一步研究。

突变理论已被诸多学者应用于工程及矿山研究领域<sup>[9-11]</sup>，取得了一系列科研成果。杨治林等<sup>[12-13]</sup>应用突变理论分析了浅埋煤层工作面初次来压期间顶板的破断机制，给出了顶板台阶下沉的判据及下沉量的计算公式；但是文献只注重初次来压时顶板的破断分析，没有对周期来压过程中顶板沿煤壁切落台阶下沉的灾害机制进行研究，也没有研究直接顶在失稳破坏过程中与支架的相互作用关系及其对顶板切落压架的影响。

本文拟根据浅埋煤层周期来压过程中工作面具体特征，以直接顶为研究对象，将直接顶作为可变形介质，建立基本顶-直接顶-支架-架后矸石所组成的力学系统，分析系统失稳时直接顶的变形突跳机制，研究支架-围岩作用关系，分析直接顶变形突跳的影响因素，探讨顶板切落压架的发生机理。

## 1 力学模型及本构关系

### 1.1 力学模型

基本顶自重及上覆厚松散层荷载  $q_0$  通过基本顶岩梁传递给直接顶及架后矸石，导致直接顶、矸石和支架的压缩变形，当变形量增至某临界值时，基本顶沿煤壁产生大面积突然切落，导致煤矿事故发生。从力学理论研究角度出发，研究基本顶切落发生的机理，建立由浅埋煤层工作面基本顶、直接顶、支架和架后矸石组成的力学系统，一般可以用弹性体分别代表支架和矸石，基本顶一端由于破断裂缝存在，可以简化为与前方岩体的铰支连接。直

接顶、支架及矸石承受上覆岩重和梁自重的荷载  $q_0$ 。基本顶-直接顶-支架-矸石组成的力学系统可简化为图 1b 所示力学模型。

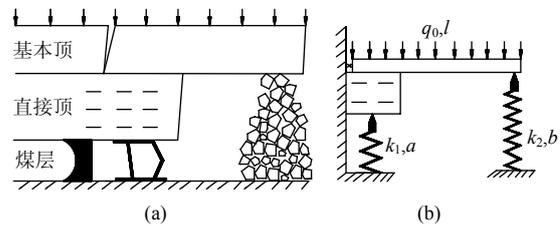


图 1 简化的力学模型

Fig.1 Simplified mechanical model

设直接顶岩体压缩量为  $u$ ，支架压缩量为  $w$ ，支架-直接顶全位移为  $a$ ，矸石压缩量为  $v$ ，支架刚度为  $k_1$ ，矸石刚度为  $k_2$ 。

根据简化力学模型中梁的边界条件设挠曲线方程为

$$y = \frac{1}{EI} \left( \frac{qx^4}{24} - \frac{qlx^3}{12} + \frac{ql^3x}{24} \right) + \frac{v-a}{l}x + a \quad (1)$$

### 1.2 直接顶岩体的本构关系

直接顶岩体的本构关系是具有软化性质的非线性关系，文献[14]对岩石类材料的应力-应变关系进行了探讨，并给出岩石应力  $\sigma$ 、应变  $\varepsilon$  关系

$$\sigma = E\varepsilon \left[ 1 - \int_0^\varepsilon \varphi(t) dt \right] \quad (2)$$

式中： $E$  为弹性模量初始值；积分  $\int_0^\varepsilon \varphi(t) dt$  为损伤参量，与岩石材料中的缺陷分布密度相关。当岩石中的缺陷符合泊松分布时，非线性本构关系式为

$$\sigma = E\varepsilon e^{-\varepsilon/\varepsilon_0} \quad (3)$$

对截面为  $A$ 、高为  $H$  的直接顶岩体，荷载  $R$  与变形  $u$  的关系(图 2)可表示为

$$R = \lambda u e^{-u/u_0} \quad (4)$$

式中： $\lambda = EA/H$ ，为岩体的初始刚度； $u_0$  为峰值荷载时对应的应变值。式(4)的非线性曲线在应变  $u_1 = 2u_0$  处有一拐点，对应的斜率绝对值为  $\lambda_1 = \lambda e^{-2}$ 。

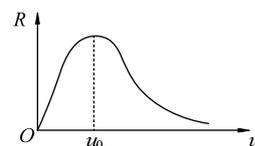


图 2 岩石的本构关系

Fig.2 Stress-strain curve of rocks

## 2 直接顶失稳的突变分析

### 2.1 突变理论

突变理论<sup>[15]</sup>中势函数的标准形式为

$$V(x) = \frac{1}{4}x^4 + \frac{1}{2}px^2 + qx \quad (5)$$

式中： $x$  为系统状态变量； $p, q$  为系统控制变量。

对势函数求一阶和二阶导数后分别得到系统的平衡方程(图 3a 所示)和奇点方程：

$$V'(x) = x^3 + px + q = 0 \quad (6)$$

$$V''(x) = 3x^2 + p = 0 \quad (7)$$

联立式(6), (7)消去  $x$ , 得到分叉集方程

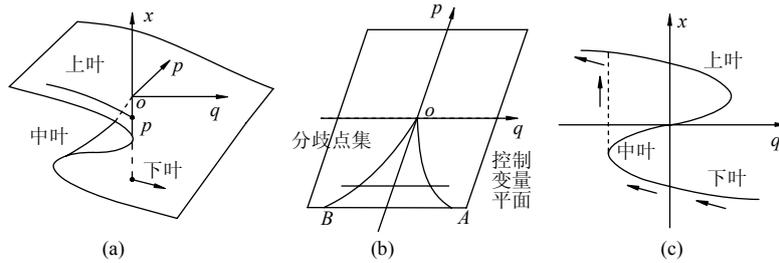


图 3 尖点突变模型

Fig.3 Point catastrophe model

### 2.2 系统势函数

由基本顶、直接顶、支架和矸石组成的力学系统总势能为<sup>[11,16]</sup>

$$V(x) = W_L + U_E + U_S \quad (9)$$

式中： $U_E$  为支架和矸石的弹性势能， $U_E = U_J + U_S$ ； $U_S$  为直接顶和基本顶的应变能， $U_S = U_Z + U_L$ ； $W_L$  为外力对系统做的功， $W_L = -\int_0^l qy dx$ 。

则系统的总势能为

$$V(x) = -\int_0^l qy dx + \frac{1}{2} \int_0^l EI(y'')^2 dx + \int_0^u \lambda u e^{-u/u_0} du + \frac{1}{2} k_1 (a-u)^2 + \frac{1}{2} k_2 v^2 \quad (10)$$

### 2.3 突变分析

以直接顶岩体压缩量  $u$  为状态变量，根据尖点突变理论  $V'=0$  得平衡曲面  $M$

$$V'_u = -\frac{ql}{2} - k_1(a-u) + \lambda u e^{-u/u_0} = 0 \quad (11)$$

则奇点集方程为

$$V''_u = k_1 + \lambda e^{-u/u_0} \left(1 - \frac{u}{u_0}\right) = 0 \quad (12)$$

平衡曲面  $M$  在尖点处满足  $V''' = 0$ ，可求得尖点

$$V'''_u = \left(2 - \frac{u}{u_0}\right) \frac{\lambda}{u_0} e^{-u/u_0} = 0 \quad (13)$$

则在尖点处有

$$u = 2u_0 = u_1 \quad (14)$$

可知尖点即是岩体本构曲线的拐点。

为将尖点突变模型整理成标准形式，在尖点处

$$4p^3 + 27q^2 = 0 \quad (8)$$

在曲面图 3a 的上叶、下叶和中叶的交界处，即图 3b 中的光滑折痕  $OA$  和  $OB$  上，有  $V''(x)=0$ ，满足分叉集方程(8)。外荷载的作用下，系统的平衡点移动，达到临界平衡状态，在微小扰动作用下会移动到中叶的非稳定状态，导致向上叶的突跳，使系统突变失稳(如图 3c 所示)。

进行泰勒级数展开，截取前 3 次项：

$$-\frac{ql}{2} - k_1(a-u_1) + \lambda u_1 e^{-u/u_0} + \left[ k_1 + \lambda \left(1 - \frac{u_1}{u_0}\right) e^{-u/u_0} \right] \cdot (u-u_1) - \frac{\lambda}{u_0} e^{-u/u_0} \left(2 - \frac{u_1}{u_0}\right) (u-u_1)^2 \frac{1}{2!} - \frac{\lambda}{u_0^2} e^{-u/u_0} \left(3 - \frac{u_1}{u_0}\right) (u-u_1)^3 \frac{1}{3!} \quad (15)$$

引入无量纲参数  $x = \frac{u-u_1}{u_1}$ ，将上式化简可得尖

点突变标准形式的平衡曲面方程

$$x^3 + px + q = 0 \quad (16)$$

其中：

$$p = \frac{3}{2}(K-1) \quad (17)$$

$$q = \frac{3}{2} \left( -\frac{ql}{2\lambda u_1 e^{-2}} + K\xi - 1 \right) \quad (18)$$

$$K = \frac{k_1}{\lambda e^{-2}} = \frac{k_1}{\lambda_1} \quad (19)$$

$$\xi = \frac{a-u_1}{u_1} \quad (20)$$

参数  $K$  是支架刚度与直接顶岩体本构关系曲线在拐点处的斜率之比，称为刚度比。 $\xi$  是全位移参数，与支架和直接顶的全位移  $a$  有关。由式(17), (18)可知，系统的控制变量  $p, q$  与刚度比  $K$ 、全位移参数  $\xi$ 、外荷载  $q_0$  和基本顶周期来压步距  $l$  有关。

分叉集方程是系统失稳的临界点，由式(8)可知，只有当  $p \leq 0$  时，系统才会越过分叉集发生变

形突跳,  $p \leq 0$  是系统失稳的必要条件, 由式(17)可知, 刚度比必须小于等于 1, 即

$$K \leq 1 \text{ 或 } \frac{k_1}{\lambda_1} = \frac{k_1 L e^2}{EA} \leq 1 \quad (21)$$

依据突变理论, 只有  $p, q$  满足分叉集方程(8)时, 系统才会突跳失稳, 因此分叉集方程是导致系统突跳失稳的充分条件。由图 3 可知, 当分叉集从右支( $q > 0$ )跨越到左支( $q < 0$ )时, 对应点处于不稳定状态, 状态变量  $x$  发生突跳, 对应于直接顶岩体变形值瞬间增大。由式(8)得该力学系统突变失稳的充要条件:

$$\begin{cases} 2(K-1)^3 + 9 \left( -\frac{ql}{2\lambda u_1 e^{-2}} + K\xi - 1 \right)^2 = 0 \\ K-1 \leq 0 \\ -\frac{ql}{2\lambda u_1 e^{-2}} + K\xi - 1 < 0 \end{cases} \quad (22)$$

由于刚度比  $K$  是支架刚度  $k_1$  与直接顶岩体应力应变曲线在拐点处的斜率  $\lambda_1$  之比, 所以刚度比  $K$  只与系统内部性质相关, 材料的内部特性是系统发生突变的必要条件。由式(22)中系统突变失稳的必要条件表达式可知, 在直接顶岩体结构材料参数一定时, 增大支架刚度  $k_1$ , 支架工作阻力增加, 刚度比  $K$  增大, 系统越稳定, 基本顶不易切落压架, 而减小支架刚度  $k_1$ , 刚度比  $K$  减小, 容易导致系统失稳。因此在合理范围内增加支架刚度对顶板稳定具有重要作用。当支架刚度  $k_1$  一定时, 因为直接顶是由层理结构面及节理裂隙组成的岩体, 所以直接顶岩体越完整, 刚度越大, 其弹性模量越大, 刚度比  $K$  越小, 系统越容易失稳, 导致基本顶切落压架; 直接顶岩体破碎, 刚度越小, 其弹性模量越小, 刚度比  $K$  越大, 系统也越稳定。

图 3c 中平衡曲面下叶代表系统能量的积累过程, 此时, 弹性势能逐渐增加, 系统处于稳定状态的临界点。随着回采工作的继续, 支架和研石变形量逐渐增加, 直接顶岩体压缩量  $u$  随应力应变曲线逐渐增加至中叶的临界状态, 当到达上叶后, 直接顶岩体压缩量  $u=2u_0=u_1$ , 变形量突然瞬间增大, 造成系统失稳, 导致基本顶沿煤壁切落, 系统达到新的平衡状态。直接顶变形突跳的整个过程, 就是系统状态的突变过程。

由式(22)中系统突变失稳的充分条件表达式可知, 系统失稳还与外荷载  $q_0 l$  有关。随着  $q_0$  增大, 系统所受荷载增加, 系统稳定性逐渐降低。荷载达

到一定值时, 系统发生突变失稳; 基本顶周期来压步距  $l$  越大, 系统稳定性降低, 当周期来压步距超过一定值, 满足了突变失稳的充分条件, 系统发生突变失稳。因此外荷载  $q_0$  及基本顶周期来压步距  $l$  是系统失稳的外部决定因素, 其大小足以改变系统的稳定状态。

通过对系统失稳充要条件式(22)分析表明, 系统是否失稳除与其内部特性 (直接顶弹性模量  $E$ 、厚度  $H$ 、长度  $L$ 、宽度  $b$ 、应力应变关系及支架刚度)相关, 还与基本顶自重及上覆厚松散层荷载大小有关。对直接顶岩体来说其应变软化特性越强, 弹性模量越大, 对应的  $\lambda_1$  越大, 刚度比  $K$  就越小, 系统就越容易失稳; 上覆荷载越大, 基本顶周期来压步距越长, 越容易跨越分叉点集, 系统越容易失稳。

浅埋煤层特有的上覆厚松散沙层特性, 使得荷载全部作用在顶板基岩上, 煤层工作面高强度开采过程中, 随着工作面开采推进, 基本顶上覆荷载逐步增大, 必然导致突变失稳的概率增加; 另外, 支架刚度一定的情况下, 支架对系统稳定性的影响程度及支架所受荷载大小, 均取决于直接顶岩体的力学特性和材料参数, 是否会造成基本顶切落压架, 决定于直接顶岩体是否会突跳失稳, 直接顶的岩性组成及完整性情况对突变的发生有决定性影响。

#### 2.4 突跳量计算

当系统满足突变失稳的充要条件时, 解式(16)得 3 个实根, 分别为:

$$x_1 = -\left[ -\frac{p}{3} \right]^{1/2} = -\frac{\sqrt{2}}{2}(1-K)^{1/2} \quad (23)$$

$$x_2 = x_3 = 2 \left[ -\frac{p}{3} \right]^{1/2} = \sqrt{2}(1-K)^{1/2} \quad (24)$$

当跨越分歧点集时状态变量  $x$  发生突跳(见图 3c), 突跳量为

$$\Delta x = x_3 - x_1 = \frac{3\sqrt{2}}{2}(1-K)^{1/2} \quad (25)$$

对应的系统失稳前后直接顶的突跳压缩量为

$$\Delta u = u_1 \Delta x = 3\sqrt{2}u_0(1-K)^{1/2} \quad (26)$$

将  $p, q$  代入式(8), 有

$$\xi = \frac{1}{K} \left[ 1 + \frac{ql}{2\lambda u_1 e^{-2}} \pm \frac{\sqrt{2}}{3}(1-K)^{3/2} \right] \quad (27)$$

由  $\xi = \frac{a-u_1}{u_1}$  ( $\xi$  取较大值), 得

$$a = \left[ 1 + \frac{1}{K} \left( 1 + \frac{ql}{2\lambda u_1 e^{-2}} \right) + \frac{\sqrt{2}}{3}(1-K)^{3/2} \right] 2u_0 \quad (28)$$

综合式(26), (28), 当系统内部特性一定的情况下, 当全位移达到式(26)所示值时, 系统将发生突跳, 突跳量大小由式(28)确定。全位移  $a$  大小除与系统内部特性相关外还与外荷载有关, 而突跳量  $\Delta u$  仅由直接顶材料特性和刚度比决定。

### 2.5 系统失稳的能量释放

将系统势函数表达式(10)在尖点处按照泰勒级数展开, 并截取至 4 次项, 引入无量纲参数  $x, p, q$  得

$$V = \frac{2}{3} \lambda u_1 e^{-2} u_0^2 [x^4 + 2px + 4qx + c] \quad (29)$$

将式(23), (24)中的  $x_1, x_3$  代入式(29), 并利用  $p = \frac{3}{2}(K-1)$  得突变过程中的能量释放量为

$$\Delta V = V(x_3) - V(x_1) = \frac{1}{2} \lambda_1 e^{-2} u_0^2 (1-K)^2 \quad (30)$$

由式(30)可知, 系统突变所释放的能量与外荷载作用程度无关, 只决定于刚度比  $K$  以及直接顶岩体的材料参数。

当  $K \rightarrow 0$  时, 能量释放达到极限值

$$\Delta V_{\max} = \frac{1}{2} \lambda_1 e^{-2} u_0^2 \quad (31)$$

综合式(30), (31)可知, 刚度比  $K$  越小, 系统失稳时的能量释放量越大, 来压越剧烈, 发生压架灾害的可能性越大。

### 3 参数分析与工程应用

为深入分析系统突变失稳过程中顶板的全位移量  $a$  和能量释放量  $\Delta V$  的主要影响因素, 结合神东矿区大柳塔煤矿 C202 工作面工程地质情况, 对其主要参数进行分析, 图 4, 5 分别为外荷载、支架刚度、基本顶周期来压步距改变时对应的全位移和能量释放量关系曲线。

分析曲线图 4, 5 可知, 随着外荷载和周期来压步距的增大, 顶板的全位移量  $a$  呈线性增大趋势, 表明当外荷载和周期来压步距增加时, 系统失稳对工作面造成的破坏增大。由曲线 5 可知, 支架刚度与系统释放能量的关系呈抛物线形式变化。根据支架刚度与直接顶刚度的相对关系, 当支架刚度小于直接顶刚度时, 随支架刚度增大, 系统释放的能量逐渐降低, 当支架刚度与直接顶刚度相同时, 释放的能量达到最低值, 此后, 支架刚度增加, 系统失稳释放的能量逐渐增大。因此, 合理控制支架的刚度对减小突变失稳对工作面造成的破坏具有积极作用。

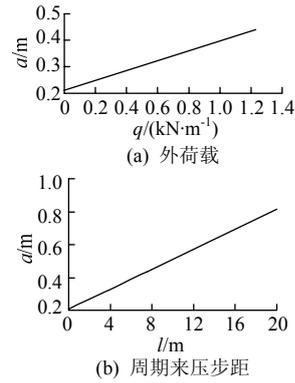


图 4 外荷载、周期来压步距与台阶下沉关系曲线  
Fig.4 The relationship curves of external load, step convergence and the roof periodic weighting step

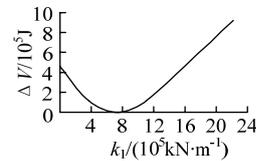


图 5 支架刚度与能量释放量关系曲线  
Fig.5 The relationship curve of support stiffness and energy release quantity

神东矿区大柳塔煤矿 C202 工作面煤层厚度 3.5~4.1 m, 平均 3.8 m, 倾角小于 3°, 埋藏深度平均 65 m。根据该工作面的煤系地层典型柱状图, 覆岩上部为 25 m 厚松散层, 基本顶主要为砂岩和砂质泥岩, 岩层完整, 其厚度  $H_L=17.3$  m, 弹性模量  $E_L=11$  GPa, 上覆岩层及基本顶载荷  $q=1.23$  MPa; 直接顶主要为粉砂岩、泥岩和砂质泥岩, 层理发育, 其厚度  $H_Z=3.6$  m, 弹性模量  $E_Z=5$  GPa; 实测基本顶周期来压步距  $l=7.56$  m, 基本顶岩块破断后形成沿工作面煤壁整体切落的台阶下沉, 下沉量约为 458 mm<sup>[1]</sup>。

由式(22)可确定系统失稳的充要条件。

1) 确定系统失稳的必要条件。

$$\text{由 } \lambda = EA/L \text{ 得 } \lambda_1 = \lambda e^{-2} = \frac{E_Z A}{H_Z} e^{-2}$$

$$\text{代入式(22)得 } \frac{k_1}{\lambda_1} = \frac{k_1 H_Z e^2}{E_Z A} = 0.203 < 1$$

2) 将各参数代入式(18), 即  $q < 0$  得

$$-\frac{ql}{2\lambda u_1 e^{-2}} + K\xi - 1 = -2.295 < 0$$

由突变失稳判据的计算结果可知, C202 工作面组成的力学系统满足了失稳的充分条件和必要条件, 具有发生基本顶沿煤壁台阶下沉切落压架的可能性。根据实测, 神东矿区大柳塔煤矿 C202 普采

工作面周期来压过程中出现了 6 次不同程度的台阶下沉，下沉量在 360~600 mm 之间，平均达到 458 mm。证明理论计算与实际情况相符。

### 3) 工作面失稳的能量释放

将各参数代入式(30)，经计算得

$$\Delta V = \frac{1}{2} \lambda_1 e^{-2} u_0^2 (1-K)^2 = 1724 \text{ kJ}$$

C202 工作面当前力学和材料参数满足系统失稳的必要条件，同时也满足有外荷载作用存在时的必要条件，而对于由基本顶-直接顶-支架-矸石组成的力学系统要想保证系统稳定直接顶不发生突跳失稳，可以通过增加支架刚度提高工作阻力、控制开采强度及调整开采顺序等手段，来避免基本顶沿煤壁切落而造成压架事故。

## 4 结 论

1) 根据直接顶岩体在荷载作用下破坏失稳的非线性变化特点，本文针对浅埋煤层工作面周期来压过程中顶板沿煤壁切落台阶下沉的实际情况，应用突变理论分析方法，建立了由基本顶、直接顶、支架和架后矸石组成的力学系统。导出了系统失稳的充要力学条件表达式及直接顶岩体的变形突跳量的表达式。对揭示直接顶破坏机理、顶板的失稳切落机制、分析浅埋煤层开采中支架-围岩关系具有积极的意义。

2) 系统的失稳主要是由直接顶岩体应变软化破坏引起的，由失稳的充要条件可知，除与直接顶岩体和支架的材料性质有关外，还与其所受上覆荷载及基本顶周期来压的步距有关。

3) 利用突变失稳的充要条件，对神东矿区 C202 工作面稳定性进行了计算分析，计算结果与现场实际情况相吻合，证明理论推导的可行性。并给出了相关建议，可为工程实践提供理论指导。

### 参考文献：

- [1] 黄庆享. 浅埋煤层长壁开采顶板结构及岩层控制研究[M]. 徐州：中国矿业大学出版社，2000：19-28.
- [2] 钱鸣高. 20 年来采场围岩控制理论与回顾[J]. 中国矿业大学学报，2000，29(1)：1-4.  
QIAN Minggao. Review of the theory and practice of strata control around longwall face in recent 20 years[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2000, 29(1): 1-4.
- [3] 刘长友，钱鸣高，曹胜根，等. 采场直接顶对支架与围岩关系的影响机制[J]. 煤炭学报，1997，22(5)：471-476.
- LIU Changyou, QIAN Minggao, CAO Shenggen, et al. Influencing mechanism of immediate roof on the relation between supports in the workings and surrounding rocks [J]. Journal of China Coal Society, 1997, 22(5): 471-476.
- [4] 曹胜根，钱鸣高，缪协兴，等. 直接顶的临界高度与支架工作阻力分析[J]. 中国矿业大学学报，2000，29(1)：73-77.  
CAO Shenggen, QIAN Minggao, MIAO Xiexing, et al. Critical height of immediate roof and working resistance of support[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2000, 29(1): 73-77.
- [5] 吕军，侯忠杰. 影响浅埋煤层矿压显现的因素[J]. 矿山压力与顶板管理，2000，17(2)：39-43.  
LYU Jun, HOU Zhongjie. Factors that influence the behavior of ground pressure under shallow buried conditions[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2000, 17(2): 39-43.
- [6] 黄庆享. 浅埋煤层的矿压特征与浅埋煤层定义[J]. 岩石力学与工程学报，2002，21(8)：1174-1177.  
HUANG Qingxiang. Ground pressure behavior and definition of shallow seams[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(8): 1174-1177.
- [7] 张杰，侯忠杰. 厚土层浅埋煤层覆岩运动破坏规律研究[J]. 采矿与安全工程学报，2007，24(1)：56-59.  
ZHANG Jie, Hou Zhongjie. Failure rule of overburden movement in shallowly buried coal seam covered with thick soils[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2007, 24(1): 56-59.
- [8] 柴敬，高登彦，王国旺，等. 厚基岩浅埋大采高加长工作面矿压规律研究[J]. 采矿与安全工程学报，2009，26(4)：437-440.  
CHAI Jing, GAO Dengyan, WANG Guowang, et al. Study of ground pressure behavior of an extended mining face in a shallow seam with thick bedrock[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2009, 26(4): 437-440.
- [9] 赵常洲，李占强，魏风华，等. 地下工程中支架和围岩相互作用的突变模型[J]. 岩土力学，2005，26(增刊 1)：17-20.  
ZHAO Changzhou, LI Zhanqiang, WEI Fenghua, et al. Catastrophe model of support and surrounding rock of underground engineering[J]. Rock and Soil Mechanics, 2005, 26 (Sup 1): 17-20.
- [10] 秦四清，何怀锋. 狭窄煤柱冲击地压失稳的突变理论分析[J]. 水文地质与工程地质，1995，18(5)：17-20.  
QIN Siqing, HE Huaifeng. The study of rockburst on narrow coal pillar by the catastrophe theory[J]. Hydrogeology and Engineering Geology, 1995, 18(5): 17-20.