

Список литературы

1. Булат, А. Ф. Управление геомеханическими процессами при отработке угольных пластов [Текст] / А. Ф. Булат, А. Т. Курносов. – К.: Наук. думка, 1987. – 200 с.
2. Анциферов, А.В. Геомеханічний моніторинг підземних геотехнічних систем : монографія [Текст] / А.В. Анциферов, С.І. Скіпочка, А.О. Яланський та ін. – Донецьк : Вид-во «Ноулідж», 2010. – 253 с.
3. Экспериментально-аналитический метод прогноза направлений и интенсивности газовых потоков [Текст] / А. Ф. Булат, С. А. Курносов, И. Н. Слащев и др. // Геотехническая механика. – Днепропетровск : ИГТМ НАНУ, 2005. – Вып. 59. – С. 10-21.
4. Виноградов, В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок [Текст] / В.В. Виноградов. – К.: Наук. думка, 1989. – 192 с.
5. Практический опыт повышения эффективности угледобычи и безопасности труда в сложных горно-геологических условиях [Текст] / И.Н. Слащев, С.А. Курносов, Е.А. Слащева и др. // Науковий вісник НГУ. – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2009. – № 11. – С. 20-25.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голиньком В.І.
Надійшла до редакції 02.10.10*

УДК 622.013.364.3

© В.О. Калініченко, О.Я. Хівренко, М.В. Перетяцько

ПРОГНОЗУВАННЯ РІВНЯ ПОКАЗНИКІВ ВИЛУЧЕННЯ РУДИ МЕТОДОМ «МОНТЕ-КАРЛО»

В дослідженнях розглянута методика прогнозування рівня втрат та засмічення руди, обумовлених неточністю формування стелини-цілика над доставочними виробками, при розробці покладів системами підповерхового обвалення з торцевим випуском руди плоским похилим потоком, використовуючи метод «Монте-Карло».

В исследованиях рассмотрена методика прогнозирования уровня потерь и засорения руды, обусловленных неточностью формирования целика-потолочины над доставочными выработками, при разработке месторождений системами поэтажного обрушения с торцевым выпуском руды плоским наклонным потоком, используя метод «Монте-Карло».

The article is devoted to prediction technique «Monte Carlo» of ore losses and dilution, caused by inaccuracy of production drifts overhead pillar forming, under large-scale sublevel caving and ore drawing by flat inclined stream.

Вступ. Підприємство у сучасній ринковій економіці, функціонуючи як відкрита система, стає перед проблемою визначення впливу чинників зовнішнього середовища та адекватного впорядкування своєї діяльності. Важливою передумовою ефективного використання обмежених виробничих ресурсів і досягнення високих кінцевих результатів є планування діяльності підприємства.

Одним з важливих розділів маркетингу гірничовидобувного підприємства є планування якості видобуваної корисної копалини. Це дозволяє оперативно реагувати на динамічність і мінливість галузевої конкуренції, прогнозувати показники фінансової ефективності роботи підприємства та строки повернення кредитів, упевнено почувати себе на олігополістичному ринку мінеральної сировини.

Стан питання. Перехід від раніш використовуваних пасивних функцій контролю якості руди, виконуємого часто по принципу її придатності чи непридатності, до управління якістю, що включає активні функції встановлення, забезпечення і підтримки оптимального його рівня, можливий лише на базі вірогідно-статистичних методів роботи з вихідною, поточною і плануємою інформацією.

Математичні методи протягом десятиріч успішно застосовуються в фізиці, механіці, астрономії і інших науках. Вони широко розповсюджені, зокрема, в геології, гірничій справі і збагаченні, де доводиться мати справу з гігантськими потоками інформації. Однак використання цих методів стримувалося відсутністю ефективних засобів їх реалізації. З розвитком сучасних ЕВМ і персональних комп'ютерів з'являються широкі можливості застосування вірогідно-статистичних методів при управлінні якістю руди.

Мета роботи — розробити алгоритм прогнозування погіршення показників вилучення при системах підповерхового обвалення з торцевим випуском плоским похилим потоком, обумовлених неточністю формування відставання відробки цілика-стелини над доставочними виробками, використовуючи метод «Монте-Карло».

Основна частина. Конструкція системи розробки підповерхового обвалення з торцевим випуском руди плоским похилим потоком представлена на рис. 1.

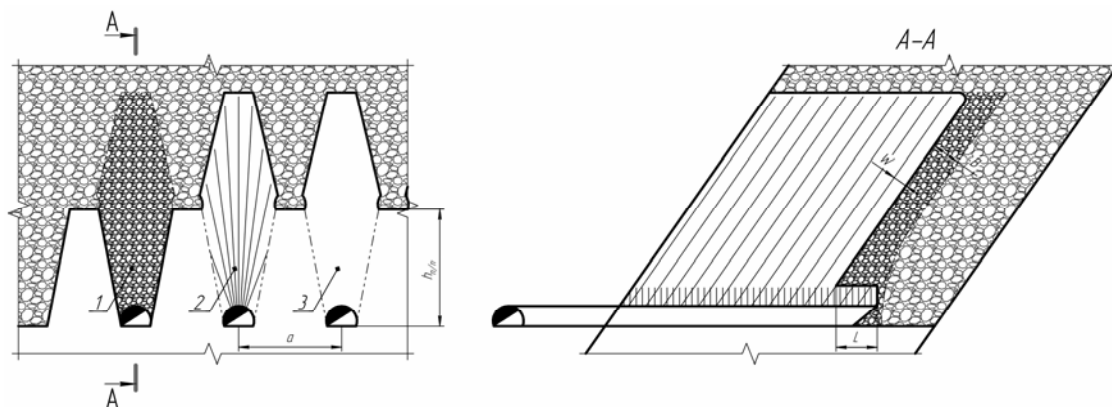


Рис. 1. Система підповерхового обвалення з відбійкою на затиснене середовище та випуском руди плоским похилим потоком:

- 1 – панель, що знаходиться на стадії відбійки, випуску та доставки корисної копалини;
- 2 – панель, що знаходиться на стадії бурових робіт;
- 3 – панель, що знаходиться на стадії підготовки

Технологічні операції ведуться у наступній послідовності. На початку відпрацювання панелі проводиться її відрізка від масиву порід лежачого боку будь-яким зі стандартних способів. Відбита руда випускається, формується затиснене середовище. Подальше відпрацювання панелі здійснюється на затиснене середовище у напрямку від лежачого до висячого боку, похилими шарами (з кутом нахилу рівним кутові падіння покладу), товщиною по 5–7 м (кратними лінії найменшого опору), шляхом підривання віял глибоких свердловин, вибурених з буро-доставочних ортів. При цьому, для приведення у відповідність то-

вщини похилого потоку, що створюється, товщині відбиваємого шару руди, шляхом підриванням штангових шпурів, вибурених з доставочних ортів на етапі їх проведення, регулюють відставання цілика-стелини над доставочними виробками на величину L , яка пов'язана з товщиною відбиваємого шару наступним виразом

$$B = \sqrt{1,466 \cdot L^2 \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha \cdot (1 - \varepsilon^2)} \cdot \sin \alpha \quad (1)$$

де B – нормальна товщина відбиваємого шару, м;

L – величина відставання відробки стелини-цілика над доставочними виробками, м;

α – кут падіння відбиваємих шарів (кут падіння покладу), град.;

ε – ексцентриситет фігури випуску, дол. од.

Ексцентриситет може бути знайдений за виразом

$$\varepsilon = 0,000007 \cdot \left(\frac{L \cdot \operatorname{tg} \alpha}{m}\right)^3 - 0,00085 \cdot \left(\frac{L \cdot \operatorname{tg} \alpha}{m}\right)^2 + 0,029 \cdot \frac{L \cdot \operatorname{tg} \alpha}{m} + 0,6022 \quad (2)$$

де m – глибина занурення робочого органу навантажувальної машини, м.

Як уже згадувалося, відставання відробки стелини-цілика над доставочними виробками регулюється за допомогою буровибухового способу, який не є досить точним. Цілком очевидно, що при утворенні фактичної величини відставання відробки стелини-цілика більше за розрахункову, товщина похилого потоку буде більшою за товщину відбитого шару руди і буде захоплювати частину пустої породи, що призведе до деякого підвищення рівня засмічення руди. В протилежному випадку, при утворенні фактичної величини відставання відробки стелини-цілика меншої за розрахункову, товщина похилого потоку буде меншою за товщину відбитого шару руди і спостерігатиметься деяке підвищення рівня втрат корисної копалини.

На величину похибки формування відставання відробки стелини-цілика впливає безліч випадкових і слабо залежних факторів, кожен з яких грає в загальному підсумку незначну роль (відсутні домінуючі фактори), тому можна припустити, що ця величина цієї похибки підпорядковується нормальному закону розподілення Гаусса-Лапласа (рис. 2)

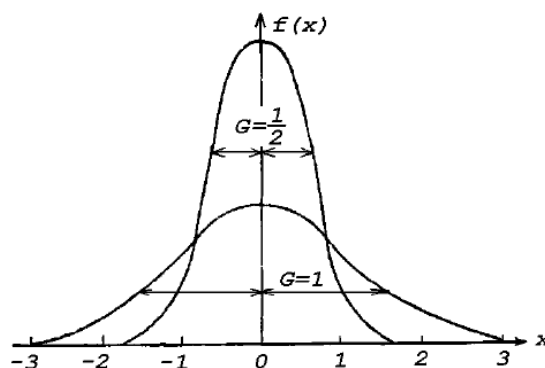


Рис. 2. Графіки щільності розподілення вірогідностей при різних значеннях ексцесу для нормального розподілення безперервної випадкової величини

$$f(x) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{[x-M(x)]^2}{2\sigma^2}}$$

де x – випадкова величина;

$M(x)$ – математичне очікування або середнє арифметичне;

σ – середньоквадратичне відхилення.

Функція розподілення в цьому випадку визначиться як інтеграл щільності розподілення вірогідностей

$$F(x) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^x e^{-\frac{[x-M(x)]^2}{2\sigma^2}} dx$$

Очевидно, що похибка формування величини відставання відробки стелини-цілика знаходиться в межах лінії найменшого опору штангових шпурів, що використовуються для регулювання величини цього відставання, відповідно рівень ексцесу кривої розподілення вірогідності становитиме $G=1/3$ (величина похибки знаходиться в межах ЛНО шпурів з вірогідністю 99,73%).

Тоді використовуючи метод «Монте-Карло» за допомогою програмного пакету MathCAD змодельємо погіршення показників вилучення руди в результаті похибки формування величини відставання відробки стелини-цілика (розрахунок ЛНО проводиться за методикою проф. Капленка Ю.П.) рис. 3.

Вихідні дані:

Коефіцієнт міцності руди за шкалою проф. Протод'яконова $f := 6$

Коефіцієнт неоднорідності масиву $k := 1$

Кут падіння покладу, град. $a := 55$

Діаметр глибоких свердловин, мм $d1 := 115$

Діаметр штангових шпурів, мм $d2 := 55$

Кількість відбиваємих віял свердловин за один вибух $n := 2$

Глибина занурення робочого органу навантажувальної машини, м $m := 1$

Розрахунок:

Коефіцієнт підриваємості гірської породи $C0 := 20 + 56 \cdot \exp(-0.2 \cdot f)$ $C0 = 36.867$

Лінія найменшого опору для свердловин, м $W1 := k \cdot C0 \cdot \frac{d1}{1000}$ $W1 = 4.24$

Лінія найменшого опору для шпурів, м $W2 := k \cdot C0 \cdot \frac{d2}{1000}$ $W2 = 2.028$

Товщина відбиваємого шару руди, м $Vp := W1 \cdot n$ $Vp = 8.479$

Математичне очікування величини відставання відробки цілика-стелини, м

$L := 1$

$$L := \text{root} \left[-Vp + \sqrt{1.5 \cdot L^2 \cdot (\tan(a \cdot \text{deg}))^2 \cdot \left[1 - \left[\left[0.000007 \cdot \left(\frac{L \cdot \tan(a \cdot \text{deg})}{m} \right)^3 \dots \right] \right]^2 \cdot \sin(a \cdot \text{deg}) \cdot L} \right. \right. \\ \left. \left. + -0.00085 \cdot \left(\frac{L \cdot \tan(a \cdot \text{deg})}{m} \right)^2 \dots \right] \right. \\ \left. + 0.029 \cdot \frac{L \cdot \tan(a \cdot \text{deg})}{m} + 0.6022 \right]$$

$L = 13.186$

Рис. 3. Програмний код виконання програми в MathCAD

Програма генерації середньоквадратичного відхилення відставання відробки цілика-стелини

```

LNorm(Z) :=
  x ← 0
  for i ∈ 1..12
    x ← x + rnd(1)
  x ← x - 6
  return  $\frac{x}{3}$ 

```

Середньовиважене відхилення відставання відробки цілика стелини, м

```

Lf(Z2) := W2·LNorm(Z2)
Lss :=
  s ← 0
  Count ← 106
  for i ∈ 1..Count
    s ← s + |Lf(i)|
  return  $\frac{s}{\text{Count}}$ 
Lss = 0.542

```

Середньовиважене відставання відробки цілика стелини, м

$LsZ := L + Lss \quad LsZ = 13.728$
 $LsV := L - Lss \quad LsV = 12.645$

Середньовиважена товщина похилого потоку, м

$$BsZ := \sqrt{1.5 \cdot LsZ^2 \cdot (\tan(a \cdot \text{deg}))^2 \cdot \left[1 - \left[\begin{array}{l} 0.000007 \cdot \left(\frac{LsZ \cdot \tan(a \cdot \text{deg})}{m} \right)^3 \dots \\ + -0.00085 \cdot \left(\frac{LsZ \cdot \tan(a \cdot \text{deg})}{m} \right)^2 \dots \\ + 0.029 \cdot \frac{LsZ \cdot \tan(a \cdot \text{deg})}{m} + 0.6022 \end{array} \right]^2} \cdot \sin(a \cdot \text{deg})$$

BsZ = 8.703

$$BsV := \sqrt{1.5 \cdot LsV^2 \cdot (\tan(a \cdot \text{deg}))^2 \cdot \left[1 - \left[\begin{array}{l} 0.000007 \cdot \left(\frac{LsV \cdot \tan(a \cdot \text{deg})}{m} \right)^3 \dots \\ + -0.00085 \cdot \left(\frac{LsV \cdot \tan(a \cdot \text{deg})}{m} \right)^2 \dots \\ + 0.029 \cdot \frac{LsV \cdot \tan(a \cdot \text{deg})}{m} + 0.6022 \end{array} \right]^2} \cdot \sin(a \cdot \text{deg})$$

BsV = 8.263

Погіршення показників вилучення корисної копалини в окремих блоках, %

$$VtratiB := \left(1 - \frac{BsV}{Bp} \right) \cdot 100 \qquad ZasmichennyaB := \left(\frac{BsZ - Bp}{BsZ} \right) \cdot 100$$

VtratiB = 2.548

ZasmichennyaB = 2.567

Погіршення показників вилучення корисної копалини по руднику, %

$$VtratiR := \frac{VtratiB}{2} \qquad ZasmichennyaR := \frac{ZasmichennyaB}{2}$$

VtratiR = 1.274

ZasmichennyaR = 1.284

Продовження рис. 3.

Провівши аналогічні розрахунки для варіанту з відбійкою по одному віялу за вибух, погіршення показників вилучення по руднику склало: втрати — 4,852%, засмічення — 4,179%. Це пояснюється тим, що абсолютна величина похибки залежить лише від точності виконання БВР по формуванню величини відставання відробки стелини-цілика, а її відносна величина, при зменшенні товщини відбиваємого шару за один вибух, зростає, що і призводить до збільшення рівня втрат та засмічення.

Таким чином розроблений алгоритм дає змогу оперативно проводити планування виробництва, будувати середньо та короткострокові прогнози показників якості видобуваної корисної копалини.

Список літератури

1. Планування діяльності підприємства: Навч. посіб. / За заг. ред. В.Є. Москалюка. – К.: КНЕУ, 2005. – 384 с.
2. Богуславский Э.И. Управление качеством руды: Учеб. пособие. – СПб: Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет), 2002. – 78 с.
3. Смолич С.В., Смолич К.С. Решение горно-геологических задач методом «Монте-Карло»: Учеб. пособие. – Чита: ЧитГУ, 2004. – 103 с.
4. Кирьянов Д. Mathcad 13. – СПб: БХВ-Петербург, 2006. – 608 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширіним Л.Н.
Надійшла до редакції 15.10.10*

УДК 622.625.28

© В.В. Проців

ПЕРЕВІРКА АДЕКВАТНОСТІ ДИНАМІЧНОЇ МОДЕЛІ ПОЛОЖЕННЯМ КЛАСИЧНОЇ МЕХАНІКИ

Разработано систему из 10 тестов, позволяющих выполнить проверку динамической модели движения шахтного поезда, построенной на основе уравнений Лагранжа второго рода, на адекватность основным положениям классической механики. Проведено тестирование и представлены его результаты для модели тяжелого шарнирно-сочлененного локомотива Э10 в различных условиях торможения.

Розроблено систему із 10 тестів, що дозволяють виконати перевірку динамічної моделі руху шахтного потягу, побудованої на основі рівнянь Лагранжа другого роду, на адекватність основним положенням класичної механіки. Проведено тестування і представлені його результати для моделі важкого шарнірно-зчленованого локомотива Е10 в різних умовах гальмування.

The system is developed from 10 tests, allowing to execute verification of the dynamic model of motion of mine train, built on the basis of La Grange's equalization, on adequacy to the substantive provisions of classic mechanics. Testing is conducted and its results are represented for the model of the heavy joint-joined locomotive of E10 under various conditions braking.

Вступ. Використання шахтних важких шарнірно-зчленованих локомотивів вимагає ретельного аналізу їх можливостей при використанні на ділянках з важким профілем колії (до 50 %). Представляє інтерес прогнозування їх тягових і особливо гальмівних характеристик. Для точного урахування всіх можли-