Годишник на Минно-геоложкия университет "Св. Иван Рилски"
том 44-45, свитък II, Добив и преработка на минерални суровини, София, 2002, стр. 5-9

РАЗРАБОТВАНЕ НА АЛГОРИТЪМ И ТЕХНИЧЕСКО РЕШЕНИЕ ЗА ИЗБОР НА ОПТИМАЛНА СХЕМА НА РАЗКРИВАНЕ НА РУДНИЧНО ПОЛЕ

Георги Михайлов

Минно-геоложки университет
"Св.Иван Рилски"
София 1700, България
E-mail: mihayg@mgu.bg

Георги Георгиев

Минно-геоложки университет
"Св.Иван Рилски"
София 1700, България
E-mail: georgiev@mgu.bg

РЕЗЮМЕ
Един от основните етапи при подземното разработване на полезни изкопаеми е разкриването им. Разкриването на рудничното поле се характеризира със специфични особености, които поддържат непрекъснато актуалността на тяхното изучаване. При разработения алгоритъм е формирана целева функция и е избран метод за изследване на екстремалните и стойности. Разработен е подходящ математичен модел за технико-икономическа оценка на схемата на разкриване, базирана на многокритериален подход и генериране на множество варианти. Резултатите постигнати при формулиране на задачата за избор на оптимална схема на разкриване са: съставена е целева функция за оптимизиране на подземния транспорт, подема и транспорта на повърхността до консуматора. Получено е решение в 3D измерение.

Ключови думи: алгоритъм, пласт, руда, жила, полезно изкопаемо, рудничо поле.

ВЪВЕДЕНИЕ

Проектирането и практическата реализация на разкриването на руднични полета се извършва в условия на най-малка достоверност на информацията за природната среда. Често пъти тази информация се основава на данни от разработване на аналогични находища или данни, събрани в процеса на прокарване на геолого-проучвателните изработки.

Срокът на експлоатация на разкриващите изработки съответства на периода на разработване на рудничното поле и всяка грешка или неточност, допусната при залагане на разкриващите изработки има сериозни икономически последствия. Тяхната тежест може да се окаже решаваща и в един момент да се достигне до преждевременно затваряне на минното предприятие.

ПОСТАНОВКА НА ЗАДАЧАТА. ФОРМИРАНЕ НА ЦЕЛЕВИТЕ ФУНКЦИИ ПРИ РЕШАВАНЕ НА ЗАДАЧАТА

Решаването на задачата за избор на място за разполагане на разкриващата изработка е била поставена още с първите опити за въвеждане на строги изчислителни методи при определяне на елементите на подземната добивна технология. За първи път този проблем се поставя на научна основа в трудовете на руските учени Б.И. Бокий и Л.Д. Шевяков. От съвременна гледна точка поставянето на задачата и нейното решение задължително се разглежда в 3D измерение. Освен изборът на място на разполагане на главна разкриваща изработка, особено актуален е проблемът за определяне на начина за разкриване на находището. Така се формира една обща задача, състояща се от две взаимно свързани условия, решаването на която следва да се счита като конкретен израз на използването на комплексен подход в съвременните компютърни технологии в минното дело.

При определяне на мястото на разполагане на разкриваща изработка при пластови находища, задачата е намерила достатъчно представителни решения. Те имат универсален характер - могат да се използват независимо от ъгъла на залягане и броя на пластовете, представляващи находището. Като критерии се използват разходите за строителство на изработките и разходите за транспорта по тях публикуван в (Велев М. 1986). Целевата функция е от вида:

$$w = f(x, y, z), \qquad (1)$$

където: x, y, z са текущите координати на условна координатна система с предварително уточнени правила за нейното ориентиране. Решаването на задачата се облекчава ако реалната земна повърхнина се апроксимира с равнината:

$$z = ax + by + c_z, \tag{2}$$

където a, b, c са числени коефициенти. Тогава целевата функция w зависи само от координатите x и y. От системата ирационални уравнения:

$$\frac{\partial w}{\partial x} = 0; \tag{3}$$

$$\frac{\partial w}{\partial y} = 0, \tag{4}$$

чрез последователни приближения се намират координатите на оптималното разположение на разкриващата изработка публикувано от (Велев М. 1986).

При разработване на рудни находища задачата съществено се усложнява от наличието най-малко на три допълнителни, но съществени фактора:

- много често рудните жили имат неравномерен характер на разпределение на полезните компоненти, представени са от отделни рудни стълбове, които за удобство по долу ще се наричат ***геоложки блокове***;
- отделните геоложки блокове в рудните жили имат ясно изразено склонение, което в дълбочина оказва съществено влияние върху размерите и границите на рудничното поле т.е. склонението оказва влияние върху топологията на мрежата от минни изработки за разкриване и подготовка на етажите;
- неравномерен характер има и дебелината на рудните жили (геоложките блокове), което означава, че количеството на товарите съответстващо на запасите в отделните блокове по отделните етажи ще бъде различно.

Към тези особености следва да се прибави характерът на терена на повърхността и разстоянието до консуматора. По този начин се създават предпоставки за разработване на обобщен алгоритъм за избор на техническо решение за разкриване на рудничното поле, основаващ се на 3D постановка на задачата. Въвежда се условна координатна система ориентирана така, че цялото руднично поле да бъде разположено в положителния октант. Оста (y) съвпада с линията на разпространение на рудните жили, а оста (x) е ориентирана напречно на линията на разпространение т.е. по западане.

Съставя се целева функция (w) която отчита работа на транспорта по етажните извозни галерии и травербаните, съответно $w_г$ и $w_{тр}$, работа на подема по вертикалната шахта - $w_п$ и работа на транспорта на повърхността до консуматора $w_к$.

Основната идея на авторите в настоящата разработка е че, геоложките блокове намиращи се по отделните етажи могат да бъдат описани много точно в пространството с помощта на техните индекси и координати. В такъв случай е необходимо да се идентифицират центровете на тежестта на геоложките блокове по отделните етажи чрез разстоянието R от началото на условно въведената координатна система, претоварните пунктове P на етажните галерии и травербаните, количеството на товарите Q от всеки добивен блок в границите на етажа, прободната точка F, определяща мястото на пресичане на вертикалната шахта със земната повърхност, положението на консуматора K. Задачата се разглежда при условие, че мястото на консуматора е предварително определено т.е. неговите координати са известни $K(x_k,y_k,z_k)$. Така формулираната задача изисква въвеждането на тройна индексация - i, j, k където:

- i =1..n - индексът показващ поредния номер на геоложките блокове (стълбове), намиращи се на етажа, разположени по линията на разпространение на рудните жили;
- j =1..m - индексът показващ мястото на поредната жила, определена напречно на линията на разпространение;
- k =1..t - индексът показващ поредния номер на етажа в рудничното поле.

В такъв случай при предварително определена геометрия на добивния блок (дължина $L_{бл}$ и височина $H_{бл} = H_{ет}$, където $H_{ет}$ е височината на етажа) може да се определи количеството на запасите респ. товарите Q[ijk], които следва да се транспортират до повърхността, а оттам до консуматора. Очевидно

$$\sum_{i=1}^{n}\sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t} Q[ijk] = \frac{z_{бал}(1-a_e)}{1-b}, t, \tag{5}$$

където: $z_{бал}$ - са балансовите запаси в рудничното поле; a_e - експлоатационните загуби; b - обедняването на рудата. В случая $z_{бал}$, a_e, b са константни величини т.е. влиянието на добивната технология не се отчита.

След като се знаят координатите на геоложките блокове по отделните етажи могат да бъдат изчислени геометричните размери, количеството, производителността и разположението им по отделните етажи с помощта на три ъгъла (фиг.1):

- Ъгълът на западане α на жилата или на геоложкия блок в равнината 0xz, като α се изменя в интервала $0 \le \alpha \le 180°$;
- Ъгълът на склонение φ на геоложкия блок по отделните етажи в равнината 0yz, като φ се изменя в интервала $0 \le \varphi \le 180°$;
- Азимутният ъгъл β на геоложкия блок по отделните етажи в равнината 0xy, като β се изменя в интервала $0 \le \beta \le 360°$.

Изчисляването на параметрите като геометрични размери, количество, производителност става след като са определени чрез координатите на геоложките блокове по отделните етажи ъглите α, β, φ (фиг.1):

- *проектираната дължина* (S) на [ijk] - тия геоложки блок по отделните етажи като разлика от максималните и минималните (y) координати:

$$S[ijk] = y^{max}[ijk] - y^{min}[ijk],\ m\ ; \qquad (6)$$

- *реалната дължина* (S_r) на [ijk] - тия геоложки блок по отделните етажи като разлика от максималните и минималните (y) координати:

$$S_r[ijk] = (y^{max}[ijk] - y^{min}[ijk]) / \cos(\beta[ijk]) = \\ = S[ijk] / \cos(\beta[ijk]),\ m\ ; \qquad (7)$$

- *реалната дебелината* (m_r) на [ijk] - тия геоложки блок по отделните етажи като разлика от максималните и минималните (x_r) координати:

$$m_r[ijk] = x_r^{max}[ijk] - x_r^{min}[ijk],\ m\ ; \qquad (8)$$

- *проектираната дебелина* (m) на [ijk] - тия геоложки блок по отделните етажи като разлика от максималните и минималните (x) координати:

$$m[ijk] = x^{max}[ijk] - x^{min}[ijk] = S[ijk].\cos(90 - \beta[ijk]) = \\ = S[ijk].\sin(\beta[ijk]),\ m\ ; \qquad (9)$$

- *разстоянието от началото на координатната система до центъра на тежестта* на проектирания [ijk] - ти геоложки блок на съответния етаж по оста (y):

$$R[ijk] = (y^{max}[ijk] + y^{min}[ijk]) / 2,\ m\ ; \qquad (10)$$

- *разстоянието от началото на координатната система до центъра на тежестта* на проектирания [ijk] - ти геоложки блок на съответния етаж по оста (x):

$$R_x[ijk] = (x^{max}[ijk] + x^{min}[ijk]) / 2,\ m\ ; \qquad (11)$$

- *производителността* от един квадратен метър ($1m^2$) на геоложките блокове по отделните етажи:

$$p[ijk] = m_r[ijk].\gamma,\ t/m^2\ ; \qquad (12)$$

където: γ - е плътността на полезното изкопаемо, t/m^3.

При нееднородно полезно изкопаемо се използва γ[ijk] за определяне на производителността на всеки от геоложките блокове по отделните етажи.

- количеството на запаси на всеки [ijk] – ти геоложки блокове по отделните етажи:

$$Q_r[ijk] = S_r[ijk].H[ijk].p[ijk] = S_r[ijk].H[ijk].m_r[ijk].\gamma,\ t\ ; \qquad (13)$$

където: H[ijk] - наклонената височина на всеки един от [ijk] - тите геоложки блокове по отделните етажи. Тази височина е постоянна, когато α е константна величина. Тя се определя от местоположението на хоризонталните минни изработки.

- *проектираното количество* по оста (y) е:

$$Q[ijk] = Q_r[ijk].\cos(\beta[ijk]),\ t\ ; \qquad (14)$$

- *проектираното количество* по оста (x) е:

$$Q_x[ijk] = Q_r[ijk].\cos(90 - \beta[ijk]) = \\ = Q_r[ijk].\sin(\beta[ijk]),\ t\ . \qquad (15)$$

Оптималната работа на *подземния транспорт* само по хоризонталните минни изработки (галерии, травербани) без вертикалния транспорт е представена с целева функция. Целевата функция е разделена на пет глобални интервала по съответната ос на изследване, като един от глобалните интервали е разделен на подинтервали. Ако се приеме y за текуща координата в интервала [0, R_y] в зависимост от изследваните интервали за функцията се получава:

- интервал $0 \le y \le y^{min}[1jk]$ (формула 16):

- интервал $y^{min}[1jk] < y < y^{max}[1jk]$ (формула 17)

$$w_1(y) = \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].(R[ijk] - y)\},t.m\ ; \qquad (16)$$

$$w_2(y) = 0.5\sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\{\{(y - y^{min}[1jk])^2 + (S[1jk] - y)^2\}.H[1jk].p[1jk]\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=2}^{n}\{Q[ijk].(R[ijk] - y)\},t.m\ ; \qquad (17)$$

- интервал $y^{max}[1jk] \le y \le y^{min}[njk]$ (формули 18 и 19):

В този интервал, който се разделя на два подинтервала, се налага да се въведат следните допълнителни условия:

i = 1…n;   r = 2...(n-1);   1 < r < n;   При i = r, където r показва мястото на фиксирания елемент i като тяло от полезно изкопаемо или геоложки блок на отделен етаж. Текущата координата y (или x) пресича или не пресича проекцията на $i^{-тия}$ елемент. Този елемент е наречен - r :

- първи подинтервал $y^{max}[ijk] \leq y \leq y^{min}[i+1jk]$ от глобалния интервал $y^{max}[1jk] \leq y \leq y^{min}[njk]$, където y не пресича проекцията на $i^{-тия}$ елемент (формула 18);

- втори подинтервал $y^{min}[ijk] < y < y^{max}[ijk]$ от глобалния интервал $y^{max}[1jk] \leq y \leq y^{min}[njk]$, където y пресича проекцията на $i^{-тия}$ елемент (формула 19):

- интервал $y^{min}[njk] < y < y^{max}[njk]$ (формула 20):
- интервал $y^{max}[njk] \leq y \leq R_y$ (формула 21);

$$w_{31}(y) = \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{r-1}\{Q[ijk].(y - R[ijk])\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=r}^{n}\{Q[ijk].(R[ijk] - y)\}, t.m \,; \tag{18}$$

$$w_{32}(y) = \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{r-1}\{Q[ijk].(y - (R[ijk])\} + 0.5\sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\{\{(y - y^{min}[rjk])^2 + (S[rjk] - y)^2\}.H[rjk].p[rjk]\} + \\ + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=r+1}^{n}\{Q[ijk].(R[ijk] - y)\}, t.m \tag{19}$$

$$w_4(y) = \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n-1}\{Q[ijk].(y - (R[ijk])\} + 0.5\sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\{\{(y - y^{min}[njk])^2 + (S[njk] - y)^2\}.H[njk].p[njk]\}, t.m \,; \tag{20}$$

$$w_5(y) = \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].(y - R[ijk])\}, t.m \,; \tag{21}$$

$$w(y) = w_1(y) + w_2(y) + w_{31}(y) + w_{32}(y) + w_4(y) + w_5(y), t.m \,. \tag{22}$$

Оптималната работа на подземния транспорт има същия вид ако се приеме другата ос x като текуща координата в интервал от 0 до R_{xx} за изследване на функцията. Това може да бъде получено при следните условия: $Q[ijk] = Q_x[ijk]$, $R[ijk] = R_x[ijk]$, $S[1jk] = m[1jk]$, $S[njk] = m[njk]$ и $R_y = R_{xx}$.

В частен случай, когато жилите са взаимно успоредни помежду си и нямат значителна изменчивост по простиране, оптималната работа на транспорта по хоризонталните минни изработки - галерии и травербани, с отчитане на вертикалния транспорт по оста - z и транспорта до консуматора може да се представи с целевата функция:

$$w(x,y,z) = 0.5\sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\{\{(y - y^{min}[ijk])^2 + (S[ijk] - y)^2\}.H[ijk].p[ijk]\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n-1}\{Q[ijk].|(y - R[ijk])|\} + \\ + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].|\{x - (R_x[ijk] \pm \Delta x)\}|\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].(t.H - k.H + H)\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].H_{ПП}\} + \\ + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].\Delta z\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].\sqrt{(x - x_k)^2 + (y - y_k)^2 + (z - z_k)^2}\}, t.m \tag{23}$$

където: Δx е корекцията на координатите по оста x, заради несъответствието между координатите на центъра на тежестта на всяко [ijk]-то тяло и претоварвания пункт на травербана;

H - постоянната вертикална височина на етажа;

$H_{пп}$ - височината от най-горната точка на най-близкия до повърхността етаж до най-ниската кота на повърхността (терена);

Δz -вертикалната височина от най-ниската кота на повърхността до най-високата кота на повърхността (топографския релеф);

x_k, y_k, z_k - фиксираните координати на консуматора на повърхността;

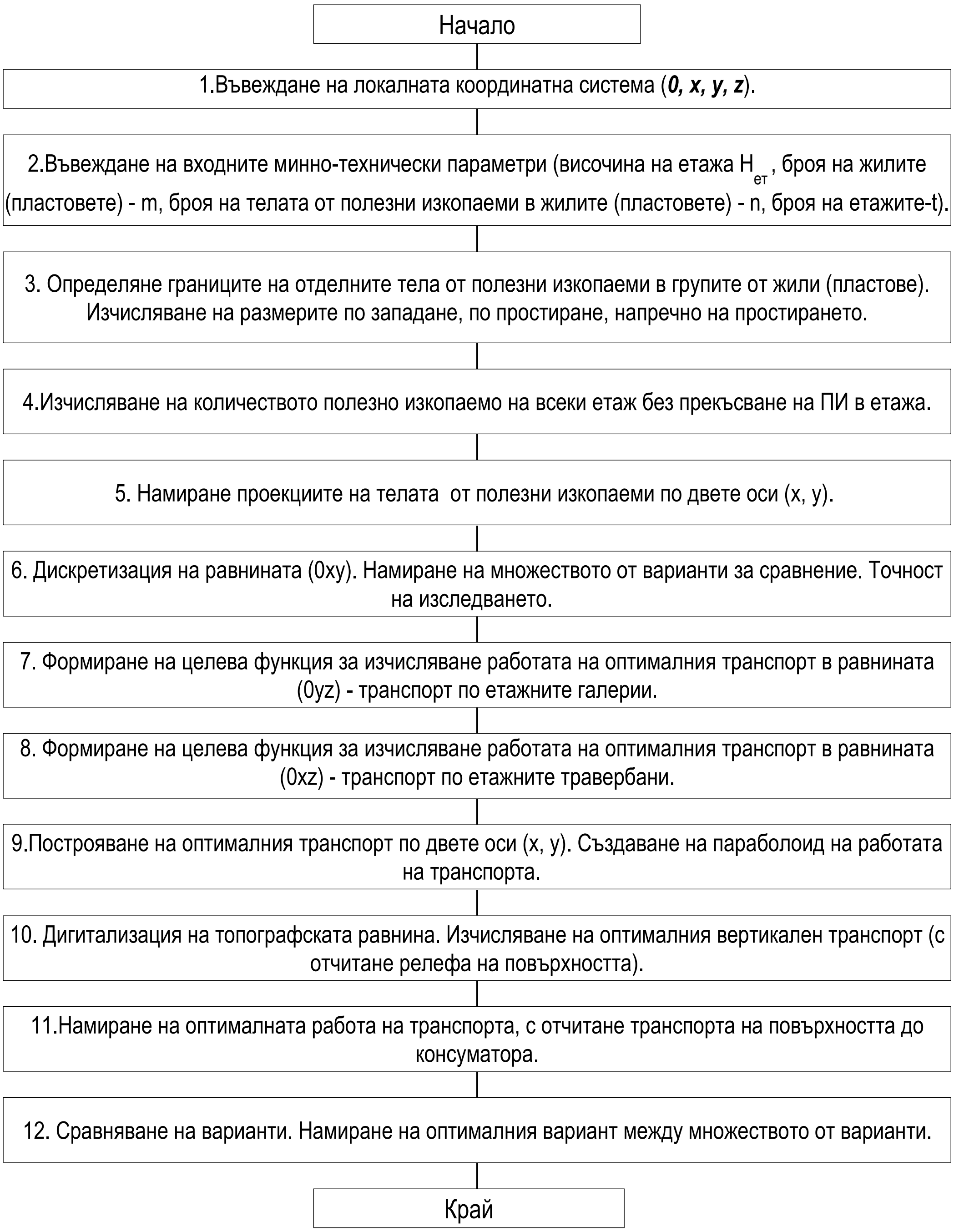
x, y, z - текущи координати.

ОБОБЩЕН АЛГОРИТЪМ ЗА НАМИРАНЕ МЕСТОПОЛОЖЕНИЕТО НА УСТИЕТО НА РАЗКРИВАЩА МИННА ИЗРАБОТКА В ПРОСТРАНСТВОТО. АЛГОРИТЪМ ПРИ РЕШАВАНЕ НА 3D ЗАДАЧАТА

Цялостната процедура за избор на място на залагане на вертикална шахта и определяне на оптималната схема на разкриване представлява алгоритъм, чиято блок-схема е представена на фиг. 2. Разработени са основните елементи на алгоритъма. Той представлява една отворена структура, позволяваща безпрепятствено добавяне на нови елементи, свързани с усъвършенстването му при въвеждане на допълнителни ограничителни условия.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Направеният алгоритъм и получените резултати при решаването на задачата за избор на оптимално място на залагане на разкриваща изработка показват, че целевата функция има ясно изразен минимум и това облекчава нейната формализация. Същевременно функциите, характеризиращи работата на транспорта представляват криволинейни повърхнини, което обуславя търсенето на оптимално решение в 3D пространството.



Фигура 2.

ЛИТЕРАТУРА

Велев, М.,1986. Подземен въгледобив. София, Техника, 517.
Цой, С., Г.П. Данилина, 1969. Синтез оптимальных сетей. Горных выработок.- Алма Ата, Наука.
Бурчаков, А.С., А.С. Малкин, М.И. Устинов, 1978. Проектирование шахт.- Москва, Недра.
Brazil, M., D.H. Lee, J.H Rubinstein, D.A. Thomas, J.F. Weng, N.C. Wormald. Network optimisation of underground mine design. -Internet Research.

Препоръчана за публикуване от катедра
“Подземно разработване на полезни изкопаеми и геотехнологии” на МТФ

CREATING AN ALGORITHM AND TECHNICAL SOLVING TO CHOOSE OPTIMAL METHOD OF OPENING FOR UNDERGROUND MINE

Georgi Mihaylov
University of Mining and Geology
"St Ivan Rilski"
Sofia 1700, Bulgaria
E-mail: mihayg@mgu.bg

Georgi Georgiev
University of Mining and Geology
"St Ivan Rilski"
Sofia 1700, Bulgaria
E-mail: georgiev@mgu.bg

ABSTRACT
One of the main stages in underground mining of deposit is their opening. The opening of mine field is described with specific features, which continuously maintains the actuality of their investigation. According to developed algorithm an object function is created and a method, for investigating the extreme value, is chosen. A suitable mathematical model is created for economic evaluation of the method of opening which is based on generating a great number of variants and multicriteria approach. The following results are achieved by means of formulating the problem for choosing the optimal method of opening: an object function for underground transport; hoisting transport; surface transport to the consumer. The problem is solved in 3 Dimension (3D).
Key words: algorithm, bed, ore, vein, minerals, mine field.

INTRODUCTION

The design and practical implementation of mine fields opening is carried out under conditions of least reliability of information about the environment. Often this information is based on data gathered while developing analogous deposits or data gathered during the process of driving prospecting workings.

The term of exploitation of the basic development workings corresponds to the period of development of the mine field and every mistake or inaccuracy made when deciding on the deposition of openings has got serious economic consequences. Their gravity may turn out to be crucial and a premature close down of the mine company be reached at a later time.

PROBLEM FORMULATION FORMING OBJECT FUNCTIONS TO SOLVE THE PROBLEM

Solving the problem of choosing a location for the opening was posed as early as the times of the first attempts to introduce strict calculation methods when deciding on the elements of the underground mining technology. For the first time the problem was treated scientifically in the works of the Russian scientists B.I. Bokiy and L.D. Shevyakov. From a modern perspective, the formulation and the solution of the problem are considered by all means three-dimensionally. In addition to the choice of a location for the main haulage gateway, another particularly important problem is the way the deposit is uncovered. In this way a general problem consisting of two mutually connected conditions is formed, the solution to which should be regarded as an example of the use of a comprehensive approach in the present day computer technology used in mining.

When determining the opening's location in the case of bedded deposits, the problem has got fairly representative solutions. They are universal, i.e. they can be used irrespective of the degree of dip and number of beds representing the deposit. Construction expenses for the openings and transport expenses along them are used as criteria published by (Vellev M. 1986). The object function is of the form:

$$w = f(x,y,z)\,, \qquad (1)$$

where x,y,z are the running coordinates of a reference coordinate system possessing pre-arranged rules for its orientation. The problem's solution is made easier if the actual earth surface is approximated with the plane:

$$z = ax + by + c\; z, \qquad (2)$$

where a, b, c are number coefficients. Then the object function w depends solely on the coordinates x and y. From the system of irrational equations:

$$\frac{\partial w}{\partial x} = 0; \qquad (3) \qquad\qquad \frac{\partial w}{\partial y} = 0, \qquad (4)$$

by means of successive approximations are determined the coordinates of the optimum location of the basic development working published by (Vellev M. 1986).

When developing ore deposits the problem is further complicated by at least three additional, but at the same time essential factors:

- Very often ore veins have got uneven distribution of useful components, they are represented by separate ore poles, which further on for convenience will be called ***geological blocks***;

- The separate geological blocks in the ore veins have got clearly identifiable inclination, which in depth has considerable influence on the dimensions and boundaries of the mine field, i. e. inclination influences the topology of the network of extraction workings for the opening and preparation of the levels;

- The thickness of ore veins (geological blocks) is uneven, which means that the amount of loads corresponding to the reserves in the separate blocks on the separate levels will be different.

To these characteristic features we should add the features of the surface terrain and the distance to the consumer. In this way premises are created for the development of a general algorithm for the choice of a technical solution for the opening of the mine field, based on the three-dimensional formulation of the problem. A reference coordinate system is introduced, oriented in such a way that the whole mine field is situated in the positive octant. The (y) axis coincides with the ore vein's strike line, while the (x) axis is oriented crosswise to the strike line, i.e. along the way of dipping.

The object function (w) is composed to measure transport work along the level haulage gateways and crosscuts, respectively w_g and w_{cr}, lifting work along the vertical shaft – w_l and surface transport work to the consumer w_c.

The authors' main claim is that geological blocks situated on the separate levels can be described very precisely in space using their indices and coordinates. In this case it is necessary to identify the centres of gravity of the geological blocks on the separate levels by means of the distance R to the origin of coordinates for the reference coordinate system, the transfer stations P on the levels and crosscuts, the amount of loads Q from each stope block within the boundaries of the level, the intersection point F, determining the intersection point of the vertical shaft with the earth surface, the location of the consumer K. The problem is considered taking for granted that the consumer's location has been determined in advance, i.e. its coordinates are known $K(x_k,y_k,z_k)$. The problem thus formulated necessitates the introduction of triple indexation - i, j, k where:

- i = 1..n – the index showing the sequential number of the geological blocks (poles), located on the level, and situated along the ore veins' strike line;

- j =1..m – the index showing the location of the following vein, determined crosswise to the strike line;

- k =1..t – the index showing the level's sequential number within the mine field.

In this case, when the stope block's geometry is predetermined (length L_{bl} and height $H_{bl} = H_l$, where H_l is the level's height) it is possible to calculate the amount of reserves, respectively amount of loads Q[ijk], to be transported to the surface and then to the consumer.

Clearly

$$\sum_{i=1}^{n}\sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t} Q[ijk] = \frac{z_{bal}(1-a_e)}{1-b}, t \qquad (5)$$

where: z_{bal} – is the balance reserve in the mine field; a_e – exploitation losses; b – ore dilution. In this case z_{bal}, a_e, b are constants, i.e. the influence of the mining technology is not taken into account.

When the geological blocks' coordinates on the separate levels are known it is possible to calculate the geometrical dimensions, the amount, the productivity and the location on the separate levels by means of three angles (fig.1):

- The angle of dip α of the vein or the geological block in the plane 0xz, α varying on the interval $0 \le \alpha \le 180°$;

- Angle of inclination φ of the geological block on the separate levels in the plane 0yz, φ varying on the interval $0 \le \varphi \le 180°$;

- The angle of azimuth β of the geological block on the separate levels in the plane 0xy, β varying on the interval $0 \le \beta \le 360°$.

The calculation of parameters such as geometrical dimensions, amount, productivity, takes place once the angles α, β, φ have been determined by means of the geological blocks' coordinates on the separate levels (fig.1):

- *Projected length* (S) of the [ijk]-th geological block on the separate levels as the remainder of the maximum and minimum (y) coordinates:

$$S[ijk] = y^{max}[ijk] - y^{min}[ijk], m \qquad (6)$$

- *Actual length* (S_r) of the [ijk]-th geological block on the separate levels as the remainder of the maximum and minimum (y) coordinates:

$$S_r[ijk] = (y^{max}[ijk] - y^{min}[ijk]) / \cos(\beta[ijk]) =$$
$$= S[ijk] / \cos(\beta[ijk]), m \qquad (7)$$

- *actual thickness* (m_r) of the [ijk]-th geological block on the separate levels as the remainder of the maximum and minimum (x_r) coordinates:

$$m_r[ijk] = x_r^{max}[ijk] - x_r^{min}[ijk], m \qquad (8)$$

- *projected thickness* (m) of the [ijk]-th geological block on the separate levels as the remainder of the maximum and minimum (x) coordinates:

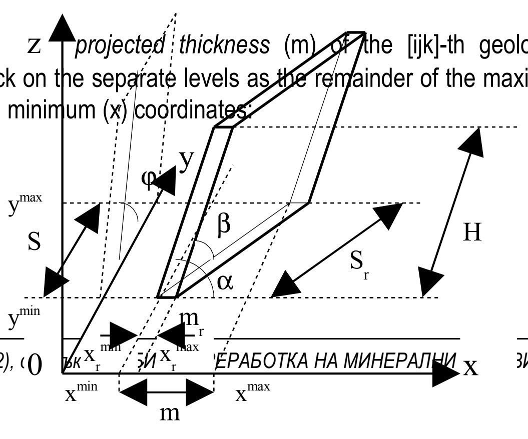


Figure1. Geological block on a separate level in (3D) space

- *actual thickness* (m_r) of the [ijk]-th geological block on the separate levels as the remainder of the maximum and minimum (x_r) coordinates:

$m_r[ijk] = x_r^{max}[ijk] - x_r^{min}[ijk]$, m (8)

- *projected thickness* (m) of the [ijk]-th geological block on the separate levels as the remainder of the maximum and minimum (x) coordinates:

$m[ijk] = x^{max}[ijk] - x^{min}[ijk] = S[ijk].\cos(90 - \beta[ijk]) =$
$= S[ijk].\sin(\beta[ijk])$, m (9)

- *the distance from the origin of coordinates to the centre of gravity* of the projected [ijk]-th geological block on the respective level along the (y) axis:

$R[ijk] = (y^{max}[ijk] + y^{min}[ijk]) / 2$, m (10)

- *the distance from the origin of coordinates to the centre of gravity* of the projected [ijk]-th geological block on the respective level along the (x) axis:

$R_x[ijk] = (x^{max}[ijk] + x^{min}[ijk]) / 2$, m (11)

- *productivity* per square metre ($1m^2$) of the geological blocks on the separate levels:

$p[ijk] = m_r[ijk].\gamma$, t/m^2 (12)

where γ - is the density of the deposit, t/m^3.

In the case of inhomogeneous deposits $\gamma[ijk]$ is used to determine the productivity of each geological block on the separate levels.

- *Quantity of reserves* in each [ijk]–th geological block on the separate levels:

$Q_r[ijk] = S_r[ijk].H[ijk].p[ijk] = S_r[ijk].H[ijk].m_r[ijk].\gamma$, t (13)

where H[ijk] – the inclined height of each of the [ijk]-th geological blocks on the separate levels. That height is constant, when α stays constant. It is determined by the location of horizontal workings.

- *The projected quantity* along the (y) axis is:

$Q[ijk] = Q_r[ijk].\cos(\beta[ijk])$, t (14)

- *The projected quantity* along the (x) axis is:

$Q_x[ijk] = Q_r[ijk].\cos(90 - \beta[ijk]) =$
$= Q_r[ijk].\sin(\beta[ijk])$, t . (15)

The optimum work of *underground transport* along horizontal workings solely (drifts, crosscuts) without vertical transport is represented by an object function. The object function is divided into five global intervals along the respective axis of study, one of the global intervals being subdivided. If y is taken as a running coordinate on the interval [0, R_y] depending on the intervals studied for the function we get:

- interval $0 \le y \le y^{min}[1jk]$ (formula 16):
- interval $y^{min}[1jk] < y < y^{max}[1jk]$ (formula17)

$$w_1(y) = \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].(R[ijk]-y)\}, t.m \qquad (16)$$

$$w_2(y) = 0.5\sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\{\{(y-y^{min}[1jk])^2 + (S[1jk]-y)^2\}.H[1jk].p[1jk]\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=2}^{n}\{Q[ijk].(R[ijk]-y)\}, t.m \qquad (17)$$

- interval $y^{max}[1jk] \le y \le y^{min}[njk]$ (formulas18 and 19):

On this interval, divided into two subintervals, it is necessary to introduce the following additional conditions:

i = 1…n; r = 2...(n-1); 1 < r < n; When i = r,

where r shows the location of the fixed element i as an ore body or a geological block on a separate level. The running coordinate y (or x) either intersects or does not intersect the projection of the i^{-th} element. This element is called - r :

- irst subinterval $y^{max}[ijk] \le y \le y^{min}[i+1jk]$ from the global interval $y^{max}[1jk] \le y \le y^{min}[njk]$, where y does not intersect the projection of the $i^{-тия}$ element (formula 18):

- second subinterval $y^{min}[ijk] < y < y^{max}[ijk]$ from the global interval $y^{max}[1jk] \le y \le y^{min}[njk]$, where y intersects the projection of the i-th element (formula 19):

- interval $y^{min}[njk] < y < y^{max}[njk]$ (formula 20):
- interval $y^{max}[njk] \le y \le R_y$ (formula 21);

$$w_{31}(y) = \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{r-1}\{Q[ijk].(y - R[ijk])\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=r}^{n}\{Q[ijk].(R[ijk] - y)\}, t.m \tag{18}$$

$$w_{32}(y) = \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{r-1}\{Q[ijk].(y - (R[ijk])\} + 0.5\sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\{\{(y - y^{min}[rjk])^2 + (S[rjk] - y)^2\}.H[rjk].p[rjk]\} + \\ + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=r+1}^{n}\{Q[ijk].(R[ijk] - y)\}, t.m \tag{19}$$

$$w_4(y) = \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n-1}\{Q[ijk].(y - (R[ijk])\} + 0.5\sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\{\{(y - y^{min}[njk])^2 + (S[njk] - y)^2\}.H[njk].p[njk]\}, t.m \tag{20}$$

$$w_5(y) = \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].(y - R[ijk])\}, t.m \tag{21}$$

$$w(y) = w_1(y) + w_2(y) + w_{31}(y) + w_{32}(y) + w_4(y) + w_5(y), \text{ t.m .} \tag{22}$$

The optimum work of underground transport has got the same form if the other x axis is taken as a running coordinate on the interval 0 to R_{xx} in order to study the function. This may be obtained under the following conditions: $Q[ijk] = Q_x[ijk]$, $R[ijk] = R_x[ijk]$, $S[1jk] = m[1jk]$, $S[njk] = m[njk]$ and $R_y = R_{xx}$.

In the isolated case of parallel running veins which do not exhibit considerable variability along the strike line, the optimum work of transport along the horizontal workings – drifts and crosscuts, taking into account vertical transport along the z axis and transport to the consumer could be represented by the object function:

$$w(x,y,z) = 0.5\sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\{\{(y - y^{min}[ijk])^2 + (S[ijk] - y)^2\}.H[ijk].p[ijk]\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n-1}\{Q[ijk].|(y - R[ijk])|\} + \\ + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].|\{x - (R_x[ijk] \pm \Delta x)\}|\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].(t.H - k.H + H)\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].H_p\} + \\ + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].\Delta z\} + \sum_{j=1}^{m}\sum_{k=1}^{t}\sum_{i=1}^{n}\{Q[ijk].\sqrt{(x - x_k)^2 + (y - y_k)^2 + (z - z_k)^2}\}, t.m \tag{23}$$

where Δx is the correction of coordinates along the x axis, due to the non-coincidence between the coordinates of the centre of gravity of each [ijk]-th body and the crosscut transfer station;

H – constant vertical height of the level;

H_p– height, measured from the highest point of the closest to the surface level to the lowest elevation of the surface (the terrain);

Δz – vertical height, measured from the lowest elevation of the surface to the highest elevation of the surface (topography relief);

x_k, y_k, z_k – consumer's fixed coordinates on the surface;

x, y, z – running coordinates.

GENERALIZED ALGORITHM FOR LOCATING INTO SPACE THE OPEN HOLE OF A BASIC DEVELOPMENT WORKING. ALGORITHM FOR THE 3D PROBLEM

The whole procedure for choosing a deposition for a vertical mine shaft and determining the optimum opening plan is in itself the algorithm, represented by means of a flow chart in fig.2. The main elements of the algorithm have been developed. The algorithm is an open structure allowing the unhindered addition of new elements pertaining to its improvement when additional limiting conditions are introduced.

CONCLUSION

The elaborated algorithm and the results obtained while solving the problem of choosing an optimum location for the deposition of a basic development working show that the object function has got a clearly identifiable minimum which facilitates its formalization. At the same time the functions describing the work of transport are in themselves curved surfaces, and this fact necessitates looking for an optimum solution in three-dimensional space.

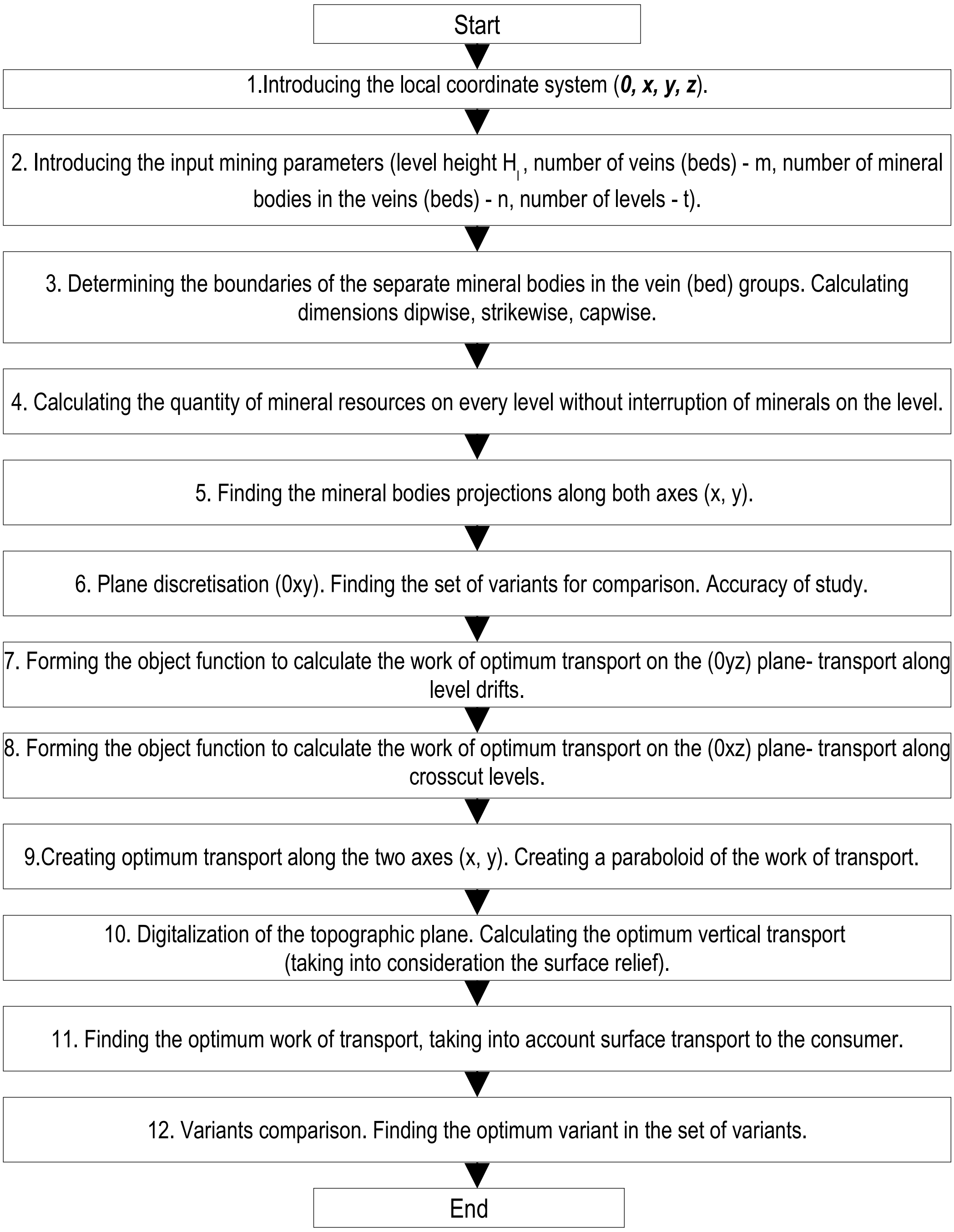


Figure 2

REFERENCES

Велев, М.,1986. Подземен въгледобив. - София, Техника, 517.

й, С., Г.П. Данилина, 1969. Синтез оптимальных сетей. Горных выработок. Алма Ата, Наука.

Бурчаков, А.С., А.С. Малкин, М.И. Устинов, 1978. Проектирование шахт. Москва, Недра.

Brazil, M., D.H. Lee, J.H Rubinstein, D.A. Thomas, J.F. Weng, N.C. Wormald. Network optimisation of underground mine design. Internet Research.

Recommended for publication by Department of Underground Mining and Leaching, Faculty of Mining Technology