

ОЦЕНКА НА ВЪЗМОЖНОСТИТЕ ЗА ИЗБОР НА ЕФЕКТИВНА СХЕМА НА ПОДГОТОВКА НА РУДНИ ТЕЛА СЪС СЛОЖНА МОРФОЛОГИЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА

Георги Георгиев

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

РЕЗЮМЕ

При разработване на рудни тела представени от самостоятелни геоложки блокове - стълбове, възниква проблемът с избора на оптимална схема на подготовка, когато част от рудното тяло се намира над вентилационния хоризонт, респективно част от рудното тяло остава под извозния хоризонт. В такива случаи е нецелесъобразно извършване на целия комплекс подготвителни и нарезни работи, характерни за дадената добивна технология поради ограничения обем на запасите в тази зона. Съставена е целева функция, въз основа на която може да се сравняват различни варианти на подготовка и нарязване на блока с такава сложна морфологична даденост. Разработен е алтернативен граф, позволяващ да се генерира множество от варианти, сред които следва да се намира оптималният.

Ключови думи: руда, жила, полезно изкопаемо, руднично поле, подготовка, алтернативен граф.

ВЪВЕДЕНИЕ

Проектирането и практическата реализация на подготовката на руднични полета се извършва в условия на най-малка достоверност на информацията за природната среда, тогава когато рудничното поле се намира в проектен стадий, и данните са събрани в процеса на прокарване на геолого-проучвателните изработки. Често пъти тази информация се основава на данни при самото разработване, прокарването или експлоатацията на минните изработки в минното поле. Това дава възможност за набирането на по-точна и по-пълна информация за пространственото разположение на рудните тела в земните недра.

Срокът на експлоатация на подготвителните и нарезни изработки често пъти съответства на периода на разработване на рудничното поле и всяко прокарване на излишни такива в нерентабилни рудни зони има сериозни икономически последици. Това се изразява в значително увеличаване на капиталовложенията за подготвителни и нарезни работи, и не възвръщаемост на инвестициите в последицие.

ПОСТАНОВКА НА ЗАДАЧАТА

При разработване на рудни находища задачата съществено се усложнява от наличието най-малко на три допълнителни, но съществени фактора публикувани от Г. Михайлов и Г. Георгиев (2002):

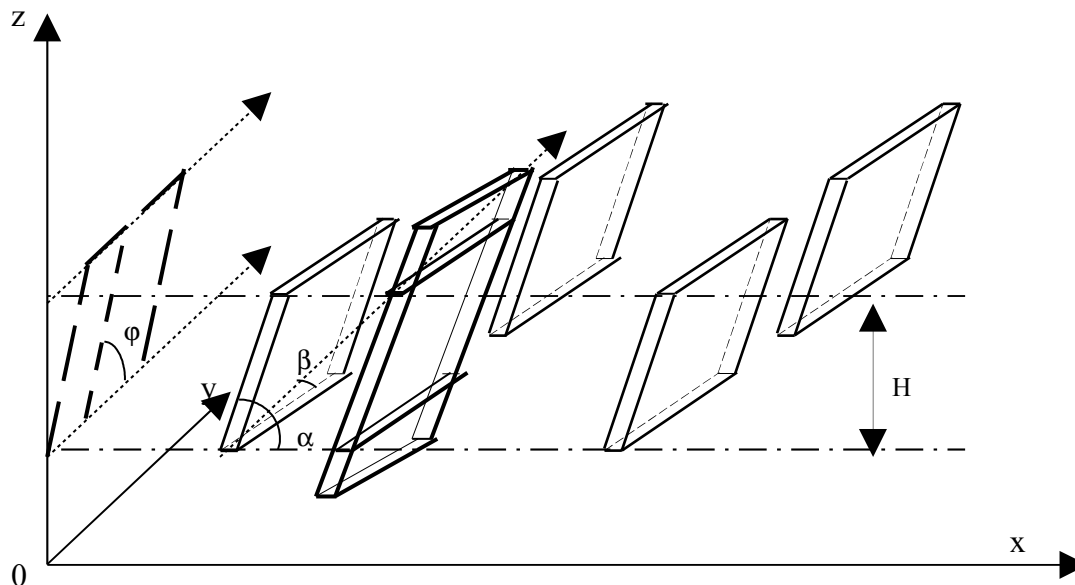
- много често рудните жили имат неравномерен характер на разпределение на полезните

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, както за разкриването така и за подготовката 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.

По този начин се създават предпоставки за разработване на обобщен алгоритъм базиращ се на многовариантен подход за избор на техническо решение и оценка на вариантите при подготовка 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.

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):



Фигура 1. 3D постановка на задачата

- Ъгълът на западане α на жилата или на геоложкия блок в равнината Oxz , като α се изменя в интервала $0 \leq \alpha \leq 180^\circ$;
- Ъгълът на склонение φ на геоложкия блок по отделните етажи в равнината Oyz , като φ се изменя в интервала $0 \leq \varphi \leq 180^\circ$;
- Азимутният ъгъл β на геоложкия блок по отделните етажи в равнината Oxy , като β се изменя в интервала $0 \leq \beta \leq 360^\circ$.

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 .

Така формулираната задача изисква въвеждането на тройна индексация - i , j , k където:

- $i = 1, 2, \dots, n$ - индексът показващ поредния номер на геоложките блокове (стълбове), намиращи се на етажа, разположени по линията на разпространение на рудните жили;
- $j = 1, 2, \dots, m$ - индексът показващ мястото на поредната жила, определена напречно на линията на разпространение;
- $k = 1, 2, \dots, t$ - индексът показващ поредния номер на етажа в рудничното поле.

В такъв случай при предварително определена геометрия на добивния блок (дължина $L_{\text{бл}}$ и височина $H_{\text{бл}} = H_{\text{ет}}$, където $H_{\text{ет}}$ 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.

Тази постановка на задачата е възможна само когато геоложкия стълб (блок) няма безрудни зони по протежение на линията на западане (цялата височина на етажа).

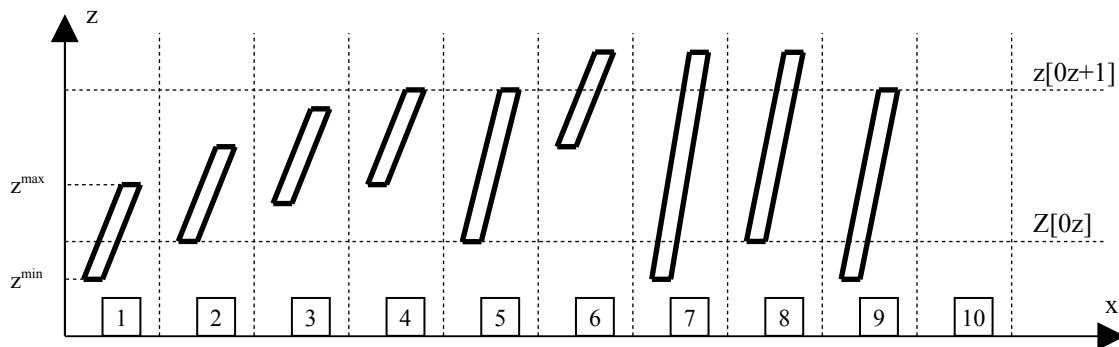
Когато геоложкия стълб (блок) има прекъсване по протежение на линията на западане в границите на етажа или рудната зона тръгваща от извозния (вентилационния) хоризонт достига до някакво ниво, което се намира между двата хоризонта определящи един етаж и след това става безрудна зона до вентилационния (извозния) хоризонт се налага въвеждането на четвърти индекс (d):

- $d = 1, 2, \dots, p$ - индексът показващ поредния номер на геоложките стълбове (блокове), разположени по линията на западане на рудните жили;

Задачата се усложнява след въвеждане на четвъртия индекс, но за сметка на това се получава по-комплексно решение отчитащо изменчивостта на формата на рудната зона по линията на западане. Новият индекс d характеризиращ природната даденост на находището се различава от броя на етажите в рудничното поле и може да има три зависимости $d = k$, $d > k$ и $d < k$. Един от най-често срещаните варианти е при $d = 1$, когато рудната зона е без прекъсване по цялата линия на западане и е разсечена от вентилационни и извозни хоризонти на етажи. Често пъти, обаче това условие не е изпълнено и $d > 1$.

За улеснение може да се разгледа равнината Oxz , вместо тримерната (3D) постановка на задачата (фиг.1), откъдето

се вижда принципната схема на разположението на рудното тяло представено на фиг.2:



Фигура 2. Принципна схема на разположението на рудното тяло в границите на етажа

В границите на един етаж между извозния и вентилационния хоризонт могат да са оформени няколко рудни зони. Разбира се това прецизно оконтуряване на рудните зони може да бъде извършено при прокарването на подготвителните изработки, когато рудничното поле се намира в стадий на подготовка, а не при оконтуряване направено на етап геолого-проучвателни работи.

На фиг.2 са показани 10 варианта на разположението на рудното тяло в границите на етажа. Когато се погледне равнината Oxz , оформяща напречния разрез на рудните тела могат да се направят няколко означения:

- $z[0z+1]$ е оста на травербана разположен на вентилационния хоризонт оформящ горната граница на етажа;
- $z[0z]$ е оста на травербана разположен на извозния хоризонт оформящ долната граница на етажа;
- z^{max} – максималната координата оформяща горната граница на $[i, j, d]$ -тия геоложки стълб (блок);
- z^{min} – минималната координата оформяща долната граница на $[i, j, d]$ -тия геоложки стълб (блок).

Последните две са показани на фиг.2 само за вариант 1, но са аналогични за всички останали варианти.

МАТЕМАТИЧЕСКА ФОРМУЛИРОВКА НА ЗАДАЧАТА

Изчисляване количеството полезно изкопаемо намиращо се в рудната зона между вентилационния и извозния хоризонт $Q[ijk]$. За тази цел е необходимо предварително да бъде изчислено количеството в геоложкия стълб (блок) - $Q[ijd]$ при тази сложна морфология на рудните тела. Това е представено от формулите характеризиращи различните варианти:

- Вариант 1:

$$Q[ijk] = (Q[ijd] \cdot Z_p[ijk]) / Z_o[ijd], t \quad (1)$$

където:

$Z_p[ijk]$ – височината по оста (z) фиг.2, намираща се между максималната координата на рудното тяло и оста на извозния травербан и оставаща в границите на етажа:

$$Z_p[ijk] = z^{max}[ijd] - z[0z], m; \quad (2)$$

$Z_o[ijd]$ – височината на рудното тяло като разлика от максималната и минимална координата за всеки $[ijd]$ геоложки стълб (блок):

$$Z_o[ijd] = z^{max}[ijd] - z^{min}[ijd], m; \quad (3)$$

$Q[ijd]$ – предварително изчисленото количество рудна маса във всеки $[ijd]$ геоложки стълб (блок), t.

- Варианти 2,3,4,5:

$$Q[ijk] = Q[ijd], t. \quad (4)$$

- Вариант 6:

$$Q[ijk] = (Q[ijd] \cdot Z_{pk}[ijk]) / Z_o[ijd], t \quad (5)$$

където:

$Z_{pk}[ijk]$ – височината по оста (z) фиг.2, намираща се между оста на вентилационния травербан и минималната координата на рудното тяло и оставаща в границите на етажа:

$$Z_{pk}[ijk] = z[0z+1] - z^{min}[ijd], m; \quad (6)$$

$Z_o[ijd]$ – височината на рудното тяло като разлика от максималната и минимална координата за всеки $[ijd]$ геоложки стълб (блок):

$$Z_o[ijd] = z^{max}[ijd] - z^{min}[ijd], m; \quad (7)$$

$Q[ijd]$ – предварително изчисленото количество рудна маса във всеки $[ijd]$ геоложки стълб (блок), t.

- Варианти 7,8 и 9:

$$Q_{[ijk]} = (Q_{[ijd]} \cdot Z_e[ijk]) / Z_o[ijd], t \quad (8)$$

където:

$Z_e[ijk]$ – вертикалната височина на етажа, m;

$$Z_o[ijd] = z[0z+1] - z[0z], m; \quad (9)$$

$Z_o[ijd]$ – височината на рудното тяло като разлика от максималната и минимална координата за всеки [ijd] геоложки стълб (блок):

$$Z_o[ijd] = z^{\max}[ijd] - z^{\min}[ijd], m; \quad (10)$$

$Q_{[ijd]}$ – предварително изчисленото количество рудна маса във всеки [ijd] геоложки стълб (блок), t.

● Вариант 10 – няма полезно изкопаемо в етажа. Този вариант може да се получи при голямо прекъсване на рудната зона по протежение на линията на западане на рудните тела. Когато вентилационния и извозния хоризонт оформящи етажа не пресичат дадено [i, j, d] рудно тяло.

Построяване на целевата функция при подготовката и нарязването на всички блокове в рудничното поле:

$$F = \sum_{l=1}^r C_d L_{d(l)} + \sum_{l=1}^r C_c L_{c(l)} \rightarrow \min, \text{ лв} \quad (11)$$

където:

C_d – себестойността на един линеен метър (1m) подготвителна изработка, лв/m;

$L_{d(l)}$ – общата дължина на всички подготвителни минни изработки в рудничното поле, m;

C_c – себестойността на един линеен метър (1m) нарезна изработка, лв/m;

$L_{c(l)}$ – общата дължина на всички нарезни минни изработки в рудничното поле, m;

$l = 1, 2, \dots, r$ – са броя на вариантите в зависимост от индексите [i, j, k]. Съществува следната връзка между тях:

$$r = n \cdot m \cdot t \quad (12)$$

Тази целева функция представлява капиталовложенията необходими за подготовката и нарязването на рудничното поле. За да бъде целесъобразно разработването на находището целевата функция трябва да клони към минимум.

Капиталовложенията за подготовка и нарязване на всеки един от добивните геоложки блокове (i), във всяка рудна жила (j) оформени от вентилационния и извозния хоризонт на етажи (k) се изразяват с формулата:

$$F[i, j, k] = C_d \cdot L_d[i, j, k] + C_c \cdot L_c[i, j, k], \text{ лв}; \quad (13)$$

където:

$L_d[i, j, k]$ – дължина на всички подготвителни минни изработки в границите на [i, j, k]-тия добивен блок, m;

$L_c[i, j, k]$ – дължина на всички нарезни минни изработки в границите на [i, j, k]-тия добивен блок, m.

Паричните приходи за всеки един от добивните геоложки блокове (i), във всяка рудна жила (j) на всеки етаж (k) се изразяват с формулата:

$$\text{Inc}[i, j, k] = Q[i, j, k] \cdot W, \text{ лв}; \quad (14)$$

където:

$Q[i, j, k]$ – изчисленото количество полезно изкопаемо намиращо се между вентилационния и извозния хоризонт при всеки един от вариантите показани на фиг. 2.

W – извлекаемата ценност получена по формула публикувана от В. Шестаков, А. Дулин и др. (1984):

$$W = 0,01 \sum_1^n c(1-S)\epsilon R, \text{ лв/t} \quad (15)$$

където:

c – съдържанието на полезни компоненти (метално съдържание) в рудата, %;

S – обедняването на рудата при изземване;

ϵ – извличането на полезните компоненти при преработката на рудната маса;

R – цената на 1t метал, лв;

n – броя на полезни компоненти в рудата.

Ценността на рудата се определя от съдържащите се в нея полезни компоненти – от тяхното количество, качество и пазарна цена. Когато рудата съдържа един компонент, като напр. желязната руда, по ценна е тази, която е с по-високо метално съдържание. Ценността на полиметалната руда представлява сумата от ценността на металите, които съдържа публикувано от Др. Стефанов (1993).

Ценността на рудата влияе както върху избора на система и технология на разработването, така и при разкриването и подготовката на рудничното поле. При ценни руди може да се прилагат скъпи технологии и системи, стига те да осигуряват минимални загуби на руда при добива. Също така може да се подготвят и нарязват геоложки блокове с по-малки количества намиращи се в етажите. При руди с малка ценност се допускат евтини начини на разкриване, подготовка и изземване, допускат се и повишени загуби.

Рентабилността от подготовката на всеки [i, j, k] добивен блок се определя от разликата между $\text{Inc}[i, j, k]$ и $F[i, j, k]$ като се отчита извлекаемата стойност на рудата. Когато разликата е положителна, подготовката и разработването на отделния добивен блок е икономически целесъобразно. Рентабилността, определяна според извлекаемата ценност на рудата, все още трябва да се възприема като относителна, тъй като в много случаи трябва да се оценява не металът като суровина, а изделията от него.

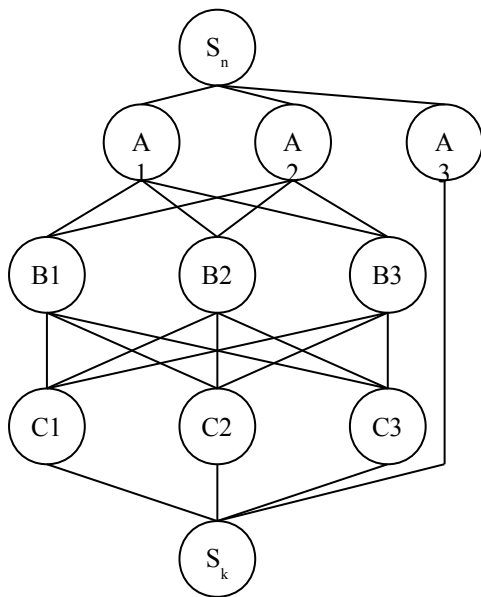
ПОСТРОЯВАНЕ НА АЛТЕРНАТИВЕН ГРАФ

Спрямо така направените 10 варианта за разположение на рудното тяло в границите на етажа, което се вижда от фиг.2 е построен обобщен алтернативен граф представен на фиг.3:

S_n - начало на алтернативния граф;

S_k - край на алтернативния граф;

- Ниво А - в зависимост от броя на рудните тела намиращи се в границите на етажа;
1 – едно рудно тяло или част от него;
2 – много рудни тела, където количеството рудна маса намираща се в етажа се изчислява като сума;
3 – няма рудно тяло в етажа.



Фигура .3. Обобщен алтернативен граф

- Ниво В – в зависимост от положението на горния контур на $[i,j,d]$ -тото рудно тяло z^{\max} спрямо горната граница на етажа, в случая вентилационния хоризонт или оста на травербана намиращ се на вентилационния хоризонт - $z[0z+1]$ показан на фиг.2:
1 – горния контур остава отвънка на етажа оформен от вентилационния и извозния хоризонт, и оста на травербана разположен на вентилационния хоризонт (фиг.2) пресича рудното тяло;
2 – горният контур допира вентилационния хоризонт (границата на етажа) или оста на травербана разположен на вентилационния хоризонт (фиг.2);
3 – горният контур остава отвътре между вентилационния и извозния хоризонт (в границите на етажа) и оста на травербана разположен на вентилационния хоризонт (фиг.2) не пресича рудното тяло.
- Ниво С – в зависимост от положението на долния контур на $[i,j,d]$ -тото рудно тяло z^{\min} спрямо долната граница на етажа, в случая извозния хоризонт или оста на травербана намиращ се на извозния хоризонт - $z[0z]$ показан на фиг.2:

1 – долния контур остава отвънка на етажа оформен от вентилационния и извозния хоризонт, и оста на травербана разположен на извозния хоризонт (фиг.2) пресича рудното тяло;

2 – долния контур допира извозния хоризонт (границата на етажа) или оста на травербана разположен на извозния хоризонт (фиг.2);

3 – долния контур остава отвътре между вентилационния и извозния хоризонт (в границите на етажа) и оста на травербана разположен на извозния хоризонт (фиг.2) не пресича рудното тяло.

Максималният общ брой варианти според алтернативния граф може да се представи чрез формулата:

$$V = 10.n.m.t, \text{ бр.} \quad (16)$$

Така се формира една обща задача, решаването на която следва да се счита като конкретен израз на използването на комплексен подход в съвременните компютърни технологии в минното дело.

РИСКЪТ ОТ ИНВЕСТИЦИИТЕ

Добра дефиниция за риска на инвестиции в областта на разработването на минерални суровини е дадена от Gotch, Zantrop and Eggert "Рискът в добрия смисъл е като мярка за степента на изменчивост на възможните финансови приходи и разходи. Инвестиции с нисък риск имат ниска изменчивост на възможните финансови приходи в сравнение с тези с висок риск. Бъдещите приходи и разходи, свързани с инвестиция за разработване на минерално находище, не са сигурни, защото е невъзможно факторите, които ги определят да бъдат надеждно известни в момента на инвестирането." публикувана от М. Йорданов (1996).

Балансът на приходи и разходи на дадена стопанска инициатива е крайният, решаващ фактор при вземане на решение за реализацията и. Ако се отчете устойчивата тенденция към спад на инвестиции в добивната промишленост в световен мащаб, особено актуални стават усилията на отделни страни и правителства да представят в най-атрактивен план минерално суровинната си база, публикувано от М. Йорданов (1998).

Рискът при инвестиране е правопрпорционален на размера на очакваната чиста печалба от капиталовложенията т.е. по-голям риск – по-висока печалба, и обратно – по-малък риск по-ниска печалба. Това важи със същата сила и за инвестициите в минно-добивната промишленост.

Рискът при инвестиране се предизвиква от фактори от геолошко естество – неправилно изчислени (или непотвърдени) запаси на руда и метал, от геоикономическо – промени в цената на крайния произвеждан продукт (метала) и от политическо и макроикономическо – промени в законодателството.

Първата група от рискове е най-често срещана и има най-голямо значение поради фаталните последици при непотвърждаване на изчислените запаси на руда и метал. Серия от финансови катастрофи на редица златодобивни и други компании в Австралия САЩ и Канада в края на 80-те години са свързани главно с такива рискове. Непотвърждаването на запаси на руда и метал се дължи основно на две групи фактори: прилагане на остарели ръчни процедури напр. метода на геоложките сечения и блокове за находища с крайно неравномерно разпределение на полезния компонент (злато, сребро, платина); некоректно използване на геостатистическите методи и технологии.

Втората група рискове е свързана с промените в цените на крайния продукт, респ. метала. Промените на цените въздействуват в значителна степен върху крайните икономически резултати. Илюстрация за това са резките промени в цените на медта през последните две години.

Третата група рискове е свързана с промените в законодателството (търговски закон, закон за печалбата и др.). Тези промени подлагат финансовия успех на който и да е инвестиционен проект на голям и често пъти непредсказуем риск.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

При така направената оценка на вариантите за ефективна схема на подготовка на рудните тела със сложна морфологична характеристика, става ясно че в

някои от случаите е нецелесъобразно извършването на целия комплекс от подготвителни и нарезни работи, характерни за дадена добивна технология поради руди с ниска ценност или ограничения обем на запасите в тази зона. Създадената целева функция ще има минимум, когато не е изпълнен целия комплекс от подготвителни и нарезни работи в нерентабилни рудни зони. Използването на този комплексен вариантен подход основаващ се на разработения алтернативен граф може да стане благодарение на съвременните компютърни технологии в минното дело.

ЛИТЕРАТУРА

- Йорданов, М. Оценка на находищата на етапи Pre-feasibility study и Feasibility study с анализ на паричните потоци. I част – Основни термини и понятия. Минно дело и геология, 1998, № 1, с.7-11.
- Йорданов, М. Рискът за инвестициите чрез метода на Монте Карло в анализа на паричните потоци. Геология и минерални ресурси, 1996, № 8, с.9-13.
- Михайлов, Г., Г. Георгиев. Разработване на алгоритъм и техническо решение за избор на оптимална схема на разкриване на руднично поле. Годишник на Минно-геоложкия университет, 2002, том 44-45, 5-9.
- Стефанов, Др. Подземен рудодобив. С., Печатна база на МГУ, 1993.
- Шестаков, В. А., А. Н. Дулин, Ю. Г. Старцев. Метод оценки ефективности реконструкции вскрытия месторождений. Изв. Вузов. Горн. журнал, 1984, № 5, с.18-22.

Предложена за публикуване от катедра
"Подземно разработване на полезни изкопаеми", МТФ

VALUATION OF THE POSSIBILITIES FOR CHOOSING OF EFFECTIVE METHOD OF DEVELOPMENT FOR ORE BODIES WITH COMPLICATED MORPHOLOGICAL CHARACTERISTIC

Georgi Georgiev

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

ABSTRACT

In development of ore bodies represented as separate geological blocks - poles, originate the problem with choosing of optimal method of development, when part of ore body is above ventilation horizon, respectively part of ore body remains below haulage horizon. In such cases is not expedience performance of full complex developing and cutting works, typical of the created mining technology because of limited volume of reserves in that zone. Object function is created, on the basis of that can be compared different variants of development and cutting of block with such complex morphological fact. Alternative graph is created, giving possibility for generating great number of variants, from among that should look for optimal.

Key words: ore, vein, minerals, mine field, development, graph.

INTRODUCTION

The design and practical implementation of mine fields developing is carried out under conditions of least reliability of information about the environment, when the mine field is determined in project stage and data are gathered during the process of driving prospecting workings. Often this information is based on data in driving or exploiting of mine workings in the mine field. This gives possibility to set up of more precise and more complete information for the space situation of the ore bodies in earth's womb.

The term of exploitation of the basic development and cutting workings often corresponds to the period of development of the mine field and every driving of needless workings in not paying ore zones has got serious economic consequences. This is showed in significant increasing of the investments for developing and cutting works, not retrieve of the investments subsequently.

BASE ON THE PROBLEM

When developing ore deposits the problem is further complicated by at least three additional, but at the same time essential factors published by G. Mihaylov and G. Georgiev (2002):

- 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.

In this way premises are created for the development of a general algorithm based on multivariant approach for the choice of a technical solution and valuation of the variants for the developing 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.

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 Oxz , α varying on the interval $0 \leq \alpha \leq 180^\circ$;

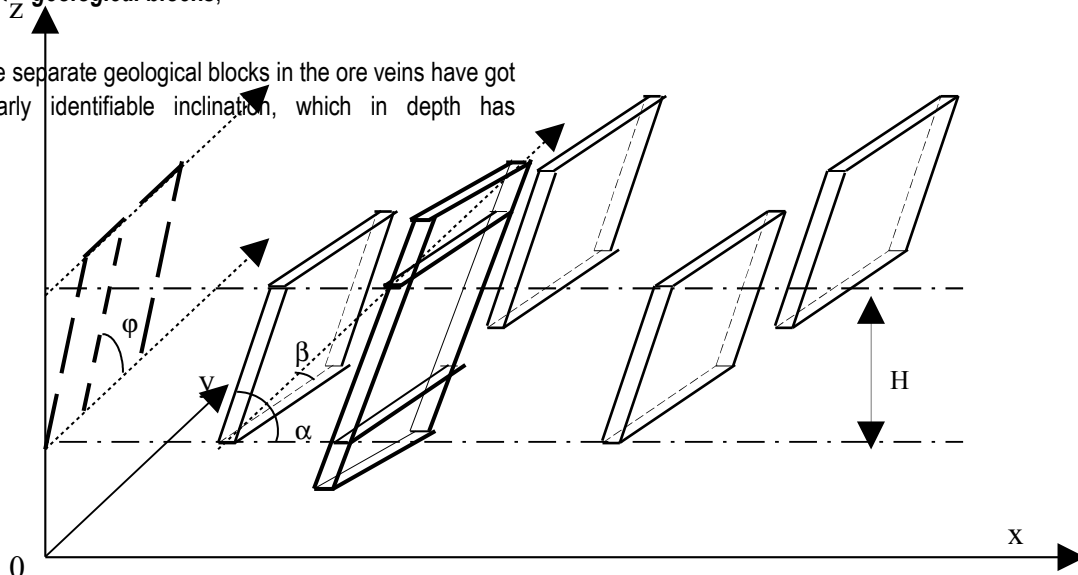


Figure 1. 3D base on the problem

- Angle of inclination φ of the geological block on the separate levels in the plane Oyz , φ varying on the interval $0 \leq \varphi \leq 180^\circ$;
- The angle of azimuth β of the geological block on the separate levels in the plane Oxy , β varying on the interval $0 \leq \beta \leq 360^\circ$.

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.

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.

That base on the problem is possible only in this way, when geological pole (block) not has got non ore zones along way of dipping (whole height of level).

When geological pole (block) has got interrupting along way of dipping in limit of level or the ore zone goes up from haulage (ventilation) horizon reach some level, which located between both horizons forming one mine level and subsequently the ore zone is non ore to ventilation (haulage) horizon. Than is necessary introduction on fourth index (d):

- $d = 1, 2, \dots, p$ – the index showing the sequential number of the geological blocks (poles), and situated along the ore veins' dip line;

The problem is complicated after introduction on fourth index, but on the other hand more complexly solution is obtained giving variability of the form of the ore zone along the ore veins' dip line. New index (d) characterizing naturally datum of the deposits is different from number of the levels. New index (d) in the mine field can be in three dependence $d = k, d > k$ и $d < k$. One of very often variants is in $d = 1$, when the ore zone is without interruption along the whole dip line. The ore zone is intersecting by ventilation and haulage horizons on levels. Very often, however, this condition is not performed than $d > 1$.

For facility's sake when we look at surface Oxz , instead three-dimension (3D) base on the problem (fig.1), from where we can see the scheme of the location of the ore body represented by fig. 2

In the boundary of one level between haulage and ventilation horizons can be formed from several ore zones. Of course, this precise making of contour of the ore zones can be performed in the driving of developing workings, when the mine field is in stage of development, and not making of contour which can be performed in process of driving prospecting works.

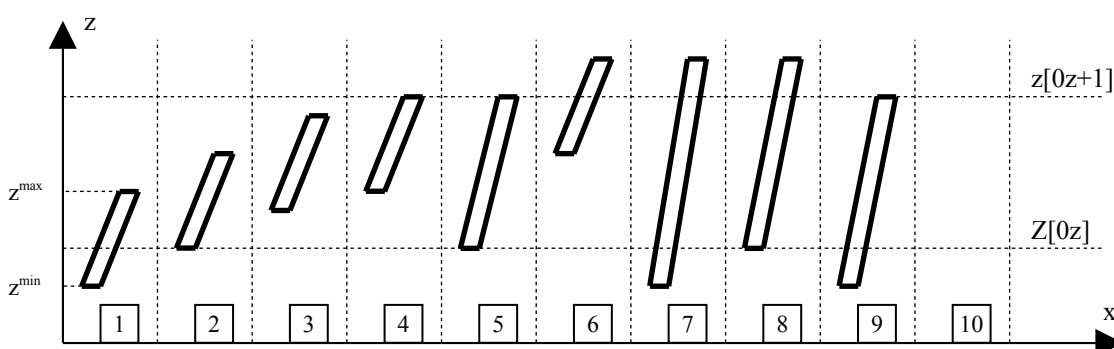


Figure 2. Location of the ore body in boundary of level

The situation of the ore body in the limit of level is shown in fig. 2. When we are look at Oxz, forming cross-section of the ore body can be make some marks:

- $z[0z+1]$ is the axis of crosscut situated on ventilation horizon forming upper boundary of level.
- $z[0z]$ is the axis of crosscut situated on haulage horizon forming bottom boundary of level.
- z^{max} – the maximum coordinate forming upper boundary of $[i, j, d]^{th}$ geological pole (block);
- z^{min} – the minimum coordinate forming bottom boundary of $[i, j, d]^{th}$ geological pole (block);

Last two are shown in fig.2 only in this case for variant 1, but in the other cases is on the analogy of all the rest variants.

MATHEMATICAL FORMULATION OF THE PROBLEM

Calculating the amount mineral body located in the ore zone between ventilation and haulage horizon $Q[ijk]$. For that purpose is necessary preliminary to be calculated the amount in a geological pole (block) – $Q[ijd]$ in that complicated morphology of the ore bodies. This is represented by the formulas describing different variants:

- Variant 1:

$$Q[ijk] = (Q[ijd].Z_p[ijk]) / Z_o[ijd], t \quad (1)$$

where:

$Z_p[ijk]$ – the height along the (z) axis fig.2, located between maximum coordinate of the ore body and the axis of haulage crosscut and remaining in the boundary of level:

$$Z_p[ijk] = z^{max}[ijd] - z[0z], m; \quad (2)$$

$Z_o[ijd]$ – the height of ore body as difference between the maximum and minimum coordinate in each $[ijd]^{th}$ geological pole (block):

$$Z_o[ijd] = z^{max}[ijd] - z^{min}[ijd], m; \quad (3)$$

$Q[ijd]$ – preliminary calculated amount ore mass in each $[ijd]^{th}$ geological pole (block),t:

- Variants 2,3,4 and 5:

$$Q[ijk] = Q[ijd], t. \quad (4)$$

- Variant 6:

$$Q[ijk] = (Q[ijd].Z_{pk}[ijk]) / Z_o[ijd], t \quad (5)$$

where:

$Z_{pk}[ijk]$ – the height along the (z) axis fig.2, located between the axis of ventilation crosscut and minimum coordinate of the ore body and remaining in the boundary of level:

$$Z_{pk}[ijk] = z[0z+1] - z^{min}[ijd], m; \quad (6)$$

$Z_o[ijd]$ – the height of ore body as difference between the maximum and minimum coordinate in each $[ijd]^{th}$ geological pole (block):

$$Z_o[ijd] = z^{max}[ijd] - z^{min}[ijd], m; \quad (7)$$

$Q[ijd]$ – preliminary calculated amount ore mass in each $[ijd]^{th}$ geological pole (block),t:

- Variants 7,8 and 9:

$$Q[ijk] = (Q[ijd].Z_e[ijk]) / Z_o[ijd], t \quad (8)$$

where:

$Z_e[ijk]$ – vertical height of level, m:

$$Z_e[ijk] = z[0z+1] - z[0z], m; \quad (9)$$

$Z_o[ijd]$ – the height of ore body as difference between the maximum and minimum coordinate in each $[ijd]^{th}$ geological pole (block):

$$Z_o[ijd] = z^{max}[ijd] - z^{min}[ijd], m; \quad (10)$$

$Q[ijd]$ – preliminary calculated amount ore mass in each $[ijd]^{th}$ geological pole (block),t:

- Variant 10 – not has got minerals in level. That variant can be obtained in large interruption of the ore zone along the ore veins' dip line. That can be obtained when ventilation and haulage horizons forming level not intersect $[i, j, d]$ ore body.

Creating of an object function in the developing and cutting in each blocks in the mine field:

$$F = \sum_{l=1}^f C_d L_{d(l)} + \sum_{l=1}^f C_c L_{c(l)} \rightarrow \min, \$ \quad (11)$$

where:

C_d – the prime cost of one linear meter (1m) developing working, \$/m;
 $L_{d(i)}$ – the general length of all developing mine workings in the mine field, m;
 C_c – the prime cost of one linear meter (1m) cutting working, \$/m;
 $L_{c(i)}$ – the general length of all cutting mine workings in the mine field, m;
 $l = 1, 2, \dots, r$ – shows number of the variants depending on the indexes $[i, j, k]$.
 Existing the following relation between them:

$$r = n.m.t \quad (12)$$

That object function shows the investments necessary to the developing and the cutting of the mine field. For that purpose to be expedience development of the deposit the object function must be minimum:

The investment for developing and cutting in each one of the extraction geological blocks (i), in each ore vein (j), forming from ventilation and haulage horizons in level (k) and it is expressed by formula:

$$F[i, j, k] = C_d.L_d[i, j, k] + C_c.L_c[i, j, k], \quad \$; \quad (13)$$

where:

$L_d[i, j, k]$ – length of all developing mine workings in the boundary of $[i, j, k]^{\text{th}}$ extraction block, m;
 $L_c[i, j, k]$ – length of all cutting mine workings in the boundary of $[i, j, k]^{\text{th}}$ extraction block, m;

The financial incomes for each one of the extraction geological blocks (i), in each ore vein (j), in each level (k) and it is expressed by formula:

$$Inc[i, j, k] = Q[i, j, k].W, \quad \$; \quad (14)$$

where:

$Q[i, j, k]$ – the calculating amount mineral located between ventilation and haulage horizons in each one of the variants shown by fig.2.
 W – extracting value obtained through formula published by V. Shestakov, A. Dulin etc. (1984):

$$W = 0,01 \sum_1^n c(1 - S)\epsilon R, \quad \$/t \quad (15)$$

where:

c – the substance of mineral components (metal substance) in ore, %;
 S – the dilution of ore in extraction;
 ϵ – the extracting of useful mineral components in mineral processing of ore mass;
 R – the price of 1t metal, \$;
 n – number of mineral components in ore.

The value of the ore is formed through containing in the ore useful mineral components – through their amount, quality and market price. When the ore contains one component, as for example the iron ore, more value is that, which is with higher

metal content. The value of polymetal ore is represented as sum through the value of the metals which contains published by Dr. Steffanov (1993).

The value of the ore influence as over choice of method of mining and technology of development, similarly in the opening and the developing of the mine field. In value ore can be applied expensive technologies and method of mining, if it is insure minimum losses of ore in extraction. As well, can be prepared and cut geological blocks with amount less located on the level. In ore with little value permit cheap methods of opening, developing and extraction and it permit increased losses too.

The profitableness of the developing in each $[i, j, k]$ extraction block is defined as difference between $Inc[i, j, k]$ and $F[i, j, k]$ with giving an account of extraction worth of the ore. When the difference is positively, the preparing and the development of separate extraction block is economic expedience. The profitableness, defined according to extraction value of the ore, still must apprehend as relatively, as in many cases must not evaluate the metal as material, and the last made product.

CREATING OF AN ALTERNATIVE GRAPH

According to thereby made 10 variants about situation of the ore body in the boundary of level, we could see from fig.2, is created general alternative graph shown in fig.3.

S_n – beginning of alternative graph;
 S_k – end of alternative graph;

- Level A – depending on number of the ore body located in the boundary of level;
 1 – one ore body or part of ore body;
 2 – many ore bodies, where the amount ore mass located on level is calculated as sum;
 3 – There is not ore body in level.

- Level B – depending on the location of upper contour of $[i, j, d]^{\text{th}}$ ore body z^{max} toward upper boundary of level, in this case ventilation horizon or the axis of crosscut located on ventilation horizon - $z[0z+1]$ shown in fig.2:

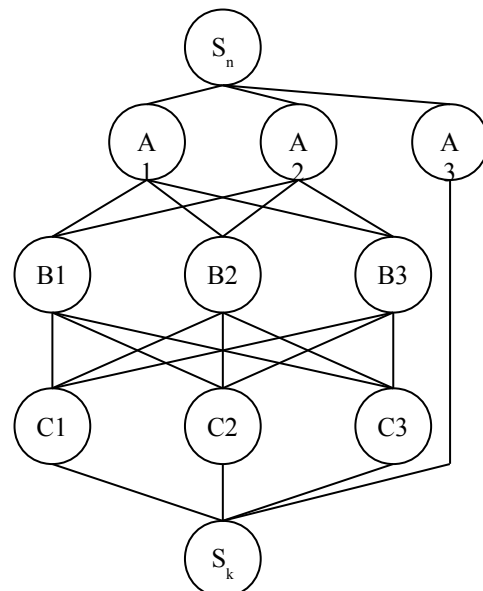


Figure 3. General alternative graph

1 – upper contour remains outside on level formed through ventilation and haulage horizon, and the axis of crosscut situated on ventilation horizon (fig.2) intersect the ore body;
 2 – upper contour osculate ventilation horizon (the boundary of level) or the axis of crosscut situated on ventilation horizon (fig.2);
 3 – upper contour remains inside between ventilation and haulage horizon (in the boundary of level) and the axis of crosscut situated on ventilation horizon (fig.2) not intersect the ore body.

- Level C – depending on the location of bottom contour of $[i,j,d]^{-th}$ ore body z^{max} toward bottom boundary of level, in this case haulage horizon or the axis of crosscut located on haulage horizon - $z[0z]$ shown in fig.2:

1 – bottom contour remains outside on level formed through ventilation and haulage horizon, and the axis of crosscut situated on haulage horizon (fig.2) intersect the ore body;
 2 – bottom contour osculate haulage horizon (the boundary of level) or the axis of crosscut situated on haulage horizon (fig.2);
 3 – bottom contour remains inside between ventilation and haulage horizon (in the boundary of level) and the axis of crosscut situated on haulage horizon (fig.2) not intersect the ore body.

The maximum common number of variants according to alternative graph can be shown by formula:

$$V = 10.n.m.t, \text{ бр.} \quad (16)$$

In this way a general problem 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.

THE RISK OF THE INVESTMENT

According to Gotch, Zantrop and Eggert the risk of investments in field of development of mineral raw material is: "The risk in the true sense of the word is as measure of the rate of variability of the possible financial incomes and expense. Investments with low risk have got low variability of the possible financial incomes in comparison with that with high risk. The future incomes and expense, connected with

investment for development of mineral deposit, are not sure, because is impossible the factors, which define them to be reliable well - known in the moment of investing process" published by M. Yordanov (1996).

The balance of incomes and expense of given business initiative is the extremely, solving factor in claim of solution for her realization. The reporting on the stability trend to drop of investments in the mining industry in worldwide importance especially actual are the efforts of some countries and governments to offer in most attractive project mineral raw material basis, published by M. Yordanov (1998).

The risk of investing is in a direct ratio of measure of the expectation a clear profit from the investment i.e. bigger risk – bigger clear profit, and of the other side – less risk less clear profit. That is important with same power for the investments in mining industry.

The risk of investing is provoked of factors of geological substance – incorrectly calculated (or not confirmed) reserves of ore and metal, from geoeconomic – changing of the price of an end produced product (metal) and political and macro economic – changing of law.

The first group risks is most often met and has got biggest significance because of the fatally consequences in not confirmed of the calculating reserves of ore and metal. Series of financial losses in a number of gold extraction and other companies in Australia, USA and Canada in the end during the past century are connected mainly with such risks. In the not confirmed reserves of ore and metal, which is under condition thoroughly of two group factors: applying of old procedures for example the method of geological cross-section and blocks for deposits with extremely an not even distribution of useful component (gold, silver etc.). As well, incorrect using of geostatistic methods and technologies.

The second group risks is connected with the changing of price of end product (metal). The changing of prices influence in significant rate over the extremely economic results. For example of that are the sudden changing of the price in copper during the past two years.

The third group risks is connected with the changing of law. That changing put under financial success in anyone investment project of large and often not predicted risk.

CONCLUSION

Thereby made evaluation of the variants for effective method of developing of the ore bodies with complicated morphological characteristic, is clearly, that in some of the cases is not expedience performing of full complex of developing and cutting works, typical of given extraction technology for ores with low value or limited amount of the reserves in that zone. The created object function will has minimum, when is not performed full complex of developing and cutting works, in not paying ore zones. The using of that complicated variant approach based on creating alternative graph can be owing to the present computer technologies in mining.

REFERENCES

- Йорданов, М. Оценка на находищата на етапи Pre-feasibility study и Feasibility study с анализ на паричните потоци. I част – Основни термини и понятия. Минно дело и геология, 1998, № 1, с.7-11.
- Йорданов, М. Рискът за инвестициите чрез метода на Монте Карло в анализа на паричните потоци. Геология и минерални ресурси, 1996, № 8, с.9-13.
- Михайлов, Г., Г. Георгиев. Разработване на алгоритъм и техническо решение за избор на оптимална схема на разкриване на руднично поле. Годишник на Минно-геоложкия университет, 2002, том 44-45, 5-9.
- Стефанов, Др. Подземен рудодобив. С., Печатна база на МГУ, 1993.
- Шестаков, В. А., А. Н. Дулин, Ю. Г. Старцев. Метод оценки ефективности реконструкции вскрытия месторождений. Изв. Вузов. Горн. журнал, 1984, № 5, с.18-22.