



ПЕТ ОПТИМИЗАЦИОННИ ЗАДАЧИ, ОПРЕДЕЛЯЩИ СЪЩНОСТТА НА КОМБИНИРАНО (ОТКРИТО-ПОДЗЕМНО) РАЗРАБОТВАНЕ НА РУДНИ НАХОДИЩА

проф. Георги Михайлов
МГУ "Св. Ив. Рилски", e-mail: mihayg@mgu.bg

FIVE OPTIMIZATION TASKS DETERMINING MINE SCIENCE CHARACTERISTICS OF COMBINED (OPEN PIT-UNDERGROUND) TECHNOLOGY

Prof. Dr. Georgi Mihaylov

ABSTRACT

There are formatted five optimization tasks for a combined (open pit-underground) developments. Any optimization problem generates a set of solutions, based on which may be defined preferred options. In the course of the presentation are indicated some elements, which the author's team has successfully used into the recent their researches. Finally the important points are presented of the mining layout (open pit-underground), which are aimed at the improvement the mineral ore extraction.

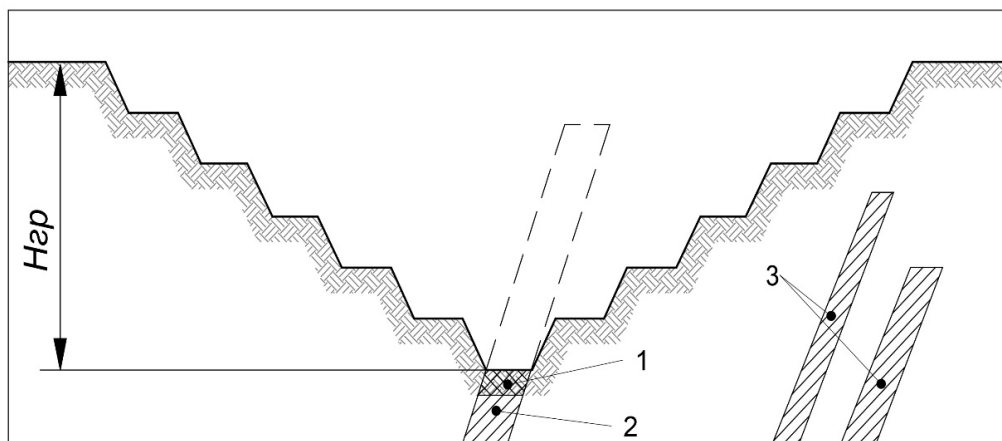
Keywords: *Combined (open pit-underground) mining; failure criterion; rock mass discontinuity; probability approach; mine fill method; technical and economical assessment.*

1. Въведение

В практиката по разработване на рудни находища широко приложение (около 70%) заемат комбинираните технологични схеми на изземване. Всеобщо приета класификация на тази технология няма и това се дължи на голямото разнообразие на природните и минно-технически фактори. Условно комбинираните схеми могат да се разделят на четири класа. I клас: Първоначално изземване на запасите, предвидени за открит добив, след което се преминава към подземен. II клас: Откритите и подземни минни работи се извършват паралелно. III клас: Подземният добив изпреварва открития и по този начин откритите минни работи „стъпват“ върху подземния рудник. IV клас: Съчетание на традиционните методи с такива, основаващи се на физико-химични процеси и явления. Друга характерна особеност за комбинирано открито-подземно разработване, съответстващо на I клас, е оформянето на бариерен целик (crown pillar) за изолиране на откритите минни работи или принудително обрушаване на бордовете на открития рудник преди да се премине към подземен добив. Макар и по-рядко, комбинираната схема налага подземният добив да се съсредоточи в участъци, които остават зад бордовете на открития рудник. Това се налага в случаите, когато по различни причини, в по-късни периоди, се извършва преоценка на запасите. Възниква въпросът възможно ли е тези запаси да се изземват по подземен начин, отчитайки съвременните обстоятелства: цени на металите, равнище на производствените разходи, срок на съществуване на рудника, състояние на наличната инфраструктура и пр. Опит за намиране на отговор на този въпрос е направен в настоящата статия.

2. Първа оптимизационна задача: Изучаване на напрегнатото и деформирано състояние на масива около минните изработки

На фиг.1 е показана принципна схема за комбинирана открито-подземна технология, когато запасите, подлежащи на разработване се намират зад бордовете на открития рудник.



Фиг. 1. Принципна схема на комбинирано разработване; $H_{ер}$ гранична дълбочина на разработване на открития рудник; 1 – основно рудно тяло; 2 – бариерен целик при преминаване към подземен добив; 3 – запаси зад борда на открития рудник

В случая се отчита като икономически нецелесъобразно разнасянето на бордовете и изземване на рудата с открити минни работи. Оценката на напрегнатото и деформирано състояние (НДС), която задължително следва да се направи, включва три етапа: характеристика на естественото поле на напреженията в ненарушения от минни изработки масив; НДС на масива в края на дейността на откритите минни работи; динамика в изменението на НДС в отделните етапи на подземните минни работи. Разглежда се масив изграден от здрави, но напукани скали с крехко поведение при разрушаване. Това дава основание да се използва математическият апарат на теория на еластичността за извеждане на основните уравнения на равновесие.

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + X = 0 \quad (1)$$

$$\frac{\partial \tau_{yx}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + Y = 0$$

Решението на диференциалните уравнения (1) в затворен вид за намиране на аналитично решение на напреженията σ_x , σ_y , τ_{xy} е практически невъзможно. Начинът за реализиране на численото решение е една от предпоставките за формиране на множество варианти. И ако в края на 20-ти век най-широко приложение намираше Методът на крайните елементи (МКЕ), то понастоящем нивото на точността значително се повиши с използване на Методите на граничните елементи и Дискретните елементи съответно (BEM) и (DEM). За оценка на устойчивото състояние на подземните изработки широко приложение намират критериите на разрушаване на Mohr-Coulomb (M-C), Hoek-Brown (H-B), Drucker-Prager (D-P). Натрупаният опит от извършените от нас изследвания показва, че при съвместно разглеждане на открити и подземни минни работи особено подходящ е модифицираният критерий.

$$B = (1 - R_{AB})\tau_p + [0.5 |(\sigma_1 + \sigma_3)| + 0.5 |(\sigma_1 - \sigma_3)\cos 2\delta|] \text{tg}\varphi R_{AB} \quad (2a)$$

$$T = 0.5 |(\sigma_1 - \sigma_3)\sin 2\delta| \quad (2b)$$

Разрушаване ще има, когато

$$\omega = \frac{B}{T} \leq 1 \quad (3)$$

В изразите (2a), (2b), (3) са използвани следните означения: T – тангенциални напрежения, създаващи предпоставка за разрушаване по съществуващи стръмно-западащи пукнатини; B – характеризира съпротивителните способности на скалния масив по тези повърхнини; τ_p – гранична якост на срязване на ненарушен масив; R_{AB} – степен на разчлененост, обусловена от наличието на



стръмно-западащи пукнатини; σ_1 и σ_3 главни (екстремни) стойности на тензора на напрежения; δ – ъгъл между главното напрежение σ_3 и нормалата спрямо стръмно-западащите пукнатини; $tg\varphi$ – коефициент на триене по повърхнините на хлъзгане. Изразите (2a) и (2b) отчитат влиянието на структурната нарушеност на масива. В сравнение с други интерпретации на отношението между задържащите и свличащите сили налице е съществено предимство, защото **Първо**: приема се, че разрушаването настъпва както по съществуващи, така и по новообразувани пукнатини и **Второ**: комбинираното открито-подземно разработване поставя на преден план въпроса за влиянието на техногенните пукнатини. Техният относителен дял съществено нараства в сравнение с прилагането само на подземни минни работи. Като се прибавят и тектонските пукнатини, свързани с генезиса на находището се установява необходимостта от анализ и интерпретация на структурната нарушеност, следвайки принципа на суперпозицията. Оптимизационният характер на тази първа задача се свежда до избора на подходящ числен модел за решаване на диференциалните уравнения (1), избора на подходяща посока на развитие на минните работи, както и избора на подходящ критерий за оценка на устойчивото състояние на масива през отделните етапи на изземване.

Структурната нарушеност на масива е катализаторът за намиране на успешни решения на тази логически издържана последователност от проблеми, което й отрежда място на водещ аргумент във втората оптимизационна задача.

3. Втора оптимизационна задача: Влияние на структурната нарушеност на масива при избор на технологично решение

Изучаването на напукаността на масива е едно от най-обширните изследвания, което съпровожда всяко технологично решение при разработване на полезни изкопаеми. Цяла група показатели се формират, които пряко или косвено участват в съответен формулен апарат, обслужващ предварително избран модел за анализ и синтез. Един от интегралните показатели, използван както в технологията на подземния добив, така и в открития, е **формата и големината на елементарния структурен блок**. Той има отношение както към устойчивото състояние на откритите добивни пространства, така и към вероятността от поява на свлачища в открития рудник. Универсалният характер на този показател се допълва от степента на раздробяване (след взривно разрушаване) и нейното влияние върху производствените процеси: натоварване, доставка, транспорт, енергопоглъщаемост при механичното трошене в обогатителната фабрика. Геометрията на отслабващите повърхнини се намира в тясна зависимост от генезиса и посоката на механично въздействие. Формират се качествени и количествени показатели, които се обединяват под обобщаващия термин **характер на контактните повърхнини на пукнатините**. Тук попадат степента на разтвореност на пукнатините, тяхната издържаност в пространството, механичните свойства на запълващия материал. В практиката е утвърден методът на масово замерване на пукнатини, чиито елементи на залягане (ъгъл на наклона, посока на разпространение) след подходяща статистическа обработка довеждат до определяне на **броя на системите пукнатини**. Този показател освен към формата и големината на елементарния структурен блок има отношение към степента на подвижност на масива в пространството, наличието на нееднородност и анизотропност, степен на изменение на механичните свойства спрямо тези, определени в лабораторни условия.

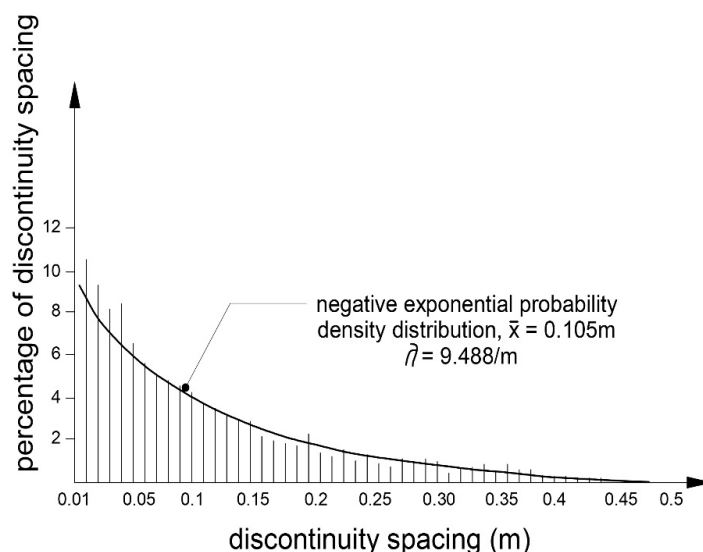
Посоченият дотук, макар и непълен, списък на показателите, характеризиращи структурната нарушеност на масива, показва, че детерминираният подход е в състояние да определи статистически показатели като средна стойност, дисперсия, средно-квадратично отклонение, коефициент на вариация. При комбинирано открито-подземно разработване, където принципът на суперпозицията налага обединено разглеждане на тектонски и техногенни пукнатини, прилагането на детерминирания подход поражда съмнения. Единствена алтернатива е използване на вероятностно разпределение за анализ и оценка на напукаността. На фиг. 2 е показано експоненциално разпределение на разстоянието между пукнатините [1].

Хистограмата на разпределение на разстоянието между пукнатините представлява функцията $f(x)$:



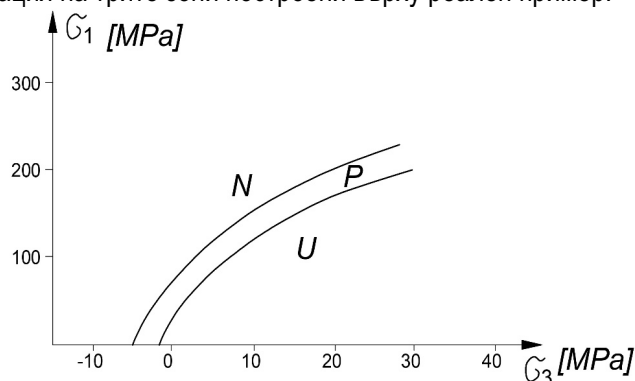
$f(x) = \lambda e^{-\lambda x}$, където $\lambda = \frac{1}{\bar{x}}$ е средната величина на честотата, \bar{x} средното разстояние между пукнатините.

Изследването на вероятността от разрушение (загуба на устойчивост) е свързано с два и повече параметъра, характеризиращи напукаността. В тези случаи е подходящо използването на вероятностното разпределение на Weibull. То е семейство разпределения, което приема свойствата на други такива. Класификационните характеристики, определящи качеството на масива (Rock Mass Rating, *RMR*; Modified Rock Mass Rating, *MRMR*; Q system) успешно се представят чрез разпределението на Weibull. Вероятностният подход за изучаване на напукаността на масива позволява да се изгради такъв модел на масива, в който търсеният показател представлява множество, което се подчинява на даден закон на разпределение. Броят на зададените изчислителни операции (итерации) осигурява максимално доближаване до явленията, свързани с реалната природна среда.



Фиг. 2. Вероятностно разпределение на разстоянието между пукнатините, представено чрез експоненциален закон (по Brady & Brown)

Това е същността на имитационното моделиране, чието практическо приложение се утвърди от средата на отминалия 20 век. Една от разновидностите на имитационното моделиране е Методът Монте Карло, който най-широко се използва в техническите изследвания. В периода 2004-2007 година авторският колектив успешно го приложи за анализ и оценка на ефективността на критериите на разрушаване на Mohr-Coulomb (M-C) и Hoek-Brown (H-B). Установиха се три зони на устойчиво състояние: зона на неустойчивост, преходна зона и зона на устойчивост[2]. На фиг.3 е показана графическата интерпретация на трите зони построени върху реален пример.



Фиг. 3. Формиране на три зони като резултат от имитационното моделиране на критерия на разрушаване на Hoek-Brown (HB); U – зона на устойчивост; N – зона на неустойчивост; P – преходна зона



За нуждите на открито-подземно разработване интерес представлява зоната на устойчивост и преходна зона. Множеството варианти, които се формират се основават на различна геометрия на откритите добивни пространства. Благодарение на използвания вероятностен подход задачата за намиране на оптимално решение разполага с още един аргумент – оценка на риска. Оразмеряването на даден конструктивен елемент ще зависи и от големината на риска R , и от големината на щетите B , които биха причинили евентуалните аварии в отделните звена на добивната технология т.е. $B = \left(\frac{1}{1-R} - 1\right) C$ при условие, че рискът R се изменя в интервала $0 \div 0.5$, измерен като част от единица, а C е цената на съоръжението. В световната практика все по-често се утвърждават стандарти за равнището на риска при съчетаване на различни природни и минно-технически фактори. На фиг.4 е показана матрица, която характеризира детайлите на риска при прилагане на определена добивна технология[3]. Посочените геомеханични показатели на напукаността, разгледани в съчетание с вероятностния подход и оценката на риска не са в състояние да покрият общия фундамент, за изграждане на ефективно технологично решение. На преден план изниква необходимостта от изясняване на геометрията на откритите добивни пространства, начина на закрепване на единичните изработки, начина на управление на скалния натиск, което е предмет на III оптимизационна задача.

Pillar failure	Consequence severity				
	Low	Minor	Moderate	Majore	Critical
Almost certain	High	Very high	Extreme	Extreme	Extreme
Likely	Moderate	High	Very high	Extreme	Extreme
Possible	Low	Moderate	High	Extreme	Extreme
Unlikely	Low	Low	Moderate	Very high	Extreme
Rare	Very low	Low	Moderate	High	Very high

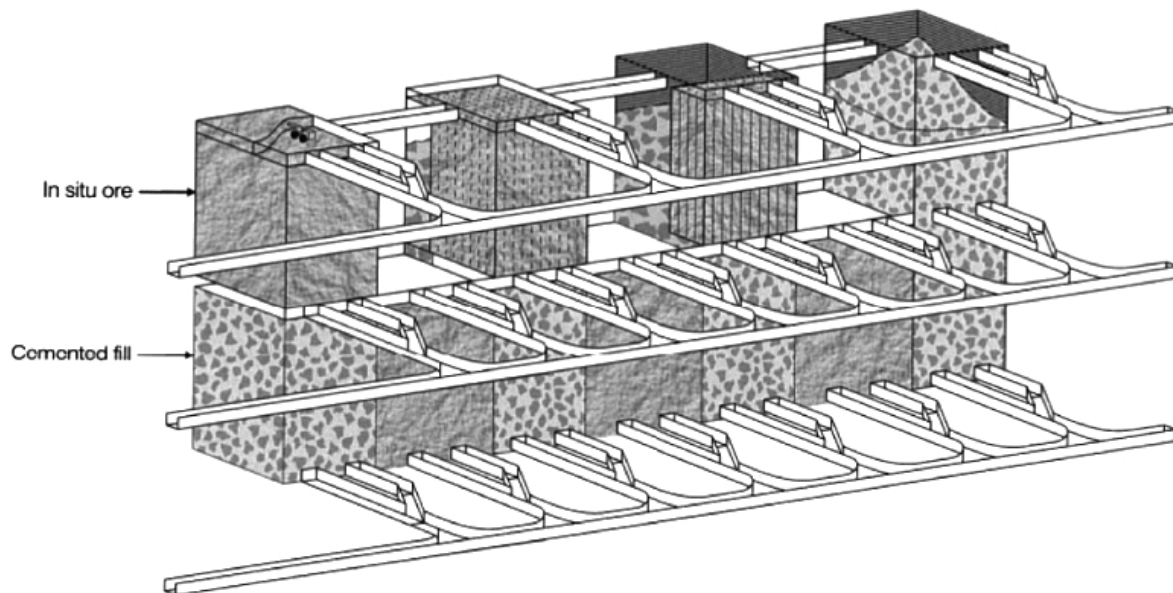
Фиг. 4. Матрица на риска, показваща вероятността за настъпване на събитието (crown pillar failure) и причинените от него щети (по Potvin & Hadjigeorgiou)

4. Трета оптимизационна задача: добивна технология за подземната част на комбинираната схема на изземване

Както вече се посочи, в случаите, когато запасите, подлежащи на изземване в подземния участък, попадат зад бордовете на открития рудник, са приложими технологии със запълване на добивното пространство. Морфологичните особености на рудните тела, ъгълът на наклона и устойчивостта на масива предопределят прилагането на камерно-целикова система с втвърдяващо запълнение на първичните камери и скално запълнение на вторичните камери [4]. Изборът на геометричните размери на камерно-целиковата система е в основата на формиращото се множество от

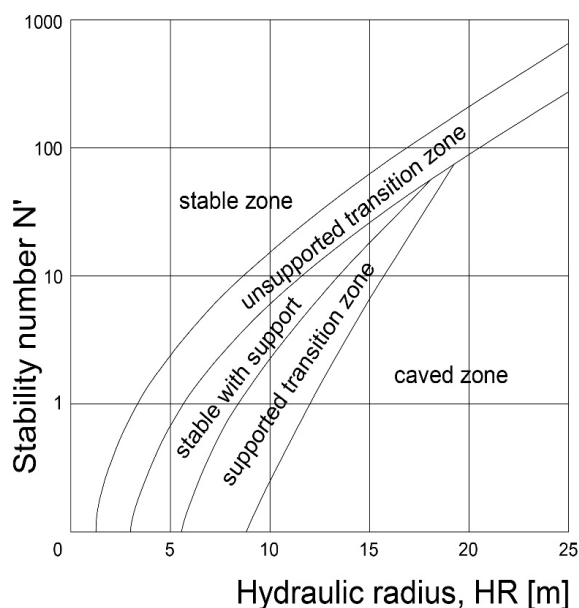


варианти. На фиг.5 е показана конструкцията на камерно-целикова система с разделяне на добивния блок на първични и вторични камери.



Фиг. 5. Конструкция на камерно-целиковата система с разделяне на добивния блок на първични и вторични камери (по Potvin)

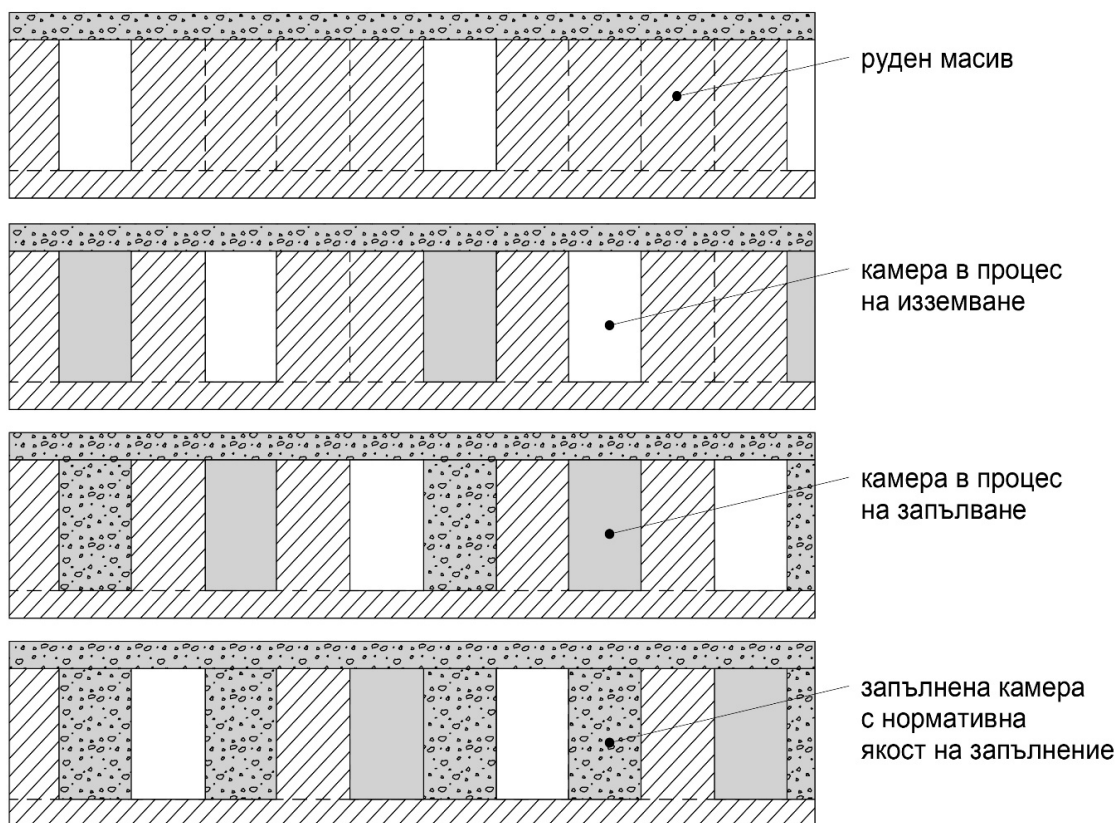
Отбиването на рудата се извършва с вертикални, низходящо прокарани сондажи, което изисква горно подсичане на цялата площ на камерата. Доставка на рудата следва плътно контура на отбиване, но за да се намали обедняването запълнението изостава от забойната линия. Устойчивостта на стените и тавана на камерата зависят от нейните геометрични размери, които пък от своя страна са следствие на прилаганата механизация (пробивни агрегати, самоходни товаро-транспортни машини). Известни са графиките, определящи зависимостта между числото на стабилност N и хидравличния радиус HR на откритите пространства – фиг.6 [5].



Фиг. 6. Формиране на *caved zone*, *stable zone*, *transition zone* в зависимост от числото на стабилност N' и хидравличния радиус HR на откритите добивни пространства (по Hoek et al.)



Открити добивни пространства с размери, попадащи в *caved zone*, е неприемливо. При определен начин на закрепване на стените и тавана на камерите е допустимо решенето в *transition zone*, макар че нивото на риска остава високо. Най-доброто решение е свързано с *stable zone*. То също е свързано с множество варианти, основаващи се на различна якост на втвърдяващото запълнение. Широко приложение намира технологичното решение с едновременно изземване на 1 / 5 част от запасите [6]. На фиг.7 е показана принципна схема.



Фиг. 7. Камерно-цементна система с едновременно изземване на 1/5 част от запасите на блока

Добивните камери също се разделят на първични и вторични, но във времето значително се „разтяга“ периодът на оформяне на вторичните камери, което е предпоставка за по-равномерно разпределение на действащите в масива напрежения. Геомеханичните и минно-техническите предпоставки за генериране на множество варианти изискват подходящ критерий за тяхната оценка. Общите разходи C в границите на добивния блок се оказват достатъчно надежден и универсален инструмент за оценка.

$$C = C_{\text{бл}} + \text{Щ}_a + \text{Щ}_b = C_{\text{доб}} + C_{\text{ПНР}} + \text{Щ}_a + \text{Щ}_b, \quad (4)$$

където: $C_{\text{бл}}$ са производствените разходи за 1 t добита руда;

Щ_a - икономическа щета от загубите;

Щ_b - икономическа щета от обедняването;

$C_{\text{доб}}$ – производствени разходи, свързани само с производствените процеси;

$C_{\text{ПНР}}$ – производствени работи за подготвително-нарезни работи;

Разработването на запасите в подземната част изисква задължително разделяне на камерите на първични и вторични. Запълването на добивните камери е свързано с незначителни разходи, тъй като скалният материал, необходим за тази дейност е в неограничени количества. Основните разходи са свързани с допълнителните изработки, които трябва да създадат достъп от повърхността до добивните пространства.



5. Четвърта оптимизационна задача: разкриване на рудничното поле

При разкриване на запасите зад бордовете на открития рудник е възможно приложението на трите вида разкриващи изработки: вертикална шахта, наклонена шахта и щолни. **Разкриване с щолни.** Устията на щолните се намират на съответните хоризонти на открития рудник. Ширината на работната площадка трябва да позволява маневриране на подземните автосамосвали и разтоварване на рудата, подходящо бункерно стопанство за натоварване в автосамосвалите, осигуряващи транспорт до обогатителната фабрика на повърхността. Най-същественото предимство на този вариант е използването на съществуващата инфраструктура на открития рудник и неговия автопарк. Оптималната задача е свързана с определяне на височината на етаж, респ. броя на щолните, осигуряващи достъп до подземния участък. **Разкриване с вертикални шахти.** За нормалната експлоатация на подземния участък са необходими минимум две вертикални шахти. Броят на рудничните дворове съответства на броя на етажите. В случай, че се използва първи стадий на трошене под земята е необходимо прокарване на централни рудоспусъци до най-ниската кота на разкриване на подземния участък. Инфраструктурата на подземния транспорт е самостоятелен елемент на рудничната технологична схема. Броят на вариантите се увеличава, ако по топологичната мрежа на подземните изработки се използва автотранспорт, или ж.п. транспорт, или комбинация от двата вида. Надземният рудничен комплекс съществено се усложнява заради необходимостта от надшахови кули, подедни уредби, бункерно стопанство и пр. **Разкриване с наклонени шахти.** Най-голямо предимство на разкриването с наклонени шахти е възможността за осигуряване на на циклично-поточна технология, благодарение на гумено-транспортните ленти. Наклонените шахти се прокарват с наклон около 7° (140‰), което е напълно достатъчно за тяхната експлоатация и техн. обслужване. Използването на гумено-транспортни ленти изисква задължително първият стадий на трошене да бъде под земята. Ефективността на това решение е пряко свързано с прокарване на централни рудоспусъци до най-ниската точка на подземния участък. Броят на формиращите се варианти зависи от пропускателната способност на наклонената шахта, респ. от производствената мощност на рудника. Наклонената шахта е главна разкриваща изработка. Спомагателна разкриваща изработка най-често е вертикална шахта. Комбинацията от двата вида разкриващи изработки също генерира варианти. Направеният преглед на начините на разкриване на подземния участък при открито-подземно разработване поставя на преден план въпроса за избор на критерий за оценка на ефективността. Извършените теоретични изследвания на авторския колектив категорично показват, че приведените разходи $C_{ПР}$ са функция на две променливи: $C_{ПР} = f_1(H, A)$, където H е дълбочината на разработване, а A е годишната производствена мощност на рудника. Конкретният израз на $C_{ПР}$ не е показан поради необходимостта от използване на множество данни от реалната практика, каквито в момента липсват. Затова целевата функция на $C_{ПР}$ е представена в по-опростен вид:

$$C_{ПР} = \frac{\Sigma K}{Z_B} + \frac{C_1 + C_2}{A_r} + \frac{(K_1 + K_2)E_n}{A_r} \quad (5)$$

където: ΣK са капиталните разходи за строителство на разкриващи изработки;

Z_B - количеството на доказаните запаси;

C_1 и C_2 съответно разходите за експлоатация на разкриващите изработки и на подедните съоръжения;

K_1 и K_2 съответно капиталните разходи за доставка на машините и подедните съоръжения и строителство на надземния рудничен комплекс;

E_n – нормативна ефективност на капиталните вложения;

A_r – годишна производствена мощност на рудника.

Като аргумент на функцията (5) годишната производствена мощност A_r може да се изменя в широки граници. На този етап се възприема, че A_r ще допълва производствената мощност на открития рудник. Тази концепция се залага в алгоритъма за намиране на оптимална производствена програма на минното предприятие (открит+подземен участък). Тя се основава на детайлна технико-икономическа оценка, което е смисълът на Пета оптимизационна задача.



6. Пета оптимизационна задача: технико-икономическа оценка в натурално и стойностно изражение

Същността на оптимизацията като инструмент за анализ и оценка не би била достатъчно осветлена, ако се пропуска технико-икономическата оценка. Тук следва да се подчертае, че в минно-добивните технологии тя е задължителен елемент, без който въпросът за обективността на решението лесно може да се постави под съмнение. Най-напред е необходимо да се изясни структурата на дадено минно предприятие, например: подземен участък a_1 , открит участък a_2, \dots , обогатителна фабрика a_n , т.е. n е броят на звената, изграждащи структурата. На второ място следва да се формират услугите в натурални единици, необходими за нормалното функциониране, например доставка на машините и разходите за основен ремонт b_1 , разходите за енергия b_2, \dots , разходите за суровини b_m , където m е броят на видовете услуги. На трето място следва да се посочат стойностните изражения на всяка от формираните услуги c_1, c_2, \dots, c_m . Приема се, че количеството на крайния продукт (в случая концентрата след обогатяване) ще бъде представен в относителни единици – например 100 единици. Този своеобразен вход дава възможност да се разгледа като пример едно реално минно предприятие със следната структура на производствените участъци:

- Доставка на промишлена вода за производството, a_1 ;
- Производство на пара за технологични нужди, a_2 ;
- Запълвачен комплекс, a_3 ;
- Участък открит добив, a_4 ;
- Участък подземен добив, a_5 ;
- Участък обогатителна фабрика, a_6 .

Тогава структурата на външните услуги в натурално изражение ще бъде:

- Доставка на машини и разходи за основен ремонт, b_1 ;
- Разходи за труд, b_2 ;
- Разходи за ел. енергия, b_3 ;
- Разходи за горивно-смазочни материали, b_4 ;
- Разходи за резервни части, b_5 ;
- Разходи за материали и суровини b_6 .

Разходите за външни услуги в стойностно изражение ще бъдат съответно c_1, c_2, \dots, c_6 . Най-същественото предимство на така предложената процедура е определяне на производителността на всяка сруктура, осигуряваща нормалното функциониране на следващата. Този подход позволява да се търси оптимална производствена програма на подземния и открития участък, съответно $A_{\text{подз}}$ и $A_{\text{откр}}$. Тяхната сума ще даде отговор на въпроса каква да бъде производствената мощност A_2 на минното предприятие, прилагащо комбинирано открито-подземно разработване т.е. $A_2 = A_{\text{подз}} + A_{\text{откр}}$. Решаването на задачата спрямо A_2 е класическа оптимизационна задача. Като се знаят технологичните параметри при обогатяването може да се намери добивът, съответстващ на 100^{те} единици, посочени по-горе. За целта е необходимо да се формират следните балансови уравнения[7]:

$$X = AX + Y \quad (6)$$

където: X е векторът стълб, изразяващ съвкупната продукция на участъците; Y – векторът стълб, определящ товарната продукция (в случая товарна продукция осигурява само участък обогатителна фабрика); A – матрицата, чиито членове характеризират нормите за вътрешно-производствените разходи за всеки участък.

Матричното уравнение (6) представлява баланса на продукцията. То се използва за нуждите на производството в самите участъци, а така също и за товарната продукция, която се реализира на пазара. Матрицата A е предварително известна, следвайки технологичните условия на производството. Векторът Y също е предварително известен съгласно вече формираното условие за A_2 . Следователно в матричното уравнение (6) неизвестни са само членовете на вектора X .

$$P = BX \quad (7)$$



където: P е векторът стълб, характеризиращ външните услуги в натурално изражение; B – матрицата, определяща нормативните преки разходи за външни услуги; X – векторът стълб, характеризиращ количеството на продукцията.

В матричното уравнение (7) векторът стълб X , съгласно уравнение (6), вече е определен. Матрицата B е предварително известна, следвайки технологичните условия на производството.

$$C = CA + CB \quad (8)$$

където: C (C_1, C_2, \dots, C_n) е матрицата ред, определяща стойността на единица продукция, произвеждана в отделните участъци, общо n на брой; $C=(C_1, C_2, \dots, C_m)$ е матрицата ред, определяща цените на външните услуги, общо m на брой. Значението на матриците A и B е определено в изразите (6) и (7).

Така с помощта на матрично уравнение (8) се определя стойностното изражение на производството в отделните участъци и общо за цялото предприятие. Производствените разходи на единица продукция във всеки участък се формират от стойността на продукцията на всички участъци, чието производство участва в продукцията на дадения участък плюс разходите за външни услуги, направени за същия този участък. С помощта на вектора ред C , определящ производствените разходи за единица продукция в отделните участъци, и вектора стълб X , определящ производствената програма, се намират производствените разходи за продукцията S_j , съответстващи на j -я участък и оттам на цялото минно предприятие S .

$$S_j = C_j X_j \quad \text{където } j = \overline{1, n} \text{ и } S = CX \quad (9)$$

Горните изрази позволяват да се получат различни комбинации между $A_{\text{подз}}$ и $A_{\text{откр}}$, което в крайна сметка ще позволи да се намери оптималната производствена мощност на цялото предприятие A_2 и от там да се състави режимът на минните работи по етапи, например: затихване на открития участък, паралелно развитие на открития и подземния добив, разработване на подземния участък до пълно изземване на запасите в находището.

7. Заключение

Представеният преглед на оптимизационните задачи при комбинирано (открито-подземно) разработване дава основание да се направи единствен извод: *В България е натрупан огромен опит по разработване на рудни находища по открит начин*. Основателно възниква въпросът: може ли успешно да се приложи практиката на комбинираното разработване? Отговорът на този въпрос **не е еднозначен**. Но той задължително изисква комплексен технико-икономически анализ, защото

- В съвременни условия се разполага с мощни софтуерни продукти за изучаване на напрегнатото и деформирано състояние, които дават възможност да се решават 3D задачи с отчитане на нееднородността, структурната нарушеност, нелинейния характер на поведението на масива в различните етапи на разработване;
- Налице са високо точни методи за измерване на премествания и деформации, които на базата на вероятностния подход, са в състояние да прогнозираат аварийни състояния с точност на предизвестие до 6 часа;
- Технологиите на подземния добив достигнаха високо ниво на съвършенство на базата на прилагане на самоходно дизелово и електрическо оборудване, използване на низходящи сондажи в съчетание с емулсионни ВВ, запълване на добивните пространства с якост на запълнението 1 – 2 МПа;
- Постигната е практическа реализация на ефективни теоретични методологии като Теория на графите, Теория на взимане на решения, Имитационно моделиране с оценка на риска, Матричния анализ за технико-икономическа оценка.

Комплексният характер на подобни изследвания изискват огромен човешки, материален и времеви ресурс. Но **те са задължителни**, за да не се достигне до преждевременно отричане на комбинираната технология, както това се случи за условията на рудник „Медет“ в началото на 80^{те} години на отминалия 20 век. Сегашното ниво на цените на металите, както и посочените по-горе



предпоставки за ефективно приложение, едва ли толкова категорично щяха да поставят отрицателен знак пред комбинираното открито-подземно разработване у нас.

ЛИТЕРАТУРА

1. Brady, B.H.G., Brown, E.T. (1993) Rock Mechanics for Underground Mining. Champan & Hall. London.
2. Михайлов, Г.А. (2007) Научно-методологични основи на процедура за избор на оптимално технологично решение при подземно разработване на рудни находища. Хабилизационен труд за получаване на научно звание „Професор“. Минно-геоложки университет „Св.Иван Рилски“.
3. Potvin, Yves. Hadjgeorgiou, John. Ground support for Underground mines. Australian Centre for Geomechanics. ISBN 978-0-9876389-5-3. Copyright 2020.
4. Handbook of Mine Fill. Editors: Yves Potvin, Ed Thomas, Andy Fourie. Australian Centre for Geomechanics. ISBN 0-9756756-2-1. Copyright 2005.
5. Hoek, E., Kaiser, P.K., Bawden, W.F. (1995) Support of Underground Excavation in Hard Rock. A.A.Balkema (Rotterdam).
6. Именитов, В.Р.(1984) Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. Недра, Москва.
7. Протосеня, А.Г. и др.(1985) Математические методы и модели в планировании и управлении горным производством. Москва, Недра 1985.