

ГОДИШНИК
НА
МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ
«СВ. ИВАН РИЛСКИ» - СОФИЯ

Том 48
СВИТЪК II: ДОБИВ И ПРЕРАБОТКА НА
МИНЕРАЛНИ СУРОВИНИ

ANNUAL
OF
UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY
«ST. IVAN RILSKI» – SOFIA

Volume 48
PART II: MINING AND MINERAL PROCESSING



ISBN 1312-1820

Издателска къща “Св. Иван Рилски”
Publishing House “St. Ivan Rilski”
София, 2005
Sofia, 2005

РЕДАКЦИОННА КОЛЕГИЯ

доц. д-р Венцислав Иванов – главен редактор
доц. д-р Страшимир Страшимиров – зам. главен редактор
доц. д-р Вяра Пожидаева – председател на редакционен съвет
доц. д-р Руслан Костов - председател на редакционен съвет
доц. д-р Кръстю Дерменджиев - председател на редакционен съвет
доц. д-р Андрей Рождественский - председател на редакционен съвет
инж. Зоя Велева

РЕДАКЦИОНЕН СЪВЕТ **на Свитък II: Добив и преработка на минерални суровини**

доц. д-р Кръстю Дерменджиев – председател
проф. д-р Любомир Кузев
проф. д-р Михайл Михайлов
доц. д-р Любен Тотев
доц. д-р Койно Боев
доц. д-р Паулин Златанов

СЪДЪРЖАНИЕ

Кръстю Дерменджиев	Използване на условни знаци в минно-инженерната графика	7
Николае Илиас Йосиф Андас Даниел Сурулеску Джорд Тежелеану	Стратегия за развитие на Румънския минно-енергиен сектор в контекста на непрекъснато усъвършенстване	15
Георги Михайлов	Модел на подготвително-нарезни работи при подземно разработване на рудни находища	19
Деян Богданович Зоран Стойкович	Комбиниран минен метод за подземен и открит добив на полиметално находище "Тенка" в медна мина Мажданпек	23
Илия Гърков	Изследване на реда на развитие на минните работи при камерно-целиковата система на разработване със запълване	27
Георги Константинов	Количествена оценка на движението на багерите по хоризонти в открити рудници	33
Георги Михайлов Георги Трапов	Геомеханични аспекти на системата с подетажно обрушаване	37
Илия Гърков	Аспекти на геомеханично моделиране на подземни добивни участъци	43
Симон Парепя Николае Илиас	Изследвания относно технологиите за сондажно прокарване на ветрикални шахти	47
Венцислав Иванов	Определяне индекса на якост на скални образци с неправилна форма	53
Юлиян Димитров	Оптимално разполагане на анкерната мрежа при укрепване на целици	57
Йосиф Андас С. Раду А. Андас М. Мелцер А. Симота	Математическо моделиране на механизирани горнището крепеж в среда на скално взаимодействие	61
Юлиян Димитров	Оразмеряване на укрепването на целици, като тримерни тела	63
Михаил Вълков	За една коефициентна задача в кинематиката на минната мулда	69
Михаил Вълков	За една задача с прекъсване в коефициентите в кинематиката на минната мулда	71
Елена Демирева	Относно необходимия брой проби	75
Димитър Христанов	Определяне на безопасните разстояния по разлитане на отделни късове при извършване на взривни работи	79
Димитър Христанов	Изисквания за изчисляване, проверка и монтаж на електровзривни мрежи	83
Гергана Камбурова	Нови изследвания на отделящите се токсични газови емисии при взривната химическа реакция съгласно новите изисквания на Европейската общност	89
Валери Митков	Изисквания и технология за създаване на водонапълнени експлозиви	95
Венцислав Баликов Атанас Смилянков	Възможности за приложение на сгуропепелните отпадъци от ТЕЦ в откритите рудници	99
Ирена Григорова П. Цветанов Любомир Кузев	Брикетиране на въглища от Черноморския басейн с полимерни органични вещества	103
Ирена Григорова Иван Нишков Любомир Кузев	Брикетиране на кафяви въглища с производни на акрилната киселина	107
Николае Кристеа Георгета Кристеа	Влияние големината на токовия товар върху определяне индекса на Бонд	111
Христина Петрова Антоанета Ботева	Изследване влиянието на плътността на флотационната среда върху флотиремостта на сулфидни минерали в условията на безпенна флотация	117

Георги Високов Маринела Панайотова	Плазмохимично преработване на минерални суровини до нанодисперсни прахове	121
Радолуб Йованович	Управление на приходите при флотацията на медни руди от мина Велики Кривели	127
Недялко Софрониев Стоян Минчев	Синтез на амиди на С – защитени дипептиди с 2,3 - дихидро -1,3 - диоксо - 2 - арил - 1Н - инден - 2 – оцетни киселини	129
Елена Власева Захари Динчев Михаил Михайлов	Ефективност на вентилационните схеми с ветровентилатори	135
Владимир Томов	Относно критичностите, критичните ситуации и събития в производствените ергономични системи	143
Христо Стоев	Дефиниране на параметри и фактори за оптимална оценка и управление на комплексния риск, съпровождащ взривния процес	151

C O N T E N T S

Krastu Dermendjiev	Use of conventional sings in the field of mine engineering graphics	7
Nicolae Ilias Iosif Andras Daniel Surulescu George Teşeleanu	The strategy of the Romanian mining and energy sectors in the context of sustainable development	15
Georgy Michaylov	A mining development model for underground mining of ore deposits	19
Dejan Bogdanovic Zoran Stojkovic	The combined mining method of underground and open pit exploitation of the polymetallic ore body "Tenka" in Majdanpek copper mine	23
Ilija Garkov	A study of the mining sequence in backfill open stopping	27
Georgi Konstantinov	A quantitative estimation of the movement of excavators on levels in an opencast mine	33
Georgy Michaylov Georgy Trapov	Geomechanical aspects of the sublevel caving mining method	37
Ilija Garkov	Aspects of geomechanical modeling of underground production areas	43
Simion Parepa Nikolae Iliáš	Experimental researches regarding the drilling process of the mine shafts by means of surface installations	47
Ventsislav Ivanov	Point load strength of irregular shape rock samples determination	53
Julian Dimitrov	Optimal disposition of anchors grid on bolting of pillars	57
Iosif Andras S. Radu A. Andras M. Melczer A. Simota	Mathematical modeling of the powered roof support surrounding rock interaction	61
Julian Dimitrov	Compute of pillars bolting as three-dimensional optimal bodies	63
Micail Vulkov	On a coefficient problem in mining subsidence kinematics	69
Micail Vulkov	On a problem with coefficient discontinuities in mining subsidence kinematics	71
Elena Demireva	About necessary number of samples	75
Dimitar Hristanov	Definition of the safe distances according to separate parts' spreading during execution of explosions	79
Dimitar Hristanov	Requirements for calculation, check up and mounting of the electro-explosive networks	83
Gergana Kamburova	Title new researches on the toxic gases emitted during blasting chemical reactions according to the new requirements of the European Community	89
Valery Mitkov	Requirements and technology for production of watergel explosives	95
Ventzislav Balikov Atanas Smiljanov	Options of usage of cinder ashes wastes in open – cast mines of thermo – electric power stations	99
Irena Grigorova P. Tsvetanov Lubomir Kuzev	Briquetting of coals from the Black sea's mining with polymer organic agents	103
Irena Grigorova Ivan Nischkov Lubomir Kuzev	Briquetting of brown coals with produced of the acryl acid	107
Nicolae Cristea Georgeta Cristea	Influence of ball charge granulometry on Bond index determination	111
Cristina Petrova Antoaneta Boteva	Study of flotation media density influence on sulphide minerals flotability in frothless flotation conditions	117
Gheorgy Vissokov Marinela Panayotova	Plasma-chemical processing of minerals to nano-dispersed powders	121

Radolyub Jovanović	The management of copper flotation revenue in the mine of Veliki Krivelj	127
Nenyoalko Sofroniev Stoian Minchev	Synthesis of amides of α -blocked dipeptides with 2,3 - dihydro - 1,3 - dioxo - 2 - aryl - 1h - indene - 2 - acetic acids	129
Elena Vlasheva Zahari Dinchev, Michael Michaylov	Wind fans' ventilation schemes efficiency	135
Vladimir Tomov	About criticalities, critical situations and events in manufacturing ergonomic system	143
Christo Stoev	Defining parameters and factors for optimal evaluation and combined risk management in blasting process	151

ИЗПОЛЗВАНЕ НА УСЛОВНИ ЗНАЦИ В МИННО-ИНЖЕНЕРНАТА ГРАФИКА

Кръстю Николов Дерменджиев

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", София 1700, България, krderm@mgu.bg

РЕЗЮМЕ. Графичното представяне на минно-инженерните решения е регламентирано чрез маркшайдерските изисквания и тези, използвани и приети в минно-инженерната графика. При многовариантното проектиране, обаче графичното представяне на варианти чрез общоприетите изисквания е обемна, продължителна и сложна задача. Затова на такъв етап е удобно да се използват опростени, но съдържателни графични материали, представени с условни обозначения. С такава цел в статията са представени за обсъждане и използване цяла гама от условни обозначения, чрез които да се представят графично, практически целия кръг от възможни, в рамките на подземен рудничен участък решения, отнасящи се до системата на разработване, добивната технология и технологичната схема на участъка.

USE OF CONVENTIONAL SIGNS IN THE FIELD OF MINE ENGINEERING GRAPHICS

Krasty Nikolov Dermendjiev

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilsky", Sofia 1700, Bulgaria, krderm@mgu.bg

ABSTRACT. The graphic representation of mine engineering decisions is regulated through the mine surveying requirements and the requirements, used and accepted in the field of mine engineering graphics. In the cases of multi-variant designing, however, the graphical representation of variants, through the accepted requirements, is a volumetric, continuous and difficult task. That's why, at that stage it is convenient to be used simple but full of matter graphical materials, represented with conventional signs. For this purpose, in the article are represented for discussing and use various conventional signs through which to be represented graphically all decisions, connected with the mining system, the mining technology and the process scheme of mine district.

Увод

Основният метод за проектиране, анализ и оценка на минно-технически и технологични решения е методът на вариантите. При неговото използване, на различните етапи на проектиране и в зависимост от обхвата на проекта се налага конструиране на множество варианти, чиито брой може да варира от 2-3 до десетки и стотици.

Графичното представяне на големия брой варианти, чрез използване на утвърдените обозначения в съответствие с изискванията на маркшайдерската и минно-инженерната графика [1-4], е обемна задача, решението на която е свързано с много разход на труд, време и консумативи. Допълнително, най-вече при ръчното подработване на графичните приложения, със спазване на утвърдените обозначения и брой проекции, често в графичните подробности се губи технологичната същност на вариантите и се скриват техните съществени и незначителни на пръв поглед различия в елементи и параметри.

Затова при начални-идейни фази на проектиране, когато се конструират, обсъждат и оценяват голямо множество варианти е по-рационално те да бъдат графично представяни чрез опростени проекции – скици с използване на подходящи условни знаци.

В тази връзка, по-долу, са предложени съществуващи и нови условни знаци за схематично представяне на вариантни минно-технически и технологични условия и решения.

Изисквания към условните знаци

Минно-техническите решения (разкриване, подготовка, система на разработване) се характеризират с определена моментна статика и динамика. Моментно-статични за рудника са схемата и начина на разкриване, подготовката, схемите на транспорта и вентилацията, използваната система и добивна технология. Затова използваните знаци, освен момент на статичност, трябва да изразяват и определена динамичност. Динамичността се изразява в състоянието на изетото пространство, прокарването на минната изработка, състоянието на минната изработка – прокарана, в пласт; в прокарване; нейното местоположение – по пласт; в скала – долнище, горнище.

Статични в участъка са средствата за осъществяване на дейността, технологията, формата на напречното сечение и др.

Условните обозначения трябва да са относително прости и елементарни за запомняне и графично пресъздаване. Да притежават определена специфична обвързаност с основния обект на минна дейност (пласт, жила, шок, лещи) и да дават възможност чрез тях да се представят руднични и участъкови технологични схеми с присъщата им статичност (мрежа изработки, вентилационни и транспортни схеми, приета технология и технологични средства) и динамичност (съществуващи, прокарвани и погасявани минни изработки, движение на подготвителни и добивни забои, ред и последователност на отработване, трансформация

на запасите в участъка и състоянието на съответните площи и обеми от него).

Последното се отнася до преминаване на запасите от: в подготовка и нарязване – готови за изземване в изземване и свързаното с това трансформиране на площи и обеми с неиззети запаси в иззети пространства с определени площи и обеми.

Условни знаци

В съответствие с дефинираните изисквания към условните знаци за опростено графично представяне на варианти по-нататък са дадени препоръчвани опростени основни условни знаци, чрез които да се създаде статична и динамична представа за системата на разработване и технологичната схема на работа в подземен добивен участък.

За по-лесното възприемане и използване на обозначенията те са групирани в 11 групи (А - К). Всяка група знаци е обвързана с определено състояние или дейност в подземния рудничен участък.

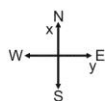
Комбинираният анализ и отношение между знаците дава възможност да се синтезира и анализира технологичната схема в динамика. Тази комбинация може да даде възможност за тестване логиката на съждение и знанията на студентите по минните общоинженерни и специализиращи дисциплини.

Схеми с условни обозначения

На фиг. 1 е дадена опростена схема с използване на част от предлаганите условни обозначения. Най-общо на схемата е представен добивен участък, под формата на блок. Обектът на изземване е жила с мощност 3 m и наклон 75° , системата на разработване е с магазиниране на рудата. Добивният забой е праволинеен с три стъпала. Добивната технология е обоснована на ПВР и източване на етажна извозна галерия. Извозът е с релсов транспорт.

При параметризиране на схемите може да бъдат определени някои основни технико-икономически показатели на работа на участъка, необходимото оборудване и осигуряване.

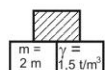
А. Обозначения за елементи и параметри на залегане



координатна система с посоките на света



линия и посока на разпространение и западане на залежа



ненарушен възлищен пласт със средна мощност, $m[m]$ и плътност, $\gamma, [t/m^3]$



линия и посока на разпространение и западане с ъгъл на наклона α [град] на залежа в участъка



линия и посока на разпространение на залежа в хоризонтален слой



линия и посока на разпространение и западане на залежа в наклонен слой



линия на разпространение на залежа в напречно-наклонен слой с ъгъл на наклона β [град]

В. Обозначения за състоянието на издетото пространство

	обрушено
	запълнено по гравитачен път
	запълнено по механичен път с механични средства
	запълнено по хидравличен път - хидравлично
	запълнено по пневматичен път - пневматично
	открито с квадратни и правоъгълни целици
	открито с кръгли целици
	открито с лентови целици
	открито (празно)
	с временно магазинирано полезно изкопаемо
	плавно слягане на горнище
	поддържано с крепеж - дървен
	открито, поддържано с анкерен крепеж

С. Обозначения за коридорни минни изработки, прокарани и поддържани в залежа с различна форма на напречното сечение

	минни изработки, с неопределена форма на напречното сечение, прокарани и използвани за различни цели
	с кръгла форма на напречното сечение
	с аркообразна форма на напречното сечение
	с трапецовидна форма на напречното сечение
	със сводообразна форма на напречното сечение
	с правоъгълна или квадратна форма на напречното сечение

Д. Обозначения за проектни минни изработки, предвидени за прокаране в залежа за различни цели и с определени параметри и форма на напречното сечение

	проектна минна изработка с неопределени форма и параметри на напречното сечение, за различни цели
	с кръгла форма на напречното сечение
	с аркообразна форма на напречното сечение
	с трапецовидна форма на напречното сечение
	със сводообразна форма на напречното сечение
	с правоъгълна или квадратна форма на напречното сечение

Е. Обозначения на минни изработки, прокарани в скалите от долнището на залежа за различни цели и с определени параметри и форма на напречното сечение



скална изработка в долнище на залежа с кръгла форма на напречното сечение



скална изработка в долнище на залежа с аркообразна форма на напречното сечение



скална изработка в долнище на залежа с трапецовидна форма на напречното сечение



скална изработка в долнище на залежа с сводообразна форма на напречното сечение



скална изработка в долнище на залежа с правоъгълна или квадратна форма на напречното сечение

Ф. Обозначения на минни изработки, прокарани в скалите от горнището на залежа за различни цели и с определени параметри и форма на напречното сечение



скална изработка в горнище на залежа с кръгла форма на напречното сечение



скална изработка в горнище на залежа с аркообразна форма на напречното сечение



скална изработка в горнище на залежа с трапецовидна форма на напречното сечение



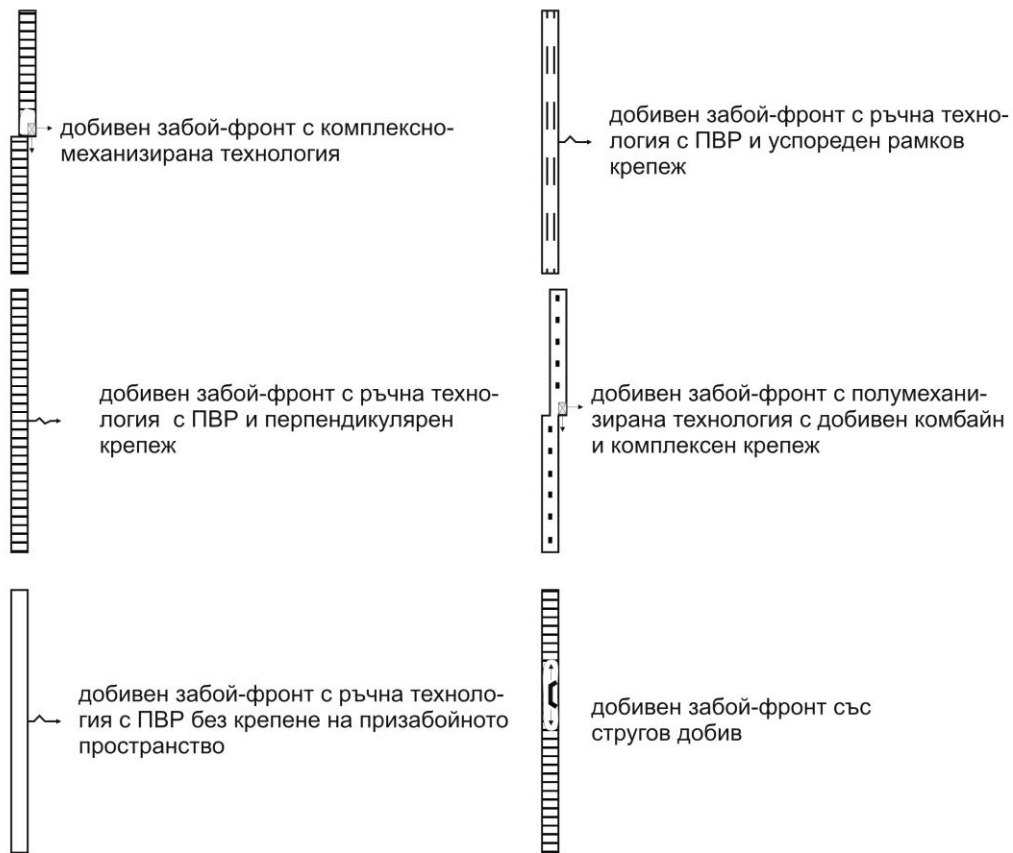
скална изработка в горнище на залежа с сводообразна форма на напречното сечение



скална изработка в горнище на залежа с правоъгълна или квадратна форма на напречното сечение

G. Обозначения на дълги и тесни добивни забои с различни добивни технологии и забойна техника

дълги добивни забои

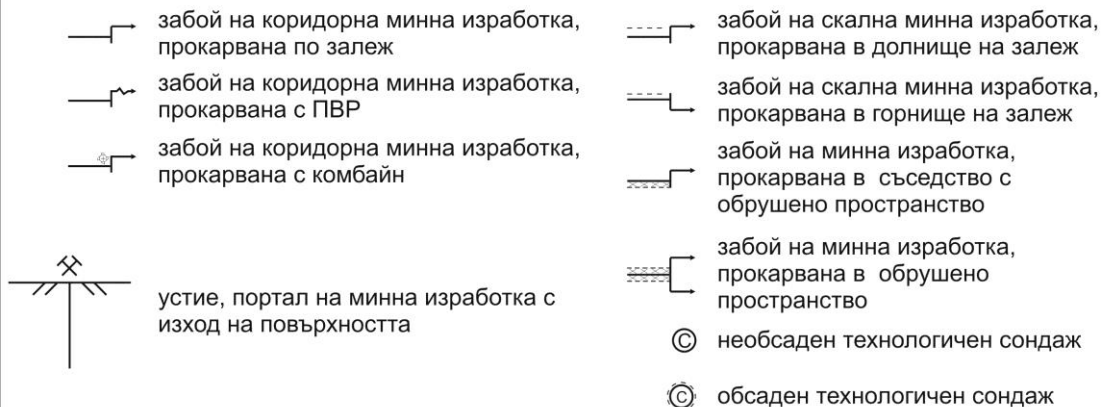


тесни добивни забои

тесен (камерен) добивен забой с комбайн тип "continuous miner" с анкерен крепеж

тесен (камерен) добивен забой с ПВР и рамков крепеж

H. Обозначения на забои на минни изработки, в процес на прокарване с различни: форми на напречно сечение, местоположение и технология на прокарване



I. Обозначения за състоянието и начина на охрана на минни изработки

 изработка, охранявана и поддържана едностранно със запълнена ивица, създадена с пневматично запълнение

 изработка, охранявана и поддържана едностранно със скална ивица,

 минна изработка в процес на погасяване, погасена или ликвидирана

J. Обозначения, свързани с вентилационната схема

→ посока на чистата въздушна струя

X→ посока на замърсената въздушна струя

 вентилатор за местно проветряване

—|— дървена вентилационна врата

—||— метална вентилационна врата

 вентилационен мост

K. Обозначения за транспортна схема по вид товаропотоци и начини и средства за транспорт

●→ посока на товаропотока добито полезно изкопаемо по вид на транспортното средство

●(V)→ извоз с верижен транспортър

●(L)→ извоз с лентов транспортър

●(R)→ релсов извоз с акумулаторни локомотиви

●(R̄)→ релсов извоз с контактни локомотиви

●(R̄)→ релсов извоз с безконечни въжета

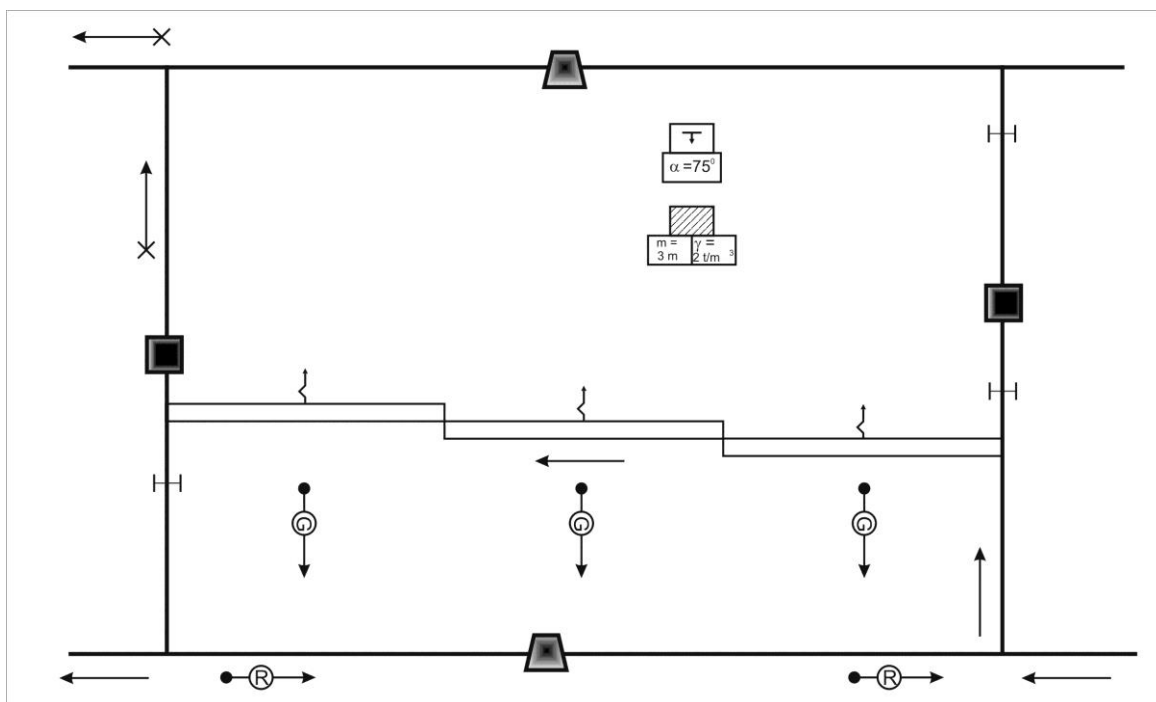
●(G)→ гравитачен транспорт

○→ доставка на спомагателни материали

 монорелсова система за спомагателни материали

○(R)→ доставка на материали с релсов транспорт

 доставка на спомагателни материали с хаспели по релсов път



Фиг.1.

Заклучение

Използването на разглежданите по-горе условни знаци създава възможност за бързо съставяне на минно-технологични схеми. Това разширява творческото конструиране на минния инженер на много варианти, като го насочва към успоредно решаване на проблемни въпроси и оценъчна дейност – приемане или категорично отхвърляне на алтернативи.

Апробацията на този подход, в учебния процес за създаване на технологични схеми, за подземни добивни участъци потвърждава написаното по-горе.

Заложени в web-страница тези знаци ще бъдат основа за дистанционно обучение по конструиране на технологични схеми и тестова проверка на знания по минно-технологичните дисциплини.

За конструиране на достатъчно пълни и рационални технологични схеми, обаче, конструкторът - студент, инженер, проектант трябва да има сериозна и многостранна подготовка в областта на геологията, маркшайдерството, минната техника, минното дело, включително по вентилация и безопасност.

Литература

- Стоянов, Б., Н. Цонков. Топографско и маркшайдерско чертане., С., ДИ "Наука и изкуство", 1958, 92 стр., 48 табло.
- Стоянов, Б., Н. Цонков. Топографско и маркшайдерско чертане., С., "Техника", 1985, 83 стр., 57 табло.
- Косев, Т. Минно-инженерна графика. С., Печатна база към МНП, 1986, 130 стр.
- Косев, Т. Инженерна графика. С., Печатна база към МНП, 1988, 173 стр.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Подземно разработване на полезни изкопаеми", МТФ

THE STRATEGY OF THE ROMANIAN MINING AND ENERGY SECTORS IN THE CONTEXT OF SUSTAINABLE DEVELOPMENT

Nicolae Ilias¹, Iosif Andras², Daniel Surulescu³, George Teşeleanu⁴

^{1,2} University of Petrosani, Romania

^{3,4} National Hard Coal Company, Romania

ABSTRACT. The paper deals with the outlining of the strategies for the future development of mining and energy sector in Romania, taking into account the relational balance between supply security and environment protection. The issues regarding the harmonization with EU legislation and the requirements of the concurrence driven market economy and globalization – are discussed, as well.

СТРАТЕГИЯ ЗА РАЗВИТИЕ НА РУМЪНСКИЯ МИННО-ЕНЕРГИЕН СЕКТОР В КОНТЕКСТА НА НЕПРЕКЪСНАТО УСЪВЪРШЕНСТВАНЕ

Николае Илиас¹, Йосиф Андрас², Даниел Сурулеску³, Джорд Тежелеану⁴

^{1,2} Петрошански университет, Румъния

^{3,4} Национална въглищна компания, Румъния

РЕЗЮМЕ. В доклада са очертани стратегиите за бъдещото развитие на Румънския минно-енергийния сектор, вземайки предвид баланса между осигуряване безопасността и опазване на околната среда. Дискутирани са също така и въпросите за съчетаването на Европейското законодателство с изискванията на конкурентния пазар.

I. General aspects

In June 1998 the EU Council meeting held in Cardiff officially stated the requirement of embedding the concept of sustainable development in sector policies, situation in which the economic sectors of different countries, in the field of mineral resources and energy became subject of an integrated approach.

In order to transpose in practice this requirement in Romania are performed analyses and syntheses in view to identify the strategic parameters necessary for the formalization of the sustainable development in the horizon of years 2025 - 2030:

- systematization of direction of strategies in EU policies regarding sustainable development;
- identification of main action lines in the field of primary energy including nuclear one in the context of EU enlargement and Romania's adhesion;
- obtaining true images regarding the primary in connection with the evolution of nuclear energy trends in EU and worldwide;
- formalization of feasible models of exploitation and valorisation of mineral resources from proper geologic reserves;
- integration of environmental issues in energy policy of EU community;
- transforming the concern for sustainable development in the operational policy engagements.

After the energy crisis in 1973 (the oil shock), some technocratic approach was observed in order to solve effectiveness problems.

The early XXI century find in Romania a commitment situation in this field. It is about the "energy-environment" systemic approach in the situation in which the sustainable energy policy is defined as the action towards the contribution to wealth maximization on long term, by maintaining a dynamic balance between secure supply, competitiveness of services and environment protection as a response to the challenge of global energetic system.

II. Key aspects in the sustainable development of Romania for the mineral and energy resources sector

It is recognized that energy, irrespectively the mineral resources in Romania are components of the strategy of sustainable development which assume operational responsibilities. (fig. 1).

National policies, the traditional and centralist ones cannot resist any more to the globalization and cannot avoid concurrence pressure.

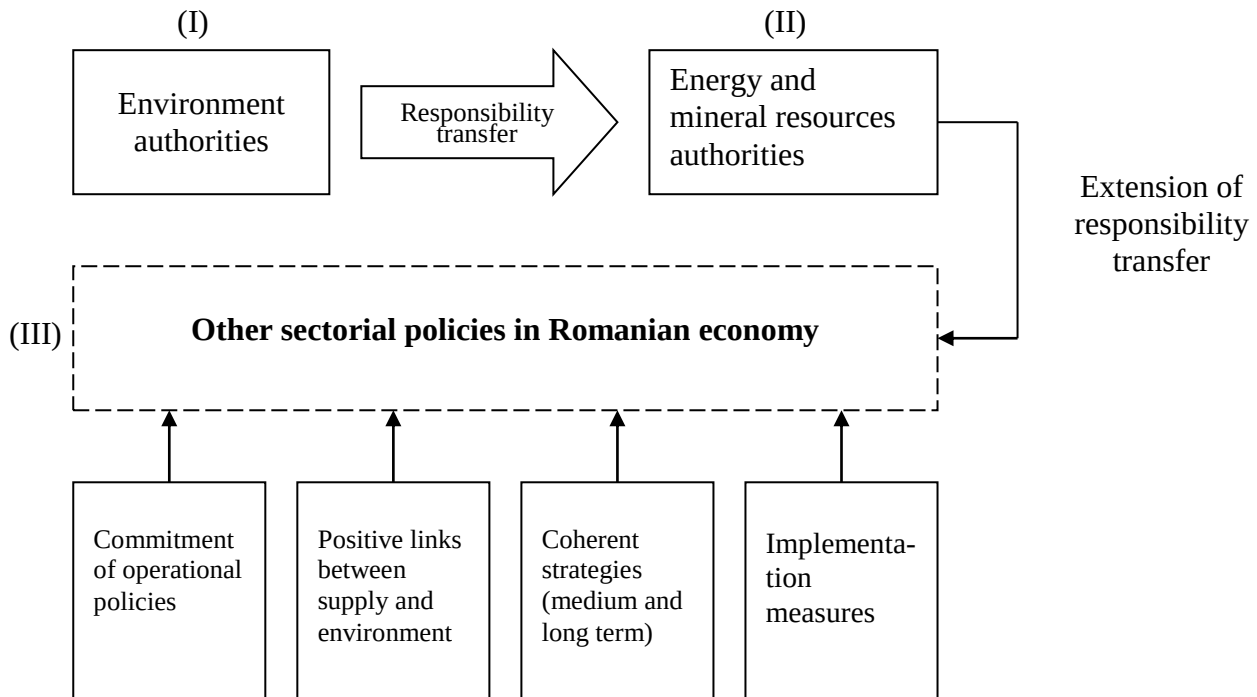


Fig. 1. Concern for extension of responsibility transfer in the process of sustainable development

Liberalization – possible as conceptual application in Romanian energy and mining system implies reforms, in the amount in which it becomes central instrument of common European policy in the energy field (fig. 2).

It is possible to give up the sovereignty in energy issues in favor of a common, supranational regulation of EU, aspect which could not represent a process characterized by dysfunctions between common policy elements on the one hand and the national, diversified apparently non convergent policies on the other hand.

The European convergence and interdependence to which Romania is to be aligned in the field of energy and mining problems is based on a platform based on 3 essential elements, i.e.:

- The E U Program of formalization of the market in the European space;
- The general common obligation, to act for the environmental protection;
- Promoting the cooperation, on long term based on EU treatises.

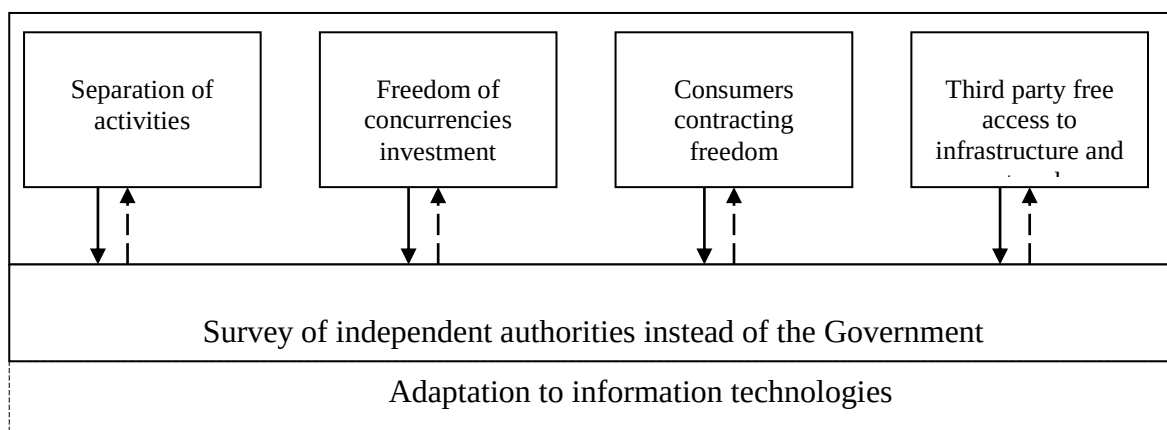


Fig. 2. Algorithm of the liberalization of mining and energy sector in Romania

It is also taken into account operational framing of optimized activities for:

- Regulation of the dependence of EU countries and Romania also of the resources of primary energy in the horizon of 2030;
- Investments representing major influence factors of consumption;
- Solutions for a long term strategy in energy field;
- Control of the increase of demand on long term;
- Making flexible and diversifying the energy and mineral resources offer.

The EU enlargement and energy supply security shows that are necessary significant changes in Romania as a result of the impact of adapting the EU energy policy adaptation. From the European acquis point of view, Romania traversed many phases of institutional and legislative formalization and restructuring. The mining sector and the energetic one also

were exposed to the restructuring process, according to the European and world trends toward non-centralized and market oriented systems. The unbalances from the billing were reduced and the cross-subsidies eliminated. Independent regulating authorities in the concerned fields are set-up. The electricity and gas markets were opened in an amount of 33% respectively 25 - 30%.

The main strategic objective of the energy policy of Romania is the set-up of a concurrence based market of energy and mineral resources in the conditions of an efficient use of resources and environment preservation.

The dependence of Romania on imports remain actual (see Table 1).

The legislative harmonization in the field is closed, which facilitates the integration in any of strategic alternatives.

Table 1. *Dependence on imports for candidate and new member countries*

1999 [%]	Average EU (27 country)	EU	Candidate and new member states	Romania
TOTAL fuel	45,7	47,6	36,9	21,9
Solid fuel	27,6	47	- 3,7	25,5
Oil	73,7	72	85,2	36,2
Natural Gas	69,2	44,7	79,2	18,5

III. Projects for the capacity development for import and transit of natural gas

a) Short term (2004 – 2007)

1. – interconnecting natural gas transportation system of Romania with similar ones in Hungary (Arad – Szeged pipeline);

- diversifying the supply resource from abroad;
- improvement of natural gas supply of western zone

of Romania;

- reallocation of domestic natural gas resources;
- development of new distribution nodes .

2. – interconnecting Romanian gas transportation system with Ukraine's one (Cernăuți - Siret);

3. – Development of the distribution station Negru Vodă (Southern Dobrogea).

b) Midterm (2008-2015)

1. – realizing the pipeline from Caspian Sea and Middle East region towards Central and Western Europe – project NABUCCO (involving cooperation with Companies BOTAS – Turkey; BULGARGAZ – Bulgaria, TRANS – GAZ Romania, MOL – Hungary and OMV - Austria).

The forecast of the gas consumption in Romania for short, mid and long term is given in Table 2.

Forecast of the gas consumption in Romania - Billion cubic meters -
Table. 2

YEAR	2007	2015	2025
Consum	19,5	21,5	24,0

The gas import resources for Romania are the followings:

- a) *Short term (2004-2007)*: Russian Federation, Western Europe;
- b) *Mid and long term (2008-2025)*: Russian Federation, Western Europe, Iran, Egypt, Caspian Sea region.

Central and Eastern Europe and CIS realized in 2001 11 % of world nuclear electricity compared with 12,2 % in 1992. It is appreciated that the share of the nuclear electricity in the total of electricity production will decrease from 19 % in 2001 to 12 % in 2025.

IV. Prognosis of the development of nuclear energy worldwide and in Romania until 2025

Governmental policies in the field Worldwide in 2003, were in function 441 reactors. Other 33 de nuclear power stations are under construction.

These forecasts are based on the premise that the actual trends to close the nuclear power stations which reached their maturity in developed countries will continue, and an increase of the nuclear electricity share in developing countries will exist.

It is noticed that USA ids the leader in nuclear electricity production covering 20 % of its internal energy need.

USA has 104 functioning reactors, Russia 30, Ukraine 13, Czech Republic 6, Slovakia 6, Bulgaria 4, Hungary 4, Latvia 2, Armenia, Romania and Slovenia one reactor each.

V. Conclusion

In the field of mineral and energy resources and from the perspective of the sustainable development the following actions can be identified:

- a) Short term:
 - Economic arrangements:
 - priority to legislation (new laws and EU harmonization);
 - clarifying the ownership regime;
 - functional market economy.
- b) Mid term:
 - Economic growth:
 - modernization of the mining and energy infrastructure;
 - optimal geopolitical actions;
 - motivation of the mining and energy production;
 - implementation of IT.
- c) Long term:
 - Economic development:
 - development model adoption;
 - reducing unbalances;
 - integration in the global economy;
 - using cooperative advantages.
- d) Very long term:
 - evolutionary behaviour for the management systems in mining and energy sectors;
 - increase the share of knowledge based wealth;

- reducing the differences between Romanian and European mining;
- emergency in global economic space.

Sector strategies must be articulated with the national strategic objectives. The short, mid and long term deployment of any strategy marks the objectives, scenarios, policies and concrete programs.

The national sustainable development strategy must have legislative, logistic and institutional support during the whole period of the strategy.

References

- Bernot, N., Energy for Tomorrow's Europe, WEC. 2000.
- ***, Foaia de parcurs în domeniul energetic în România, 2003-2015; HGR 890/2003; M.Of . 581/14 august 2003.
- ***, Initiative for Sustainable Energy, 1996 UNDP (UNISE)
- *** Towards Europe Strategy for the Security of Energy Supply, Green Paper; European Commission, 2001.
- Colin L. Powel, Comunicare la World Summit on Sustainable Development, 2002, Johannesburg, 2002.
- Gâf Deac, M. – Managementul dezvoltării structurilor tehnologice, Ed. Tehnică, București, 2003.
- Gâf Deac, M. – Managementul modern. Elemente de bază și studii de caz. Ed. FRM, București, 2003.
- Leca, A., Morar, Interesul național și vocația națională – criterii de definire a strategiei de evoluție a energiei românești
- *** - Economistul, nr. 389/13 aprilie 2004.

Recommended for publication by the Editorial board of
Section "Mining and Mineral Processing"

МОДЕЛ НА ПОДГОТВИТЕЛНО-НАРЕЗНИ РАБОТИ ПРИ ПОДЗЕМНО РАЗРАБОТВАНЕ НА РУДНИ НАХОДИЩА

Георги Михайлов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Съвременната самоходна добивна механизация предоставя възможност за значително увеличаване на размерите на добивните блокове. Много често едно рудно тяло представлява отделен добивен блок. Съществено се променя инфраструктурата на подготвителните и нарезни изработки. Тези обстоятелства налагат нов подход при определяне на топологичната мрежа от изработки. За целта се използва целочислено моделиране, като се разглеждат отделните групи подготвително-нарезни изработки, прокарани съответно по скала и полезно изкопаемо. Извеждат се изрази за оценка на ефективността на подготвително-нарезните работи, които са подходящи при изследване и анализ в многовариантна среда.

A MINING DEVELOPMENT MODEL FOR UNDERGROUND MINING OF ORE DEPOSITS

Georgi Mihaylov

University of Mining and Geology St. Ivan Rilski, 1700 Sofia

ABSTRACT. The present-day self-propelled mining machinery and equipment allows the dimensions of the ore stopes to be increased significantly. It is very common for an ore body to represent a distinct ore stope. The infrastructure of mining development has changed significantly. These circumstances entail the adoption of a new approach to the opening topological grid. Integer modelling has been used and individual clusters of mining developments driven in rock and ore have been considered for this purpose. There have been deduced expressions used to assess the effectiveness of mining development suitable for study and analysis in a non-invariant medium.

Въведение

Като елемент от конструкцията на добивната технология подготвително-нарезните работи (ПНР) задължително се включват в анализа на показателите, характеризиращи ефективността. Въвеждането на високо-производителна мобилна механизация измени до голяма степен представите за добивния блок като основна производствена единица. Това безусловно се отрази върху схемата на разполагане и начина на прокаране на подготвителните и нарезни изработки. В съвременните условия два признака формират представите за същността на ПНР. На първо място това е оформянето на добивните блокове с размери, съответстващи на размерите на рудното тяло (в най-голяма степен това се отнася за щоковете и жилните находища, представени от отделни рудни стълбове). На второ място това е все по-категорично налагащата се необходимост от обединяване на ПНР в една обща група, характеризираща първия етап (стадий) на разработване на добивния блок. Обединени в обща група, обемът на ПНР достига до 30-40% от запасите на блока, което е предпоставка за анализ и оценка на тяхното влияние върху крайните технико-икономически показатели. Целта на настоящата статия е изграждане на нов подход при определяни на коефициентите на подготовка и нарязване на блока, съответно линеен и обемен. Този подход включва създаване на модел на ПНР, в който могат да се отчетат натурални и стойностни показатели и да се обвържат с анало-

гични показатели на добивните работи. Сравнението дава възможност да се оцени промяната на схемата на подготовка и нарязване при запазване на системата на разработване. Процедурата може да се използва и при радикална промяна на добивната технология, включваща подготвително-нарезните и добивните работи.

Входни параметри на модела

За изясняване на същността на модела на ПНР се въвеждат следните параметри и означения.

i – начин на разполагане на изработките спрямо контактите на рудното тяло, $\overline{i=1,m}$;

j – вид на изработката, $\overline{j=1,n}$

k – пореден номер на изработката от даден вид, $\overline{k=1,p}$;

S – сечение на изработката, m^2 ;

L – дължина на изработката, m ;

C – разходи за прокаране на $1m^3$ изработка, USD/m^3 ;

$K_{ПНР}^{\lambda}$ – коефициент на подготвително-нарезни работи, линеен, $m/1000t$;

$K_{ПНР}^{\omega}$ – коефициент на подготвително-нарезни работи, обемен, $m^3/1000t$;

b – обединяване на рудата, %;

a – загуби на рудата, %;

$SUML$ – сумарна (обща) дължина на подготвително-нарезните изработки, m;

$SUMV$ – обща сума на обема на подготвително-нарезните изработки, m³;

$SUMR$ – обща сума на разходите за прокарване на подготвително-нарезните изработки, USD;

γ – плътност на рудата, t/m³;

$Z_{об}$ – запаси в добивния блок, t;

$SUMZ$ – попълно добита руда при извършване на подготвително-нарезните работи, t;

$K_{доб}$ – коефициент, отчитащ относителния дял на добивните работи;

b_0 – обедняване на рудата при подготвително-нарезните работи, %;

$b_{ср}$ – средна стойност на обедняването с отчитане на различните стадии на работа и различните начини на подготовка, %;

$a_{ср}$ – средна стойност на загубите с отчитане на различните стадии на работа и различните начини на подготовка, %;

$C_{доб}$ – себестойност на 1 t добита руда франко блока, USD/t;

$C_{доб}$ – себестойност на добивните работи (свързани само с производствените процеси в добивния забой), USD/t;

$C_{ПНР}$ – себестойност на подготвително-нарезните работи, USD/t;

$C_{п}$ – пълна себестойност на добитата руда с отчитане на сметите от загубите и обедняването, USD/t

$Ш_b$ – икономическа щета от обедняването b , USD/t;

$Ш_a$ – икономическа щета от загубите a , USD/t;

D_r – относителен дял на r -та добивна технология при разработване на даден блок;

a_0 – загуби на рудата при извършване на подготвително-нарезните работи, %;

Същност на модела на ПНР

Моделът на ПНР се основава на въвеждане на тройна индексация i, j, k при характеристиката на отделните видове изработки, а именно: $i = 1, m$, $m=2$; разглеждат се изработки, прокарани по руда ($i=1$) и изработки, прокарани по скала ($i=2$); $j = 1, n$, $n=4$; разглеждат се хоризонтални изработки ($j=1$), наклонени изработки ($j=2$), вертикални изработки ($j=3$) и камерни изработки ($j=4$); $k = 1, p$, приема се че максималният брой на изработките от всеки вид е 10, т.е. $p=10$. В такъв случай сумарната дължина на подготвителните и нарезни изработки ще бъде

$$\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n \sum_{k=1}^p L_{ijk} = \sum_{i=1}^2 \sum_{j=1}^4 \sum_{k=1}^{10} L_{ijk} = SUML \quad (1)$$

Общият обем на подготвителните и нарезни изработки ще бъде

$$\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n \sum_{k=1}^p S_{ijk} L_{ijk} = \sum_{i=1}^2 \sum_{j=1}^4 \sum_{k=1}^{10} S_{ijk} L_{ijk} = SUMV \quad (2)$$

Общата сума за прокарване на подготвителните и нарезни изработки ще бъде

$$\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n \sum_{k=1}^p S_{ijk} L_{ijk} C_{ijk} = \sum_{i=1}^2 \sum_{j=1}^4 \sum_{k=1}^{10} S_{ijk} L_{ijk} C_{ijk} = SUMR \quad (3)$$

Общият обем на попълно добитата руда при прокарване на подготвително-нарезните изработки ще бъде

$$\gamma \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n \sum_{k=1}^p L_{ijk} S_{ijk} = \gamma \sum_{i=1}^2 \sum_{j=1}^4 \sum_{k=1}^{10} L_{ijk} S_{ijk} = SUMZ \quad (4)$$

Относителният дял на попълно добитата руда при извършване на ПНР ще бъде

$$K_o = \frac{SUMZ}{Z_{об}} 100, \% \quad (5)$$

Коефициентът, отчитащ относителния дял на добивните работи $K_{доб}$ се определя въз основа на K_o или

$$K_{доб} = (100 - K_o) 100^{-1}, \text{ като } 0 < K_{доб} < 1 \quad (6)$$

Коефициентът $K_{доб}$ има важно практическо значение. Той се явява първият интегрален показател, характеризиращ обема на ПНР спрямо общото количество на запасите в блока. Вторият интегрален показател е коефициентът на ПНР. Той има две измерения линеен и обемен и се определя с изразите

$$K_{ПНР}^n = \frac{1000SUML}{Z_{об} - SUMZ}, \text{ m/1000 t} \quad (7)$$

$$K_{ПНР}^o = \frac{1000SUMV}{Z_{об} - SUMZ}, \text{ m}^3/1000 \text{ t} \quad (8)$$

Постановка на задачата при изменение на схемата на ПНР. В този случай системата на разработване не се променя. Променят се някои елементи на подготовката и нарязването на блока. Например конструкцията на дъното на блока (във връзка с използването на дънно или челно източване), разстоянието между изработките за товарене – при изменение на начина на доставка на рудата и пр. Такъв казус е налице при системите с обрушаване, когато източването на рудата се извършва при наличие на контакт с обрушени скали. Първата стъпка на процедурата предвижда извеждане на зависимостта $b = f(K_{ПНР})$. Зависимостта е обратно пропорционална, т.е. с увеличаване на $K_{ПНР}$ обедняването намалява и обратно-малките стойности на $K_{ПНР}$ са предпоставка за по-голямо обедняване. Този факт може да се подкрепи най-малко с аргумента, че при голям обем на ПНР, количеството на чисто издетата руда също се увеличава. Интерес представлява случаят, когато ПНР се характеризират с определено обедняване b_0 . Тогава се налага въвеждане на показателя средно обедняване за блока $b_{ср}$, който се определя съгласно изрази

$$b_{ср} = (1 - K_{доб}) b_0 + K_{доб} b \quad (9)$$

Логично е $b_0 < b$; възможно е $b_0 = 0$. Следователно $b_{ср} < b$.

При навлизане в по-големи детайли на анализа е възможно извеждане и на зависимостта $b_{cp} = f_2(b_o, b, K_{доб})$. За практиката по-голямо значение има зависимостта $(b-b_{cp}) = f_3(K_{доб})$, която също е обратно пропорционална. В случая може да се намери определена гранична стойност на коефициента на добива $K_{доб\ гр}$, при която по-нататъшното увеличение на $K_{доб}$ води до незначително изменение на разликата $b-b_{cp}$. Смисълът на този подход е в обстоятелството, че оценката на изменението на разликата $b-b_{cp}$ не е нужно да се търси в целия интервал $[0,1]$, а за стойности на $K_{доб} < K_{доб\ гр}$. Следващата стъпка е извеждане на зависимостта $C_{бл} = \varphi(K_{ПНР})$. Зависимостта е право-пропорционална т.е. с увеличаване на $K_{ПНР}$ се увеличава и блоковата себестойност. Практиката показва, че себестойността на ПНР е около 3 пъти по-голяма в сравнение с тази на добивните работи. Освен това, ако се приеме, че $C_{бл} = C_{ПНР} + C_{доб}$ и

$$C_{ПНР} = \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^n \sum_{k=1}^p s_{ijk} L_{ijk} C_{ijk}}{Z_{бл} - SUMZ} = \frac{SUMR}{Z_{бл} - SUMZ}, \quad (10)$$

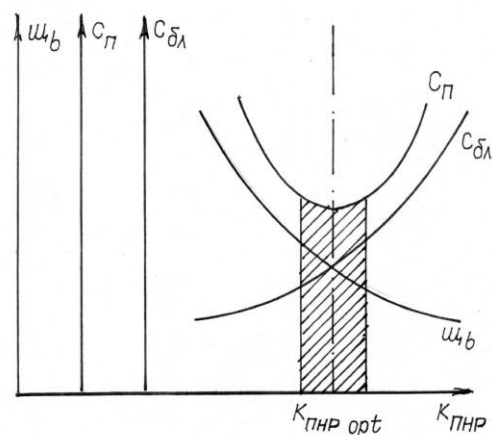
следвайки условието, че се изменя само схемата на подготовка, а не се изменя добивната технология т.е. $C_{доб} \approx const$, право-пропорционалният характер на зависимостта $C_{бл} = \varphi(K_{ПНР})$ не би следвало да буди съмнение. Задължително условие в оценката на ефективността на ПНР е отчитането на щетите от обедняването Ψ_b . В такъв случай пълната себестойност на добитата руда ще бъде

$$C_{\pi} = C_{бл} + \Psi_b = C_{доб} + C_{ПНР} + \Psi_b. \quad (11)$$

Графичното представяне на този израз е показано на фиг.1. То е направено въз основа на изложените по-горе разсъждения. Характерът на зависимостта дава възможност еднозначно да се определи оптималната стойност на коефициента на ПНР $K_{ПНР\ opt}$ при условие, че се променя схемата на подготовка без да се изменя системата на разработване. В такъв тип задачи обикновено се използва не конкретната точка на оптималното решение, а се формира зона на оптималност като нейната големина зависи от конкретните природни и минно-технически условия. Формира се интервалът $[K_{ПНР\ opt} \pm \Delta K_{ПНР}]$. Най-често $\Delta K_{ПНР} = 0.1 K_{ПНР\ opt}$. Точността на полученото решение значително се увеличава ако се отчетат и щетите от загубите Ψ_a , т.е.

$$C_{\pi 1} = C_{бл} + \Psi_b + \Psi_a = C_{доб} + C_{ПНР} + \Psi_b + \Psi_a \quad (12)$$

В конкретния случай е необходим внимателен анализ на източниците на загуби. Те могат да се дължат на целици за опазване на подготовителните изработки (при рудна подготовка), влошен режим на източване, голяма интензивност на развитие на добивните работи и пр. Ето защо в случая следва да се отбележи, че графиката на $C_{\pi 1}$ ще бъде асиметрична по отношение на $K_{ПНР\ opt}$.



Фиг.1. Характер на изменението на $C_{бл}$, C_{π} и Ψ_b в зависимост от $K_{ПНР}$

Постановка на задачата при многостадийни добивни технологии. При разработване на дебели рудни тела много често възниква въпросът за прилагане на многостадийни добивни технологии. Според известните досега класификации на системите на разработване, тези технологии се отнасят към класа комбинирани системи. В случая броят на използваните стадии на разработване на дадено находище, респ.рудно тяло се оказва подходящ класификационен признак при използване на нетрадиционен подход за обобщаване на множеството добивни технологии. Очевидно всеки отделен стадий на разработване притежава своя специфика в конструкцията и разположението на подготовителните и нарезни изработки. Първият въпрос, на който трябва да бъде даден отговор е броят на стадите s за разработване на рудното тяло и относителният дял на всеки от тях D_r , като очевидно трябва да бъде спазено условието $\sum_{r=1}^s D_r = 1$. Както вече се посочи еди-

ният от показателите, върху който се гради концепцията за ефективността на добивната технология е обедняването. По аналогия с предишните изчисления средната стойност на обедняването b_{cp} при използване на многостадийно изземване ще бъде

$$b_{cp} = \sum_{r=1}^s D_r b_r; \quad \sum_{r=1}^s D_r = 1. \quad (13)$$

Отчитайки специфичността на ПНР при всеки стадий на разработване средната стойност на обедняването $\overline{b_{cp}}$ ще получи следния израз

$$\begin{aligned} \overline{b_{cp}} = & D_1 [(1 - K_{доб_1}) b_{o_1} + K_{доб_1} b_1] + \\ & + D_2 [(1 - K_{доб_2}) b_{o_2} + K_{доб_2} b_2] + \\ & + D_s [(1 - K_{доб_s}) b_{o_s} + K_{доб_s} b_s] \dots \end{aligned} \quad (14)$$

или в общ вид

$$\overline{b_{cp}} = \sum_{r=1}^s D_r [(1 - K_{доб_r}) b_{o_r} + K_{доб_r} b_r] \quad (15)$$

Тогава пълната себестойност $C_{П2}$ на добитата руда за целия блок при използване на многостадийна схема на разработване ще бъде

$$C_{П2} = C_{\text{en}} + \text{Ш}_b = C_{\text{доб}} + C_{\text{ПНР}} + \text{Ш}_b. \quad (16)$$

Ако се използват s на брой добивни технологии с относителен дял $D_r \left(\sum_{r=1}^s D_r = 1 \right)$, изразът за $C_{П2}$ окончателно ще получи вида

$$C_{П2} = \sum_{r=1}^s D_r (C_{\text{доб}_r} + C_{\text{ПНР}_r}) + \text{Ш}_b \quad (17)$$

В случая $\text{Ш}_b = \psi_1(\overline{b_{cp}})$. Извеждането на тази функция не е предмет на настоящата статия, но тя подсказва, че в модела задължително следва да се въведе ценността на рудата, респ. съдържанието на полезния компонент и цените, въз основа на които се формира продажбата на крайния продукт (в случая концентрата). Многостадийното изземване предполага използването на технологии с различни загуби a . По аналогия с обедняването може да се определи средната стойност на загубите a_{cp} и средната стойност на загубите с отчитане на дела на ПНР $\overline{a_{cp}}$.

$$a_{cp} = \sum_{r=1}^s D_r a_r, \text{ при условие, че } \sum_{r=1}^s D_r = 1. \quad (18)$$

$$\overline{a_{cp}} = \sum_{r=1}^s D_r [(1 - K_{\text{доб}_r}) a_{0_r} + K_{\text{доб}_r} a_r]. \quad (19)$$

Тогава пълната себестойност $C_{П3}$ на добитата руда за целия блок (рудното тяло) с отчитане на щетите от загубите и обедняването при многостадийно изземване ще бъде

$$C_{П3} = C_{\text{en}} + \text{Ш}_a + \text{Ш}_b = C_{\text{доб}} + C_{\text{ПНР}} + \text{Ш}_a + \text{Ш}_b \quad (20)$$

$$C_{П3} = \sum_{r=1}^s D_r (C_{\text{доб}_r} + C_{\text{ПНР}_r}) + \text{Ш}_a + \text{Ш}_b \quad (21)$$

В случая $\text{Ш}_a = \psi_2(\overline{a_{cp}})$. Върху точността на полученото решение съществено влияние оказват функциите $\psi_1(\overline{b_{cp}})$ и $\psi_2(\overline{a_{cp}})$. Теорията и практиката по изследване на влияние на щетите от загубите и обедняването показват, че за извеждане на функциите $\psi_1(\overline{b_{cp}})$ и $\psi_2(\overline{a_{cp}})$ като базов вариант се използва функцията $b = \psi_3(a)$. Много често тя се представя като линейна [1]. Конкретният анализ при отчитане на източниците на загубите и обедняването и формиращите се щети от тях следва да покаже дали линейната

апроксимация е достатъчно убедителна при разглеждане на дадения обект.

Заклучение

Съвременните технически средства за извършване на производствените процеси осигуряват висока адаптивност в широки интервали на изменение на природните условия. Това определя ясно изразената тенденция към формиране на ограничено множество от добивни технологии, приложими в подземния рудодобив. Същевременно непрекъснато възникват алтернативи при избора на начин на разработване на дадено находище. От техническа гледна точка конструкцията на блока, респ. мрежата от подготвителни и нарезни изработки притежава по-висока степен на вариативност. Това налага необходимостта от изграждане на подходящ модел на ПНР. Избраният подход за реализация на тази задача в конкретния случай дава основание да се направят следните изводи:

- Изведените функции за себестойността на добитата руда с отчитане на дела на ПНР имат екстремален характер и могат успешно да се използват за решаване на оптимизационни задачи.

- Освен натуралните показатели, характеризиращи ПНР, следва задължително да се оценяват щетите от загубите и обедняването както в процеса на подготовка и нарязване, така и при добивните работи.

- Съвременните тенденции за ограничаване на броя на добивните технологии налага използване на друг класификационен признак, например броя на стадийте на разработване и от тук следва да се разглеждат едностадийни и многостадийни добивни технологии.

Направените изводи недвусмислено показват, че заедно с промяната на концепцията за приложимост на добивните технологии се променят и подходите за изграждане на конструкцията на блока и разположението на мрежата от подготвителни и нарезни изработки. В условия на многовариантност те могат успешно да се оценят с натуралните и стойностни показатели, характеризиращи ПНР.

Литература

- Замесов, Н.Ф., Л.И.Бурцев, В.А.Звеков, И.И.Айнбиндер, Н.П.Крамсков. К проблеме отработки подкарьерных запасов трубки "Мир" подземным способом. Горный журнал 2000,9, с.18-22.
- Именитов, В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. Москва, Недра, 1984, с.504.
- Зыков, А.А. Основы теории графов. Москва, Наука, 1987, с.382.
- Макаров, И.М., Т.М.Виноградская и др. Теория выбора и принятия решений. Москва, Наука, 1982, с.328.

THE COMBINED MINING METHOD OF UNDERGROUND AND OPEN PIT EXPLOITATION OF THE POLYMETALLIC ORE BODY "TENKA" IN MAJDANPEK COPPER MINE

Dejan Bogdanovic¹, Zoran Stojkovic²

^{1,2}Megatrend University, Faculty of management, Park Suma "Kraljevica" bb, 19000 Zajecar, Serbia & Montenegro

ABSTRACT: Existing rest parts of the polymetallic ore body "Tenka", after finished open pit mining, contain the significant amount of very rich polymetallic ore. In accordance with that, we decided to find out whether it is possible to mine out this ore using the combined mining method of underground and open pit exploitation. Combined mining method consists of open pit technology in the phases of drilling and blasting operations and underground technology in the phases of loading and hauling the ore to the ground of the terrain. In the paper is presented the basic elements of the technological solution in the both technologies. Such solutions are determined by the mining, geological and geomechanical circumstances and conditions in the Majdanpek Copper Mine.

КОМБИНИРАН МИНЕН МЕТОД ЗА ПОДЗЕМЕН И ОТКРИТ ДОБИВ НА ПОЛИМЕТАЛНО НАХОДИЩЕ «ТЕНКА» В МЕДНА МИНА МАЖДАНПЕК

Деян Богданович¹, Зоран Стойкович²

^{1,2}Мегатренд Университет, Стопански факултет, Парк Сума "Краљевика" бб, 19000 Зайчар, Србија и Черна гора

РЕЗЮМЕ. Наличните останали части от полиметалното находище «ТЕНКА», след приключването на добива по открит начин, съдържат значителни количества богата полиметална руда. В съгласие с това, бе решено да се установи дали е възможно използването на комбиниран метод на открит и подземен добив. Комбинираният минен метод се състои от технология на открит добив във фазите на проучването и взривяването и подземна технология във фазите на натоварването и превозването на рудата до повърхността на терена. В доклада са представени основните принципи на технологичното решение в комбинираната технология. Тази технология обхваща добива, геоложките и геомеханичните обстоятелства и условия в медна мина Мажданпек.

Introduction

Polymetallic deposit "Tenka" is located in North part of Majdanpek deposit zone. Productive zone has shape of irregular trapezium directed from North to South. It is steeply dipping ore body, consisted of veins and lentils from level +540 m to level +400 m. The most prevailing minerals are pyrite, sfalerite and chalcopyrite. Average content of profitable metals are the following:

- Zinc – 2.59 %;
- Lead – 0.40 %;
- Copper – 0.39 %;
- Silver;
- Gold; etc.

This deposit is divided in two ore bodies – "Tenka 1" and "Tenka 2".

Since the Majdanpek deposit is mined out by open pit technology, the same technology was applicated for exploitation of "Tenka" from level +540 m to level +485 m. Practically, open pit "Tenka" was a North part of Majdanpek open pit with common infrastructure and equipment for exploitation.

After finished open pit mining of the polymetallic ore body "Tenka", a part of this ore body remained below the level +485 m with 870000 t of ore reserves.

In accordance with this, it is investigated out whether it is possible to mine out this ore. It is considered a few alternatives and finally, it is chosen the combined mining method of underground and open pit exploitation as the most profitable method.

Development

Basic development of ore body "Tenka" must provide to exploitation function properly. In accordance with that, it is accepted the following concept for development, which should provide:

- maximal usage of existing infrastructure of open pit Majdanpek (roads, electricity, etc.);
- minimal length of excavations in order to reduce development costs;
- approach to level +400m;
- location of excavation out of destruction zone due to applied stopping method.

Basic development includes the transport & haulage ramp, the ventilation drift and the ventilation shaft (figure 1). The transport & haulage ramp will connect the transport road on surface (open pit) with the underground (the ventilation drift and the ventilation shaft). The ventilation drift will be connection between the transport & haulage ramp and the ventilation shaft in order to enable circulated ventilation.

The secondary development is intimately connected with the mining method. Since the applied method requires division of the ore body in two sections (two phases of exploitation), the secondary development includes excavations in two levels - +440 m and +400 m.

In the I phase of exploitation, development includes the service ramp (from the transport & haulage ramp to the level drift +440 m), the level drift (from the service ramp to the ventilation shaft), the drifts made in ore body for draw point loading, the gate roads which connect the level drift with the drifts, the loading crosscuts which connect the level drift with the ore passes and the two ore passes.

In the II phase of exploitation, development on level +400 m will have the same pattern of excavations as development in the I phase.

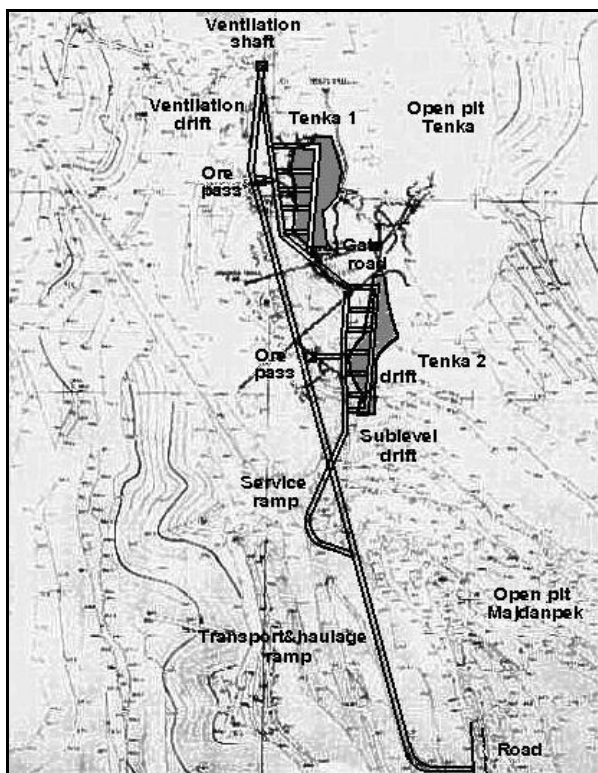


Fig. 1. Development of ore body Tenka

Cross sections of excavation are following:

- 8.5 m² (the transport & haulage ramp, the service ramp, the level drift, the drifts, the gate roads and the loading crosscuts);
- 5.4 m² (the ventilation drift);
- 9.0 m² (the ventilation shaft and ore passes).

Mining method

As mentioned above, exploitation of ore body "Tenka" will be carried out in two phases. I phase comprises section of ore body between level +485 m and level +440 m (60% ore reserves). II phase comprises section between level +440 m and level +400 m (40% ore reserves).

Ore output will be 35000 t per year.

I phase

Drilling in the I phase will be carried out from surface of open pit. Blasted ore will be loaded by loaders and transported to the ore passes. From the ore passes ore will be hauled by trucks to the surface. Surrounding rock will fracture during the loading and create a caving on the surface above the ore body – figure 2.

Drilling will be carried out by existing drilling rigs for open pit exploitation – type Bucyrus Erie 45 R with three-conical bits - diameter $\phi 229$ mm. Drilling will be in normal pattern. Hole depth will be 30 m and burden and spacing will be 4m.

Explosive SLURRY will be used for blasting. It will be charged 2/3 of hole depth and 1/3 is for stemming. Initiation of charge will be done by detonator (interval 30 ms between holes and 50 ms between rows) and booster (350 g). Blasting will be carried out in sections consisted of 3 rows (12m slice of ore). Next section is blasted after loading 20 % of blasted ore from previous section. Loading will be carried out by diesel loaders Wagner St 2D. There will be two loaders (one in "Tenka 1" and one in "Tenka 2"). Draw point loading will be carried out in gate roads. Loaded ore will be, after that, transported to ore passes.

Haulage will be carried out on level +385 m (in the transport & haulage ramp) by two trucks – type Normet PK 600. Haulaged ore will be transported onwards to crusher by open pit trucks.

Ventilation will be circulated (system the transport & haulage ramp – the service ramp – the level drift – the ventilation shaft) as well as separated by fans in gate roads.

II phase

Exploitation in II phase will be started from level +400 m – figure 2. Drilling will be carried out by Simba rig with button bits – diameter $\phi 89$ mm. Ore volume will be drilled with longholes in a fan-shaped pattern. Number of longholes depends of ore body section in a place of drilling (average 12). Burden will be 2.5m. Longhole depth will be different (from 12 m to 30 m) as well as its drilling angle.

AN-FO explosive will be used for blasting. Initiation of charge will be done by detonator (interval 30 ms between longholes and 50 ms between fans) and booster. Blasting will be carried out in sections consisted of 2 fans (5 m slice of ore). Next section is blasted after loading 20 % of blasted ore from previous section. The blasting breaks up a slice of ore and ore caves into the drift (draw point system) where is loaded and transported to ore passes. The surrounding waste rock breaks up continuously and caves into the void. This can be noticed in the drift during the loading as a waste dilution. Allowed ore dilution is 15 % and ore losses 10 – 15 %.

Ore loading, transporting and hauling, as well as ventilation will be done in the same way as in I phase.

Conclusion

Characteristic of this stopping method is combination of open pit exploitation (drilling process) in I phase and underground exploitation in I phase (loading, transporting, hauling, ventilation) and in whole II phase of stopping.

This provides a minimum development and the lower costs of exploitation in order to ensure profitability of this ore body.

This paper gives one of possible solution for exploitation of rest parts of ore bodies below the open pit bottom. This situation is characteristically for almost all open pits in Eastern Serbia as well as worldwide.

Recommended for publication by the Editorial board of
Section "Mining and Mineral Processing"

References

- Hamrin H. 1986. *Guide to underground mining-methods and applications*, Atlas Copco, Stockholm, Sweden, p.9-29.
Olofsson S.O. 1988, *Applied explosives technology for construction and mining*, APPLEX, Arla, Sweden.

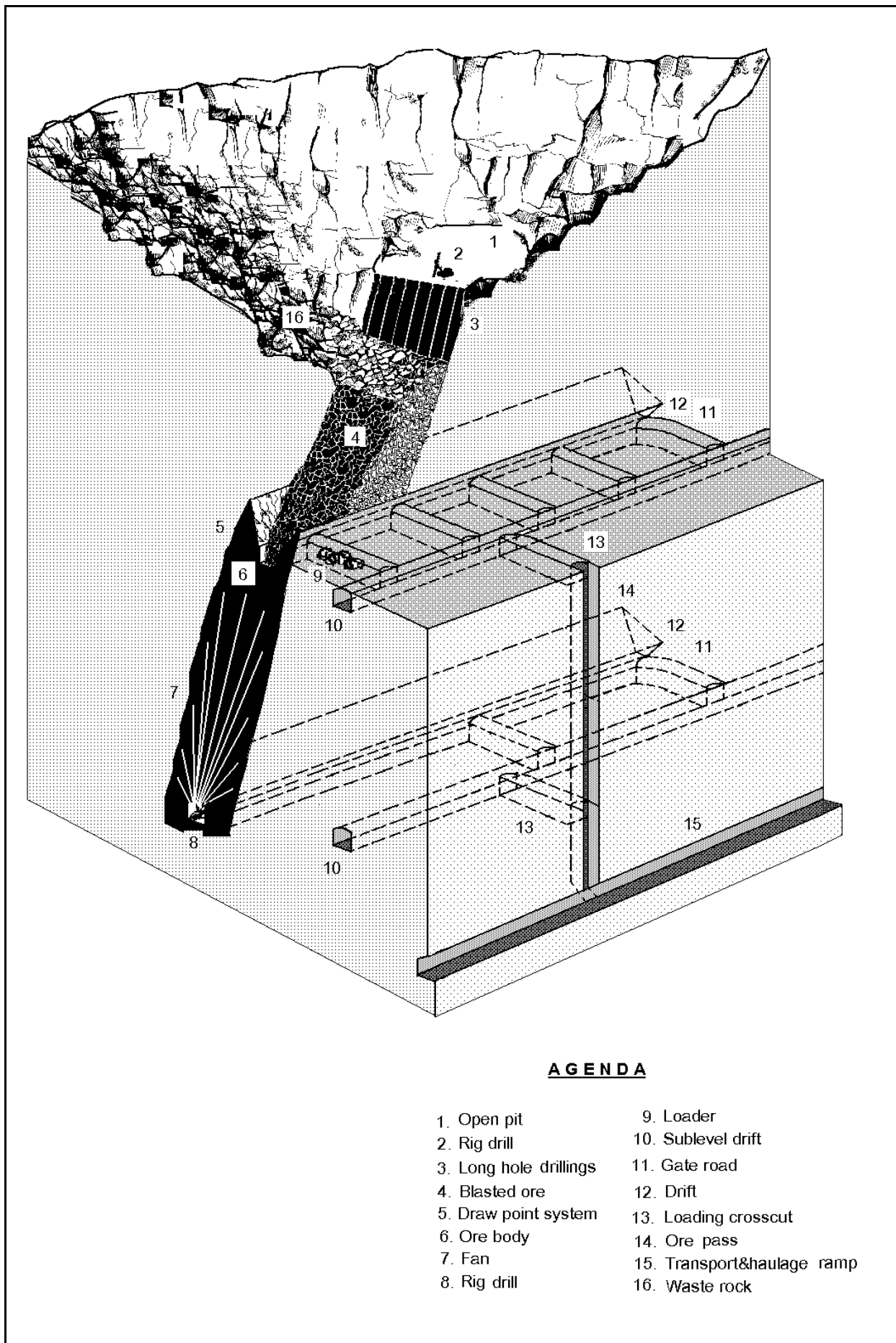


Fig. 2. Scheme of mining method

ИЗСЛЕДВАНЕ НА РЕДА НА РАЗВИТИЕ НА МИННИТЕ РАБОТИ ПРИ КАМЕРНО-ЦЕЛИКОВАТА СИСТЕМА НА РАЗРАБОТВАНЕ СЪС ЗАПЪЛВАНЕ

Илия Борисов Гърков

"Челопеч Майнинг" ЕАД, с. Челопеч, обл. Софийска

РЕЗЮМЕ. Изследването на реда на развитие на минните работи в даден минен участък е комплексна инженерна задача, даваща своевременно отговор на въпросите свързани оценката на адекватността на така избрания и анализиран ред. От друга страна спомага за определяне на необходимите действия и предохранителни мерки по отношение на устойчивостта на минните изработки и подходящото им закрепване. В този доклад е изследван редът на развитие на минните работи при прилагане на камерно-целиковата система на разработване със запълване. Чрез използване на програмните продукти Map3D (Map – Three-dimensional) [1] и BEAP3D (Boundary Element Analysis Program – Three-dimensional) [2] е съставен геомеханичен модел на минен участък с експлоатационен блок №103 в рудник "Челопеч". Моделирани са нарезните изработки, панелните целици и развитието на минните работи в добивната камера, в момент на извършване на добивни работи на дълбочина 400m под повърхността (хор.405). Моделирани са и обрушените пространства, получени следствие на предишно прилагане на системата с подетажно обрушаване в същия експлоатационен блок до хор.475. Извършен е анализ на напрегнатото и деформирано състояние на скалния масив и е оценено влиянието, което добивните работи оказват върху устойчивостта на панелните целици, предпазния целик и околния масив. Установени са зоните на локална неустойчивост на изработките и необходимостта от крепеж. Показано е, че избраният ред на извършване на добивните работи няма да доведе до критично състояние на целиците.

A STUDY OF THE MINING SEQUENCE IN BACKFILL OPEN STOPING

Iliia B. Garkov

Chelopech Mining EAD

ABSTRACT. The study of the mining sequence in a production area is a complex engineering task that will give an answer to the questions related to the assessment of the applicability of the selected and analysed sequence. On the other hand, it will help identify appropriate safety measures to ensure the stability of the mine workings and their support. This report focuses on the sequence of mining in backfill open stoping. A geomechanical model of production block 103 in Chelopech Mine is developed using the Map3D (Map Three-Dimensional)[1] and BEAP3D software (Boundary Element Analysis Program – Three-Dimensional) [2]. It models the extraction drifts, the pillars between them and the extraction sequence in the drawpoints at a mining depth of 400 m below surface (405 masl). It also models the sublevel caves to the 475 masl resulting from the historical application of the sublevel caving method. It also analyses the state of stress and deformation of the ambient rock mass and assesses the impact from the mining operations on the stability of the drawpoint pillars, the safety pillar and the ambient rock. It identifies the zones of local instability of the drifts and the support requirements. It is demonstrated that the selected sequence of extraction will not jeopardize the pillar stability.

Въведение

При разработването на запасите в находище „Челопеч“ чрез прилагане на системата с подетажно обрушаване се е достигнало до значителни нарушения на целостта на околния вместващ масив, достигащи и до проявление на обрушавките на повърхността. Продължаващото приложение на системата с подетажно обрушаване (както и на други системи от същия клас) би повлияло негативно върху основните минни дейности в различни аспекти. Например: занижени технико-икономически показатели на рудника, базирани на високите (но присъщи на прилаганата система на разработване) стойности на загубите и обедняването; разширяване на зоните на обрушаване и усложняване на глобалната геомеханична картина в района на находището; увеличаване на района, дрираща подземните и повърхностните води и влошаване на водния баланс на рудника; и не на последно място влошаване на екологичната обстановка в района и др. Тези негативни тенденции са особено показателни по отношение на минно-добивните дейности извършвани в

експлоатационен блок 103. За отработване на запасите, разположени между хор.405 и хор.440 бе предложено да бъде приложена камерно-целиковата система на разработване и запълване, като блокът бъде разделен на няколко „помощни“ (първични) и една „основна“ (вторична) добивни камери. Съществен интерес както от инженерно-техническа и технологична, така и от геомеханична гледна точка представлява изземването на запасите в основната добивна камера.

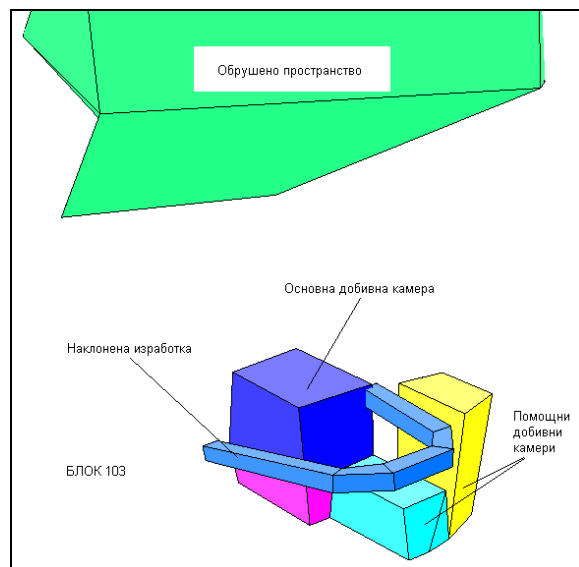
Постановка на задачата

За да бъде оценено и анализирано влиянието на минно-добивните работи по отношение устойчивостта на околния масив и в частност рудните целици е необходимо да бъде изграден подходящ модел. Моделът трябва да обхваща минните изработки прокарани в разглеждания минен участък, добивните камери и междукामерни целици, както и достатъчно представителна част от околния масив.

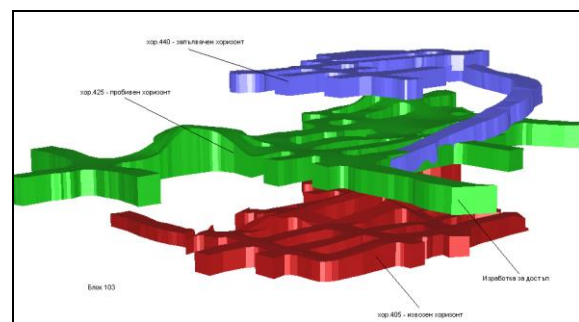
Необходимо е да се анализира разпределението на напреженията и устойчивостта на масива, като се търсят отговори на въпросите, свързани с потенциалното формиране на зони на концентрация на напреженията (в т.ч. местоположение и размери на тези зони, както и евентуалните им промени в пространството при различните етапи на развитие на минно-добивните работи). Анализът на устойчивостта на масива трябва да даде отговори къде и защо масивът е неустойчив, каква част от минно-подготвителните (и евентуално и разкриващите) изработки попадат в неустойчиви зони, както и вида на необходимия крепеж. От друга страна е необходимо да се анализира и влиянието на тази неустойчивост върху ефективността на провежданите добивни работи. Задачата се решава чрез създаване на „поредица“ от модели, отразяващи последователността на развитие на минните работи.

Описание на модела

Съставеният геомеханичен модел на минен участък, обхваща рудния масив в експлоатационен блок №103 и прилежащата част от вместващите скали. Моделирани са нарезните изработки, панелните целици и развитието на минните работи в основната добивна камера, в момент на извършване на добивни работи на дълбочина 400m под повърхността (от хор.405 до хор.440). Моделирани са и обрушените пространства, получени вследствие на предишно прилагане на системата с подетажно обрушаване в същия експлоатационен блок до хор.475. Наклонените изработки, изработки за достъп до работните подетажи и нарезните изработки са прокарани с размери на напречното сечение 4,5mх4,5m. На по-късен етап една част от тях са допълнително проширени до сечение с размери 5,0mх5,0m (фиг. 1). В границите на експлоатационния блок са разположени три работни подетажа (фиг. 2): подетаж на хор.405, осигуряващ доставката и извозването на отбитата рудна маса (извозен хоризонт); подетаж на хор.425, осигуряващ прокарането на възходящи и низходящи взривни сондажи (пробивен хоризонт) – фиг.3; подетаж хор.440, осигуряващ достъп за осъществяване на запълвачните работи (запълвачен хоризонт). Прокарането на наклонените изработки, изработките за достъп и нарезните изработки се осъществява чрез електро-хидравлични пробивни карети. Прокарането на взривните сондажи се осъществява с електро-хидравлични добивни сонди. Доставката и извозването на добитата руда и доставката на запълвачния материал се осъществява с помоща на самоходни дизелови челни товариачи. Прилага се сухо скално-насипно запълнение. В моделът е включен и бариерен целик с дебелина 40m (от хор.440 с таван на кота 445 до хор.485). Моделът отразява състоянието на минно-добивните работи в етап на отработени и запълнени помощни добивни камери и отработена, но незапълнена основна добивна камера, с размери: дължина 40m, ширина 30m, височина 40m.



Фиг. 1. Общ изглед на модела



Фиг. 2. Работни подетажи на експлоатационен Блок 103

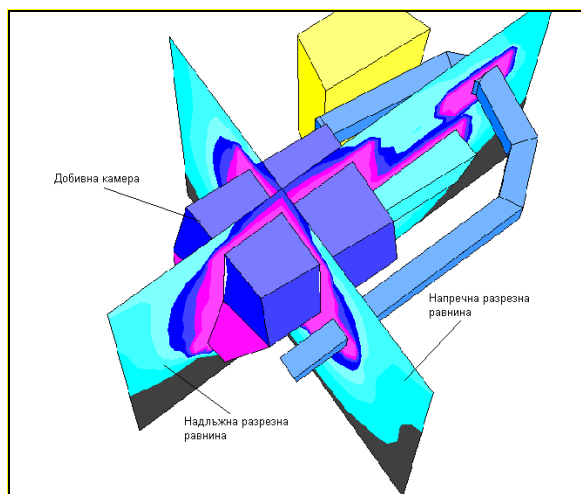
За изчисляване на модела са въведени следните входни данни: якост на едноосов натиск $\sigma_n = 150 \text{ MPa}$; модул на Юнг – 40000MPa; коефициент на Поасон – 0.23; материални константи на Hoek-Brown – $m=7.4$ и $s=0.045$; кота на повърхността $z=800\text{m}$; посока на максимално главно напрежение - 354° ; ъгъл на максимално главно напрежение - 10° ; посока на минимално главно напрежение - 119° .



Фиг. 3. Хор.425 – основен пробивен хоризонт на Блок 103

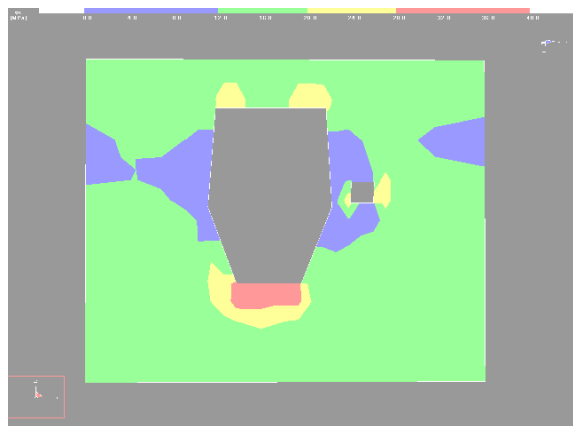
Анализ на получените резултати

За да бъде оценено въздействието на проведените минно-добивни работи, както и да бъдат изследвани и анализирани напрегнатото и деформирано състояние на масива и междукामерните целици са построени две разрезни равнини (фиг. 4) – една по напречната (Резултантна разрезна равнина №1) и една по надлъжната ос (Резултантна разрезна равнина №2) на камерата. По тези разрезни равнини са получени резултати за стойностите на максималното главно напрежение, минималното главно напрежение и коефициента на устойчивост на Хоек-Браун.



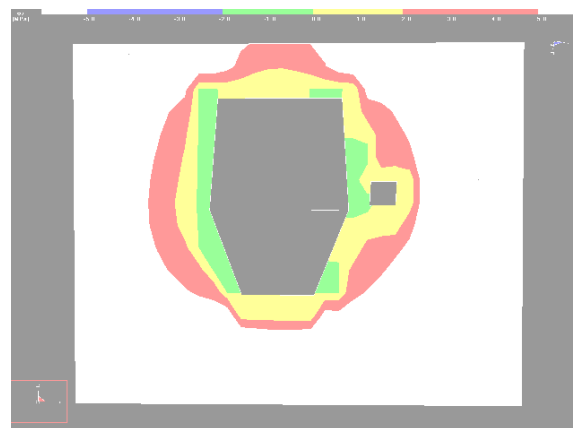
Фиг. 4. Резултантни разрезни равнини

При анализът на резултатите, получени по разрезна равнина №1 се установява наличието на зони на повишаване и на понижаване на стойностите на максималното главно напрежение $\sigma_1^{\max}$ (фиг.5), разположени съответно в тавана и стените на основната добивна камера. В тавана на разглежданата камера, стойностите на максималното главно напрежение достигат до 27MPa, докато в надлъжните стени на камерата - от 4-8MPa (за срещуположната на наклонената изработка стена) до 8-12MPa (за стената, разположена от страна на наклонената изработка).



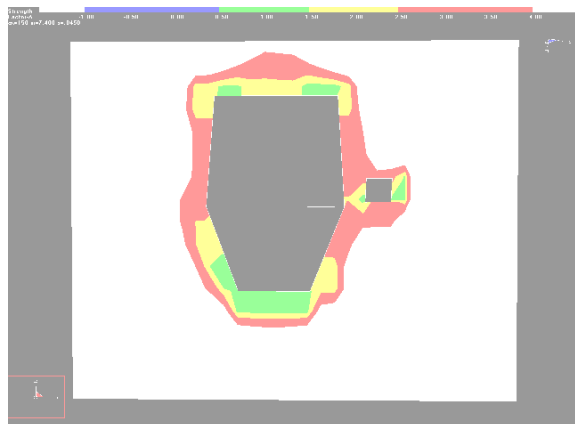
Фиг. 5. Стойности на максимални главни напрежения по разрезна равнина №1

Интерес представлява състоянието на масива около наклонената изработка за достъп до запълвачния хоризонт. Около стените на изработката се формират зони на повишаване на стойностите на максималното главно напрежение, достигащи до 25MPa. Тези зони са с размери, съответно до 2m навътре в целика, разделящ наклонената изработка и добивната камера и до 4m в околния масив, разположен от дясната страна на изработката. По различно изглежда картината по отношение на стойностите на минималното главно напрежение $\sigma_1^{\min}$ (фиг.6). Установява се формиране на една обща зона на разтоварване, обтичаща камерата от всички страни като установените стойности на минималното главно напрежение са както следва: в тавана на камерата – до 0,2MPa; в стената, разположена откъм наклонената изработка – до 0,23MPa; в срещуположната стена – до - 0,2MPa. В зоната на разтоварване попада и наклонената изработка като стойностите на минималното главно напрежение са около 0,3-0,4MPa.



Фиг. 6. Стойности на минимални главни напрежения по разрезна равнина №1

При така направеният анализ се установява, че масивът като цяло (околния масив и рудния целик) и в частност стените на изработките (добивната камера и наклонената изработка) запазват своята устойчивост (фиг.7). В тавана на основната добивна камера коефициентът на устойчивост на Хоек-Браун приема стойности $1,00 \div 2,00$ (2,50). В масива около стените ѝ, стойностите на същият коефициент достигат до $K=3,50$. Масивът около наклонената изработка също запазва устойчивостта си, като по-високи стойности на коефициента на Хоек-Браун се отчитат в горнището на изработката ($K=1,00 \div 3,50$), а по ниски – в масива, около стените ѝ ($K=1,00 \div 2,50$). Това се обяснява с настъпилото, следствие на проведените минно-добивни работи, преразпределение в полето на напреженията. Би трябвало да се отбележи и фактът, че масива запазва устойчивостта си както в зоните, характеризиращи се с концентрация на напреженията, така и в тези на разтоварване.



Фиг. 7. Стойности на коефициента на устойчивост по Хоек-Браун по разрезна равнина №1

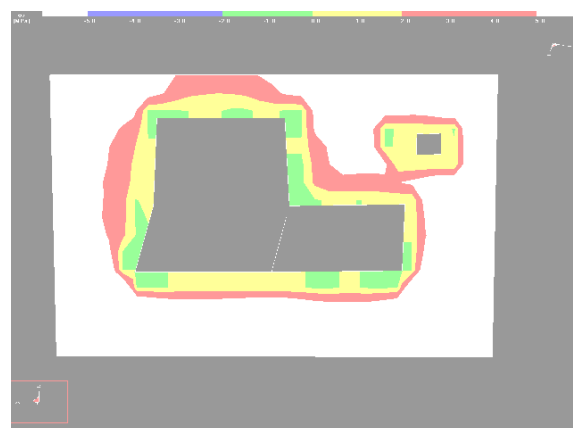
Анализът на резултатите, получени по разрезна равнина №2 (разположена по надлъжната ос на основната добивна камера) показва, че зоната на повишаване стойностите на максималното главно напрежение е обемно разположена и обхваща масива над тавана на цялата камера (фиг. 8). Максималното главно напрежение достига стойности от 15,8MPa до 17,7MPa като центъра на тази зона е изнесен към по-високата част на камерата, където е с размери до 5,2-5,5m навътре в масива. По ясно тази зона е обособена в горната част на наклонената изработка, т.е. в близост до хор.440, където стойностите на максималното главно напрежение достигат до 23MPa. Този факт се обяснява с преразпределението на напреженията, следствие на влиянието оказвано от добивната камера върху околния масив, респективно и върху изработките разположени в непосредствена близост до камерата.



Фиг. 8. Стойности на максимални главни напрежения по разрезна равнина №2

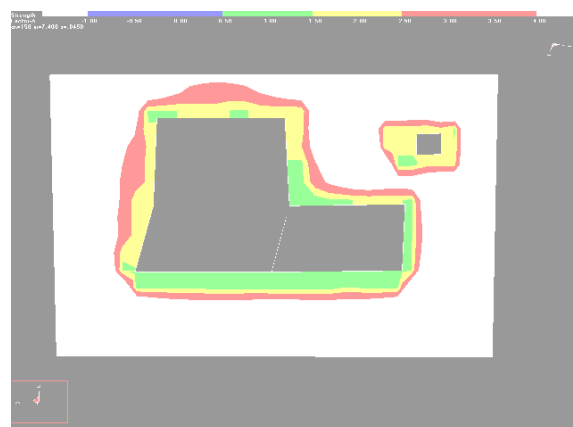
Резултатите, получени по надлъжната разрезна равнина (т.е.№2) по отношение на стойностите на минималното главно напрежение (фиг.9), в значителна степен са аналогични на тези получени по напречната равнина. Особено внимание заслужават зоните, в които минималното главно напрежение променя характера си и преминава в напрежение на опън. Една такава зона е сформирвана над средната висока част на тавана и около напречните ръбове на добивната камера, със стойности на минималното напрежение до -0,33MPa и навлизаща навътре в масива от 3,4m до 3,9m. В масивът, разположен

над тавана на наклонената изработка, минималното главно напрежение запазва характера си (т.е. на натиск) като приема стойности от порядъка на 0,08MPa.



Фиг. 9. Стойности на минимални главни напрежения по разрезна равнина №2

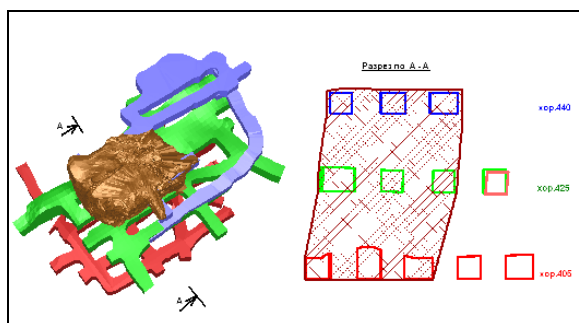
Резултатите, получени по отношение на коефициента на устойчивост на Хоек-Браун, потвърждават изводите направени по-горе (фиг. 10), а именно, че масивът като цяло запазва устойчивостта си. В тавана, по надлъжната ос на добивната камера коефициентът на устойчивост приема стойности $K=1,00\div2,50$. Изключение прави зоната, разположена около ръба, разграничаващ високата от ниската част на добивната камера, където стойностите на коефициента на Хоек-Браун спадат до $K=0,50\div1,00$. От друга страна тази зона се характеризира с много малки размери: до 5m по разпростиране и навлизаща до 0,5m навътре в масива. Масивът, разположен около горната част на наклонената изработка изцяло запазва устойчивостта си, като стойностите на коефициента на Хоек-Браун достигат до $K=1,50\div2,50$.



Фиг. 10. Стойности на коефициента на устойчивост по Хоек-Браун по разрезна равнина №2

Извършеният анализ позволява да бъдат направени важни изводи по отношение на устойчивостта на масива около основните минни изработки – основната добивна камера и наклонената изработка за достъп до запълвачния хоризонт. Основният извод е, че при провеждане на планираните и моделирани минно-добивни работи не се очаква усложняване на геомеханичната обстановка въпреки, че се оформят зони на локална неустойчивост.

Тези зони могат да бъдат преодоляни чрез прилагане на подходящ крепеж (фиг. 11).



Фиг. 11. Общ вид на основната добивна камера и на изработките на Блок 103

Например, в тавана на добивната камера, имайки предвид размерите на зоната на неустойчивост се препоръчва прилагането на въжени анкери, шахматно разположени и с дължина на анкера 9m и 12m. Препоръчва се за повишаване устойчивостта на целикът, охраняващ наклонената изработка (и по-точно в долната и част, разположена непосредствено над хор.425), да бъдат монтирани тръбно-фрикционни анкери с дължина 2,40÷3,00m или фрикционни анкери с дължина до 4,00m.

Заклучение

От направеният анализ се достига до извода, че тавана и стените на основната добивна камера запазват своята устойчивост при така избраният ред на изземване. От своя страна наклонената изработка, осигуряваща достъп до запълвачния хоризонт също остава в устойчиво състояние,

въпреки негативното влияние на добивните работи, провеждани в съседство с нея.

Използването на компютърно моделиране за симулация на реда на изземване и оценка на напрегнатото състояние и устойчивостта на масива, предоставя възможност за получаване на коректни и адекватни резултати по отношение промяната в глобалната и локална геомеханична обстановка в разглеждания минен участък. Това от своя страна спомага за избор на подходящ вид крепеж в проблемните зони и участъци.

Литература

- Terry Wiles.Map3D (www.map3d.com). Mine modeling Pty Ltd. Mt.Eliza, Victoria, Australia.
- BEAP – User Manual. CANMET, Canada. Mining Research Laboratories. 1993.
- Mine Designer Manual. CANMET, Canada. Mining Research Laboratories. 1993.
- Rock Characterization, Testing and Monitoring. ISRM Suggested Methods. Editor E.T.Brown. Pergamon Press, 1981. P.p.211.
- Стефанов, Др., Г.Михайлов, Г.Трапов. Изследване на геомеханичните условия и развитие на минните технологии в рудник „Челопеч“. Изследователски доклад. Р-21. София, 1966. 116с.
- Гърков, Ил.Б. Оценка и анализ на реда на изземване на запасите и изследване устойчивостта на масива в участък „Западен“ на рудник „Челопеч“. 9-та Национална Маркшайдерска Конференция, 2002. с.139-145.

Препоръчана за публикуване от
Катедра “Подземно разработване на полезни изкопаеми”, МТФ

КОЛИЧЕСТВЕНА ОЦЕНКА НА ДВИЖЕНИЕТО НА БАГЕРИТЕ ПО ХОРИЗОНТИ В ОТКРИТИ РУДНИЦИ

Георги Константинов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Предлага се начин за количествена оценка на движението на багерите по хоризонти в открит рудник. Даденият подход се апробира на примера на открит рудник, в който работят два типа багери. Направени са изчисления на коефициента на динамичност за движението на единадесет багера по хоризонтите на отрития рудник. Получените резултати могат да се използват при планиране на минната дейност в открити рудници.

A QUANTITATIVE ESTIMATION OF THE MOVEMENT OF EXCAVATORS ON LEVELS IN AN OPENCAST MINE

Georgi Konstantinov

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, Bulgaria

ABSTRACT. A method for quantitative estimation of the movement of excavators on levels in an opencast mine is suggested. The given approach is approbated after the example of an opencast mine, where two types of excavators are operating. Estimations of the dynamic coefficients of eleven excavators on the opencast mine's levels are made. The obtained results can be used at mining planning in opencast mines.

1. Общи положения

Нормалната експлоатационна дейност в съвременните открити рудници се характеризира с изземването на големи количества минна маса. За тази цел се използва мощна и мобилна изкопно-товарна механизация. Технологиата на работа с тесни работни площадки, в режим на осредняване на рудата, налага динамично изземване на минната маса от забои, които са разпръснати по стъпалата на бордовете и в котлована на открития рудник. Осъществява се сложен динамичен процес, при който се извършва своеобразно "пристъргване" на бордовете. За някои от участващите в този процес багери се налага местене по хоризонти буквално през няколко дни (виж Приложения 1÷12). Определен интерес представлява количествената оценка на движението на багерите по хоризонти в рудника.

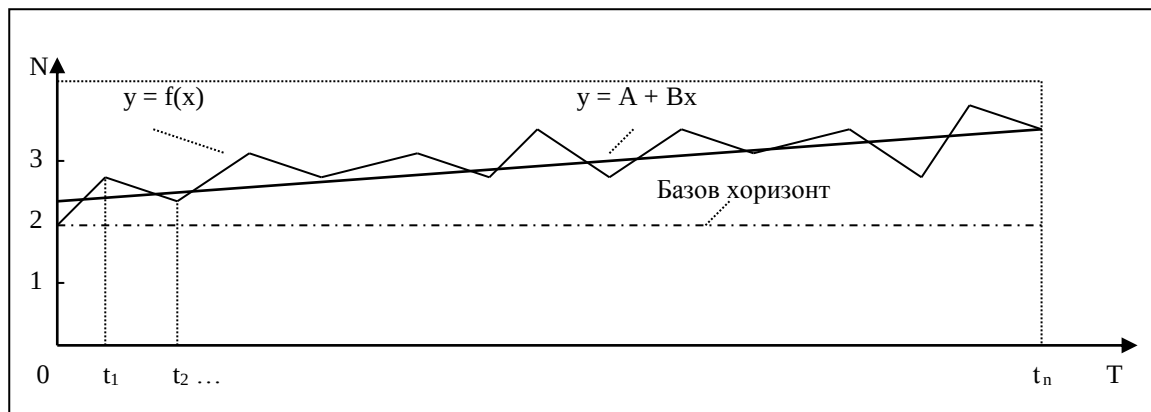
2. Същност на метода

Ако по ординатната ос нанесем хоризонтите, по които се движат багерите, а по абсисната ос – времето, тогава на фиг.1 можем да покажем: промяната в движението на багерите $y = f(x)$; базовият хоризонт (хоризонтът, от който багерът е започнал своето движение) и уравнението $y = A + Bx$, което апроксимира движението на дадения багер по хоризонти за единица време.

Коефициентът на динамичност (К), който характеризира движението на багера по хоризонтите се определя като отношение между площите S_1 и S_2 :

$$K = \frac{S_1}{S_2} - 1, \quad (1)$$

където S_1 – е площ под апроксимиращата права $y = A + Bx$;
 S_2 – площ под базовия хоризонт.



Фиг. 1. График $y = f(x)$ и уравнение на апроксимиращата го права $y = A + Bx$

3. Реализация на метода

Като пример за реализацията на метода нека да вземем дневното движение на багер № 6 през м. януари. За максимална дълбочина на рудника е приет хор. 985.

Таблица 1.

Движението на багер № 1 по дни през м. януари

Дни	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
метри	255	255	255	75	90	90	90	90	105	75	90	90	90	90	60	60
Дни	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	-
метри	60	90	75	90	90	90	90	90	90	90	45	45	45	45	45	-

Условно се приема, че ако багерът не работи (поради ремонт или други причини), той остава на същия хоризонт, където се е намирал в деня преди да е преустановил работата си. За удобство е възможно от котата на хоризонта, на който се намира багера да се изважда константата 985 (котата на нулевия хоризонт). Например на 4.01. багерът е бил на хор.1060. В табл.1 записваме метрите 1060 – 985 = 75. От данните в табл.1 намираме линейното уравнение на регресия:

$$y = 157,6 - 3,9x \quad (2)$$

Определя се площта S_2 . Тъй като базовият хоризонт на багера е хор.1240:

$$S_2 = (1240 - 985) \cdot 31 = 7905.$$

От уравнение (2) при $x = 0$ се определя стойността на $y_1 = 157,6$, а при $x = 31$ се определя стойността на $y_2 = 157,6 - 3,9 \cdot 31 = 36,7$.

Изчислява се площта S_1 :

$$S_1 = \left(\frac{y_1 + y_2}{2} \right) n = \left(\frac{157,6 + 36,7}{2} \right) 31 = 3011,65,$$

Условно той се приема за нулев хоризонт. Всички хоризонти над и спрямо него ще придобиват височините (метрите), на които се намират от нулевия хоризонт. По този начин ежедневното движение на багера е дадено в табл.1.

където n е брой на дните в месеца.

От формула (1) се определя коефициента на динамичност K :

$$K = \frac{S_1}{S_2} - 1 = \frac{3011,65}{7905} - 1 = -0,62.$$

Знакът "минус" показва, че хоризонтите, на които багерът е работил през разглеждания период, намаляват своите коти спрямо дълбочината на рудника.

Аналогично са изчислявани коефициентите на динамичност и на останалите багери, като резултатите са дадени в табл.2.

На фиг.2 е показано кумулативното натрупване на динамиката в движението по хоризонти на багерите № 2, № 4 и № 5.

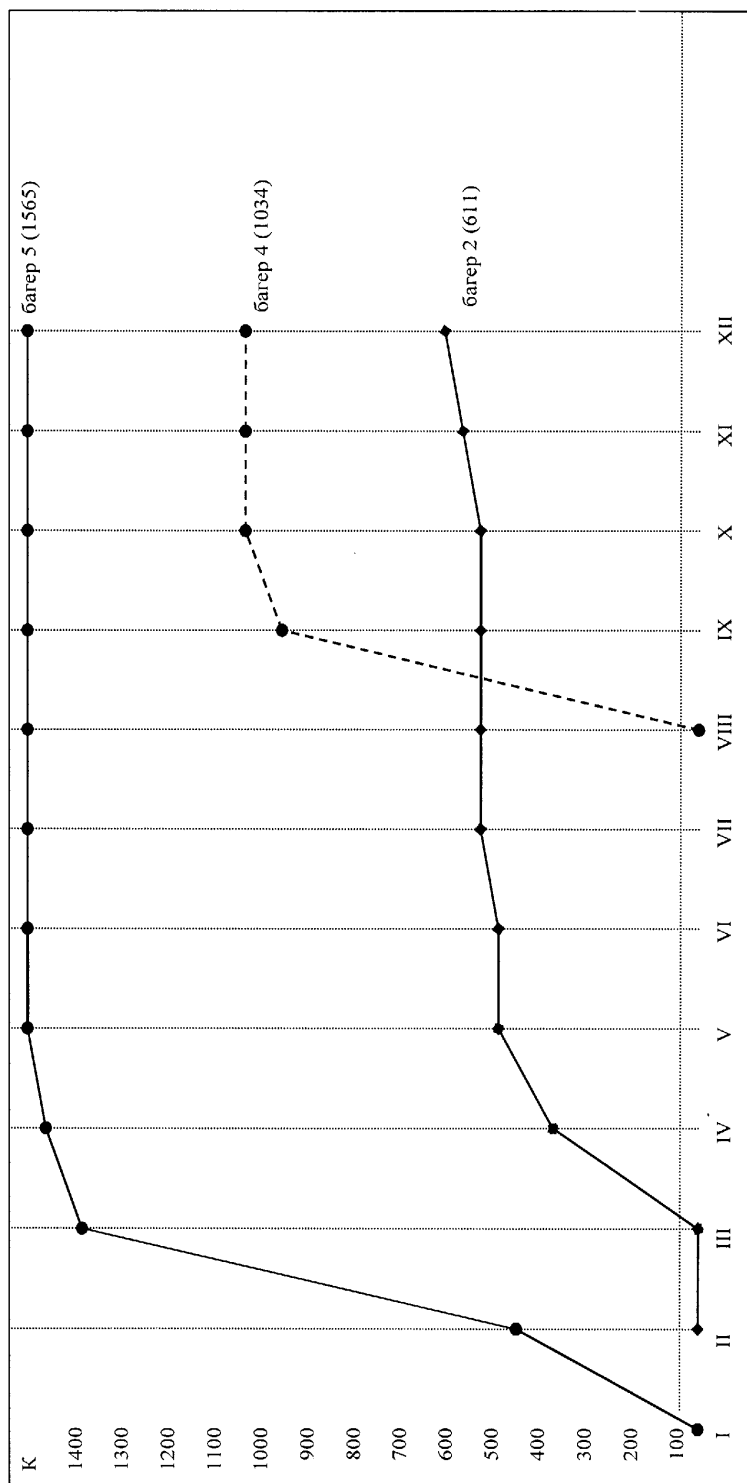
От табл.2 се вижда, че най-динамични са багерите от 1 до 8 в сравнение с багерите от 9 до 11. Очертава се тенденцията към намаляване на динамиката в движението на багерите през последните месеци от годината.

Постигнатите резултати могат да се използват при планиране и определяне на развитието на минните в открити рудници.

Таблица 2. с коефициентите на динамичност (K) на багерите в открит рудник по месеци

Багери №	Коефициент на динамичност												Средно
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	
1	-49/49	-4/53	-/53	-/53	-/53	-/53	-/53	-/53	-/53	-/53	-/53	-/53	4
2	11/11	-3/14	-38/52	324/376	130/506	-8/514	30/544	-10/554	-1/555	-8/563	31/594	-17/611	51
3	-	7/7	-3/10	-3/13	0/13	-1/14	-5/19	-2/21	-3/24	-3/27	1/28	-2/30	3
4	-4/4	-12/16	-6/22	-1/23	4/27	0/27	-/27	-/27	930/957	67/1024	-8/1032	-2/1034	86
5	57/57	394/451	949/1400	-8/1408	-67/1475	-15/1490	11/1501	-19/1520	-30/1550	-9/1559	0/1559	6/1565	130
6	-63/63	-3/66	168/234	1/235	2/237	-41/278	73/351	-2/353	-1/354	-1/355	-1/356	-4/360	30
7	-	-	-	-	-	0/0	0/0	-2/2	-3/5	-1/6	0/6	-1/7	1
8	-	-	-2/2	-2/4	4/8	0/8	-5/13	0/13	-20/33	0/33	0/33	-2/35	3
9	-2/2	0/2	-5/7	-21/28	0/28	0/28	5/33	30/63	0/63	0/63	0/63	0/63	5
10	-14/14	2/16	2/18	0/18	0/18	-1/18	-1/18	-1/18	-1/18	-1/18	-1/18	-1/18	2
11	0/0	-55/55	-9/64	173/237	-16/253	0/253	-11/264	-13/277	0/277	-28/305	0/305	82/387	32
Средно	25/25	53/78	131/209	55/264	25/289	6/295	18/313	10/323	110/433	13/446	5/451	13/464	

Забележка: в знаменател са дадени нарастващите стойности на коефициента на динамичност.



Фиг. 2. Кумулативно натрупване на динамиката в движението на батери № 2, № 4 и № 5 по хоризонти за 12 месеца

Фиг. 2. Кумулативно натрупване на динамиката в движението на батери № 2, № 4 и № 5 по хоризонти за 12 месеца

Литература

Константинов Г. Количествена оценка на системата “багер – автосамосвал” в открити рудници. VIII Национална

конференция с международно участие по открит добив на полезни изкопаеми. Слънчев бряг, 31.05 – 04.06.2005.

Препоръчана за публикуване от
Катедра “Открито разработване на полезни изкопаеми и взривни работи”, МТФ

ГЕОМЕХАНИЧНИ АСПЕКТИ НА СИСТЕМАТА С ПОДЕТАЖНО ОБРУШАВАНЕ

Георги Михайлов, Георги Трапов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Изучаването на геомеханичните аспекти на добивната технология стои в основата на комплексната оценка на нейната ефективност. За системата с подетажно обрушаване това е от особено важно значение, тъй като нейното успешно приложение е единствено възможно при отлично съчетание на природната даденост с конструктивните елементи на добивната технология. За оценка на влиянието на най-съществените фактори, определящи геомеханичните аспекти на системата с подетажно обрушаване е използван Методът на крайните елементи. 1. Установени са отклонения от хипотезата за геостатичния товар при изследване на напрегнатото състояние на ненарушения масив, които се обясняват с нееднородността на средата и силно пресечения терен на повърхността. 2. Изследвано е влиянието на пространственото разположение на подетажните изработки (галерии и ортове) върху напрегнатото и деформирано състояние на масива с оглед на тяхната безопасна експлоатация при използване на високо-производителна товаро-транспортна механизация. 3. Изведени са основните закономерности при развитие на обрушаването във височина, вкл. до повърхността. 4. Оценено е влиянието на временните открити пространства, които възникват неизбежно при въвеждане на нов подетаж в експлоатация. Тези фактори формират геомеханичните аспекти на системата с подетажно обрушаване. Тяхното подробно изучаване и ефективно управление гарантират високи технико-икономически показатели, осигуряващи конкурентна способност при сравняване с други добивни технологии.

GEOMECHANICAL ASPECTS OF THE SUBLEVEL CAVING MINING METHOD

Georgi Mihaylov, Georgi Trapov

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT. The study of the geomechanical aspects of the mining method underlies the comprehensive assessment of its effectiveness. This is of particularly great importance as to the sublevel mining method since its successful application is only feasible with the perfect combination of the natural reality and the constructional components of the mining technique. The evaluation of the influence of the most essential factors determining the geomechanical aspects of the sublevel caving mining method has employed the Finite Element Method. 1. There have been identified deviations from the gravity loading hypothesis when the stress state of the undisturbed rock mass has been studied and these are accounted for by non-homogeneity of the medium and the severely rugged terrain. 2. The influence of the attitude of the sublevel openings (drifts and cross headings) on the strain-stress state of the rock mass has been studied with a view to mining them safely using heavy-duty load-hauling machinery and equipment. 3. There have been deduced the basic consistent features of the upward caving process towards the surface. 4. An assessment has been made of the impact of the temporary open stopes that inevitably occur with advancing on a new sublevel. These factors form the geomechanical aspects of the sublevel caving mining method. Their detailed study and effective management will guarantee high feasibility indicators that will ensure its competitive capability compared with other mining methods.

Въведение

Системата с подетажно обрушаване намира широко приложение в световната практика. Нейните най-големи предимства са възможността за използване на високо-производителна пробивна, товаро-доставъчна и транспортна механизация, а така също адаптивността ѝ към елементите на залягане. Практически системата може да се прилага при всякакъв ъгъл на наклона от 0° до 90°, ако дебелината (мощността) на рудното тяло позволява използването на такава технология. Аналогично стои въпросът с морфологията на рудните тела. Системата е приложима при най-разнообразни форми на находищата (пластове, жили, гнезда, лещи), но най-често се среща при разработване на щокове. Задължително условие за постигане на висока ефективност е страничните скали да бъдат средно устойчиви до неустойчиви, склонни към самообрушаване, а рудата да бъде средно устойчива до устойчива, способна да поеме съществено преразпределение на напрежението около подготвителните и нарезните изработки. Системата с подетажно обрушаване се класифицира като висо-

ко-производителна добивна технология и затова управленческите екипи често я предпочитат при избора на окончателно решение. Същевременно системата с подетажно обрушаване има сериозни недостатъци. На първо място това са загубите и обедняването. Източването се извършва при наличие на контакт на рудата с обрушени скали, като постоянно се изисква решаване на дилемата загуби-обедняване. При разработване на мощни рудни тела неизбежно земната повърхност и разкриващите изработки попадат в зона на влияние на минните работи. Налага се изразходване на значителни средства за преодоляване на вредните последици от това явление. От казаното следва, че системата с подетажно обрушаване съвсем не бива еднозначно да се определя като ефективна добивна технология.

С развитие на добивните работи в дълбочина прогресивно се влошават природните условия. Заедно с посочените вече недостатъци се намесва една съществена група фактори, които най-общо имат отношение към схемата на разполагане на подготвително-нарезните изработки, геомет-

ричната характеристика на конструктивните елементи на блока, последователността на развитие на минните работи в рамките на един подетаж, панел, секция и пр. Тези фактори най-често се обединяват в понятието геомеханични аспекти на системата с подетажно обрушаване. Някои от тях се разглеждат в настоящата статия, като по-конкретно вниманието се насочва към специфичните особености на системата с подетажно обрушаване при разработване на руден щок.

Оценка на напрегнатото състояние на ненарушения масив

При изследване на напрегнатото и деформирано състояние (НДС) на масива около подготвителните и нарезни изработки от съществено значение е изборът на хипотеза за формиращото се поле на напрежения в ненарушения масив. Известни са множество хипотези, но в крайна сметка те се обединяват около геостатичния товар и хидростатичното налягане. Изборът зависи от приетия коефициент на страничния отпор, който от своя страна се определя от коефициента на Поасон. В литературата отдавна се е наложило мнението, че тензорът на напрежение на ненарушения масив следва да се представи като сума от две компоненти: гравитационна и тектонска. Изхождайки от тази гледна точка, коефициентът на страничния отпор може да получи стойност по-голяма от единица. Тогава постановката на задачата, основаваща се на еластичното поведение на средата, не може да се опише с математичния апарат на Теорията на еластичността. В такава ситуация анализът и интерпретацията на наличните данни са невъзможни без използване на полеви измервания за определяне на напреженията в ненарушения масив. Проблемът е, че дори при голям брой данни, натрупани от полеви измервания, дефиниращи заключения на базата на интерполационните процедури е твърде рисковано да се правят. Определянето на напрегнатото състояние на ненарушения масив с помощта на Метода на крайните елементи (МКЕ) има за цел да избегне някои от значителните трудности (голям разход на човешки и материални ресурси), които съпътстват неизбежно измерванията в натурни условия. Първата стъпка е изграждане на изчислителна схема, която максимално да съответства на структурата, морфологията, типа и елементите на залягане на литоложките разновидности. За целта е използван един от напречните геоложки разрези на находище "Челопеч". Този факт до известна степен предопределя ориентацията на по-нататъшните разсъждения. Те са насочени главно към системата с подетажно обрушаване, която дълги години е основна добивна технология за рудник "Челопеч". Изчислителната схема включва 9 литоложки разновидности. Така се отчита един от съществените фактори, влияещи върху напрегнатото състояние на ненарушения масив – нееднородността на средата. В таблицата са посочени физико-механичните свойства на отделните литоложки разновидности, изграждащи изчислителната схема. За да се отчете и влиянието на терена на повърхността е използван и теренно-ситуационният план на находището. Разрезът е ориентиран северозапад-югоизток. В него попада блок 150, който в продължение на повече от десет години се разработва чрез подетажно обрушаване. За блока е

характерно това, че обрушените пространства са достигнали до повърхността. Отделните литоложки разновидности се отличават с голяма степен на изменчивост на морфологията и елементите на залягане. При съставяне на изчислителната схема специално внимание се отделя на етапите на развитие на минните работи. Условно те са разделени на два: изземване на запасите съответно над хор.405 m и под хор.405 m. Този подход се оправдава от факта, че през последните 3-5 години изземването на запасите в блок 150 се извършва под хор.405 m и динамиката на развитие на минните работи е напълно актуална за рудника. Изчислителната схема е изградена от четириъгълни елементи. Тя включва 1640 възела ($N_e=1640$) и 1560 елемента ($N_{el}=1560$). Масивът се моделира като еластична среда. Най-сериозният проблем при съставяне на изчислителната схема се оказва систематизирането на достатъчно представителни данни за литоложките разновидности в дълбочина. Авторският колектив изпитва сериозни затруднения с интерпретацията на наличната информация, тъй като тя се основава главно на геоложки ядров материал т.е. няма данни за определяне на якостните и деформационни свойства в естествени (натурни) условия. Освен това, диаметърът на пробните тела, използвани при лабораторните изпитания, не винаги съответства на стандартните изисквания за минимална стойност $d_{min}=50mm$. Реализацията на решението по МКЕ е извършена със собствен програмен продукт FEMEL. В основата на алгоритъма за изграждане на мрежа от елементи е заложена човекомашинна процедура, целяща автоматично генериране на възлите. В случая човешкият фактор е необходим дотолкова, доколкото сложните морфологични дадености на отделните литоложки разновидности не е възможно да се опишат автоматично. Натрупаният опит по използване на МКЕ показва, че четириъгълните елементи са подходящи при описание както на пластови и пластообразни морфологични дадености, така и на жили щокове и гнезда. Анализът на НДС на ненарушения масив се основава на машинните графики, илюстриращи вертикалните(σ_y), хоризонталните(σ_x), главните(σ_1)и(σ_2) напрежения, завъртането на главните напрежения(α) в равнината (ХОУ), степента на устойчивост на масива(SF). На фиг.1 е показана машинната графика, илюстрираща разпределението на вертикалните напрежения σ_y в ненарушения масив. Ясно се забелязва неравномерният характер, водещ до промяна на градиента както във вертикална, така и в хоризонтална посока. Внимателният анализ показва, че изолиниите на напреженията до голяма степен съвпадат с контура на литоложките разновидности. Общата формулировка за влиянието на нееднородността на средата върху напрегнатото състояние на ненарушения масив се идентифицира с различните деформационни характеристики, респ. различната коравина на отделните разновидности в изчислителната схема. Анализът на графиката, характеризираща показателя SF показва, че съществуват зони, за които $SF<1$, т.е. разрушаване. При разглеждане на ненарушен масив този факт е неочакван-противоречи на логиката, че възниква разрушаване преди да са започнали добивни работи. Зоните са две. Те се намират в непосредствена близост до повърхността, което също изглежда парадоксално. Едната зона съвпада с алувиално-делувиалните наслаги от кватернера, които се намират в най-югоизточната част на разреза (изчислителната схема). Другата зона съвпада със съществуващото обрушаване на

повърхността над блок 150. По-голям интерес представлява втората зона и тя ще бъде обект на анализ по-нататък. Въпреки максималният стремеж за коректност при въвеждане на входните данни за свойствата на масива, очевидно възниква проблем при изучаване на напрегнатото състояние на ненарушения масив с помощта на МКЕ. Поставя се еластична задача, което означава, че преместванията, респ. деформациите и напреженията, са мигновени. Това противоречи с изграждане на приемлива концепция за поведението на средата най-малко заради факта, че не се отчита паметта на масива в исторически план. Затова се възприема подход за намаляване на коравината на елементите, за които не е изпълнено условието $SF > 1$, т.е. настъпва разрушаване. Резултатите показват значително намаляване на разрушените елементи. При повторно намаляване на коравината (само на разрушените елементи) практически остават само тези, които съвпадат със съществуващото обрушено пространство над блок 150. Това обстоятелство дава основание най-малко за два извода.

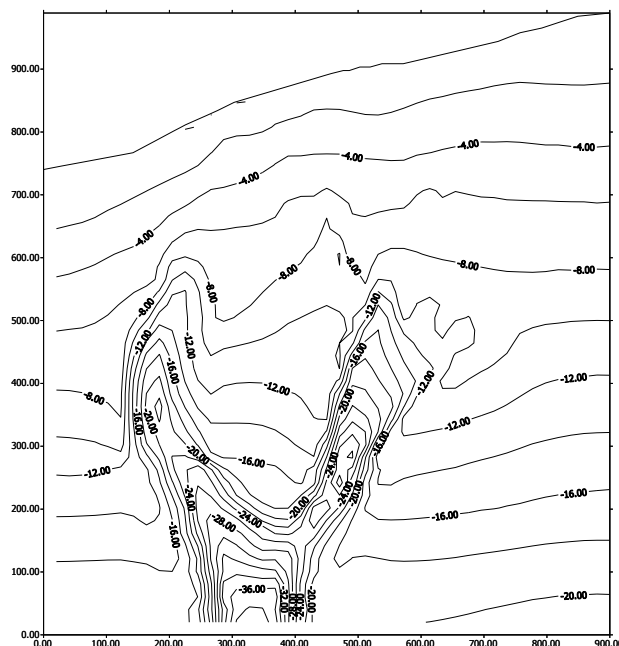
Таблица 1

Деформационни характеристики на скалите, включени в изчислителната схема

Литоложка разновидност	Стратиграфско означение	Модул на еластичност, E , [GPa]	Коефициент на Поасон, μ
Воздолски вулканогенен член	Che/vK ₂	21.1	0.31
Пропилити		12.5	0.33
Вторични кварцити	Che/vK ₂	65	0.28
Субвулкански андезити	α K ₂	10.5	0.31
Челопешка вулканогенна свита	CheK ₂	5.6	0.35
Мирковска варовикова свита	MiK ₂	32.4	0.32
Чуговишка флишка свита	ChuK ₂	17.5	0.32
Алувиално-делувиално полувиални наслаги, кватернер	Q	6	0.4
Свежи андезити	α K ₂	21.95	0.31

Последователното изменение на коравината на определени елементи, регистриращи разрушаване при ненарушена среда, е сходим процес. Той може да се използва като първоначален етап преди да се предприеме решаване на нелинейната задача.

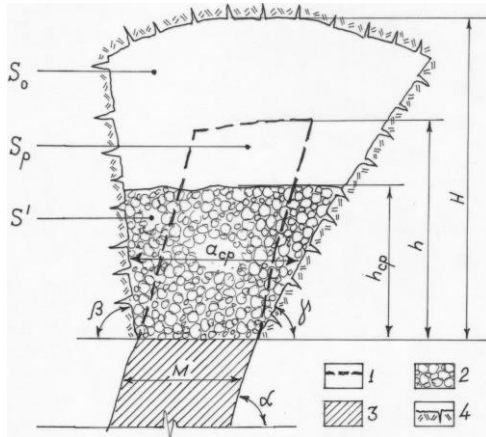
При изследване на напрегнатото състояние на ненарушения масив, за сметка на различните механични свойства на отделните скални разновидности, е възможно дори на повърхността да съществуват зони на разрушаване. Това състояние на масива е латентно и то може да се активизира в следствие под влияние на минните работи.



Фиг. 1. Разпределение на вертикалните напрежения σ_v в ненарушения масив.

Механизъм и развитие на обрушаването във височина

Ефективното прилагане на системата с подетажно обрушаване зависи в най-голяма степен от определено съчетание на група природни условия и минно-технически средства за извършване на добивната технология. Тъй като не се прилага принудително обрушаване, в началния етап се оформят открити пространства, които в последствие се запълват със самообрушили се скали. Отбиването на рудата, както и източването се извършва при наличие на контакт с обрушена (разрушена) материална среда. Тези специфични особености определят зоната на приложимост на системата с подетажно обрушаване. Отклонението в едно или друга степен от т.н. оптимални условия довежда до съществено влошаване на технико-икономическите показатели и от там на ефективността на добивната технология. При системата с подетажно обрушаване определяща роля имат зоните на разрушаване, които се развиват прогресивно с добивните работи. От тази гледна точка геомеханичните аспекти се отличават с динамиката на своето влияние върху цялата инфраструктура на рудника, включително и върху повърхността. На фиг.2 е показана принципна схема на развитието на обрушаването във височина. За основа е прието рудно тяло с дебелина M и ъгъл на наклона α . Изземва се определен руден контур с височина h . Задачата се разглежда като равнинна, така че даден обем се определя като произведение на сечение по единица дължина. Тогава сечението на рудния контур е $S_p = hM$. В резултат на добивните работи възниква обрушаване на страничните скали. Образува се свод на естествено равновесие. Общата височина на обрушеното пространство е H , а сечението – S_0 . След източване на отбитата руда остават обрушените скали. Те заемат част от общото пространство и имат сечение S' . Неговата площ се представя като произведение на величините a_{cp} и h_{cp} , т.е. $S' = a_{cp}h_{cp}$ (вж.фиг.2). Отчитайки коефициента на разбухване K_p в сила ще бъде следното условие



Фиг. 2. Принцилна схема на развитие на обрушаването във височина 1 – контур на рудното тяло; 2 – обрушени скали; 3 – руден масив; 4 – контур на обрушеното пространство

$$h_{cp} = \frac{\left\{ \frac{H^2}{2} (\cot g\beta + \cot g\gamma) + MH + [H(\cot g\beta + \cot g\gamma) + M]^2 k_1 \right\} (K_p - 1) - MhK_p}{a_{cp}} \quad (3)$$

Състоянието на обрушеното пространство се определя с параметъра $\Delta h = H - h_{cp}$. Ако $\Delta h = 0$, следва, че е настъпило подпиране на отгоре лежащите скали за сметка на коефициента на разбухване K_p и процесът на развитие на обрушаването във височина затихва. Ако $\Delta h > 0$ няма пълно подпиране. Съществува празно пространство между обрушените скали и оформилия се свод на естествено равновесие. Ако $\Delta h < 0$ задачата не е поставена коректно. Съществува преоразмеряване или входните параметри, заложени в модела, не съответстват на реалността. За системата с подетажно обрушаване най-често е изпълнено условието $\Delta h > 0$. Това се обяснява с факта, че динамиката на отбиването и източването на рудата е по-голяма от развитието на обрушаването във височина. Горните разсъждения показват, че при моделиране на обрушаването във височина задължително трябва да се отчетат както образувалите се в началния момент празни пространства, така и наличието на сипеца среда от обрушени скали. Тя създава отпор в страничните скали и по този начин влияе върху общото състояние на добивното пространство. Тази концепция се поддава много добре на моделиране с МКЕ, тъй като в детайли може да се установи поведението на среди с различни физико-механични свойства.

При моделиране развитието на минните работи в блок 150 с помощта на МКЕ се забелязва, че обрушаването на повърхността е отместено по отношение на рудното тяло. Освен това, ключовият елемент на свода се намира на определена дълбочина под разрушената зона, формирана още при моделиране на ненарушената среда. С това обстоятелство може да се обясни фактът, че между обемите на издетата руда и формиралата се фуния на обрушаване на повърхността няма съответствие. Опитът показва, че големината на ключовия елемент на свода, неговото местоположение, както и критичният момент на разрушаването му могат много добре да се моделират с помощта на МКЕ. Достатъчно точни индикации за началото на взаимно

$$(S_o - S_p)K_p - [S_p + (S_o - S_p)] = a_{cp} h_{cp} \quad (1)$$

След несложни преобразования се получава

$$\frac{S_o(K_p - 1) - S_p K_p}{a_{cp}} = h_{cp} \quad (2)$$

Търсеното решение има смисъл в интервала $[0, H]$. Ако се отчетат ъглите на движение на скалите в горнището и долнището на рудното тяло, съответно β и γ и се приеме, че сечението на свода на естествено равновесие $S_{св}$ се определя от произведението $k_1 l^2$, където l е ширината на подсеченото пространство (в случая $l = H(\cot g\beta + \cot g\gamma) + M$), а k_1 определя вида на свода (едноцентров, трицентров), окончателно може да се запише

влияние между нарушената зона на повърхността и развитието на обрушаването във височина са характерните пукнатини на повърхността, скоростта на тяхното "отваряне", ориентацията им спрямо елементите на залягане на рудното тяло. Рудничните наблюдения са основният източник на тази информация. Тя е необходима при изграждане на адекватен модел на този особено важен етап от развитието на обрушаването във височина.

Оценка на взаимното влияние на подетажните изработки

Характерна особеност при разработване на щокове е използването на панелни изработки за пробиване на взривните сондажи и последвалото източване и натоварване на рудата. Тези изработки се намират на определено разстояние една от друга и несъмнено взаимно си влияят. Задачата се свежда до минимизиране на тяхното влияние при спазване на ограничаващите условия, свързани с изличането на рудата от добивното пространство. Като изходно начало при определяне на натоварването върху масива се използва обстоятелството, че върху него лежи стълб обрушени скали, т.е. хипотезата за геостатичния товар е неприемлива. От тази гледна точка условията за натоварване могат да бъдат зададени със следните изрази [2]

$$P'_y = \frac{\gamma \rho}{kf} \left(1 - e^{-\frac{kfy}{\rho}} \right) \quad (4)$$

$$\eta = \frac{\rho}{kfy} \left(1 - e^{-\frac{kfy}{\rho}} \right)$$

$$P'_x = \eta \gamma k \quad (5)$$

където P'_y е вертикалното налягане на обрушените скали;

P'_x - хоризонталното налягане на обрушените скали;

P – периметърът на хоризонталното напречно сечение;

F – площта на хоризонталното сечение;

k – коефициентът на страничния отпор;

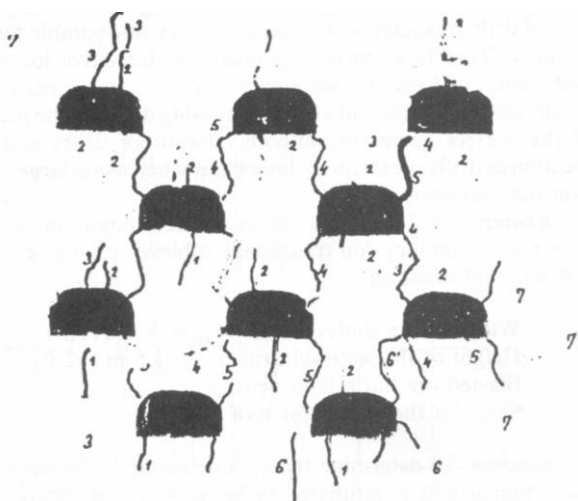
f – коефициентът на триене;

γ – плътността на обрушените скали;

ρ – хидравличният радиус, $\rho = F/P$;

y – текущата координата.

Компонентите, характеризиращи напрегнатото състояние са ориентирани строго по осите на координатната система (ХОУ). В случая няма основание да се търси предпоставка за тяхното отклонение. Масивът, намиращ се непосредствено до подготвителните изработки, практически е разтоварен от действащите напрежения, съответстващи на нарушената среда. Върху състоянието на подготвителните изработки оказват влияние формата и големината на напречното им сечение. Използването на високопроизводителна пробивна и товаро-доставъчна механизация изисква изработки с голямо напречно сечение (над 16 m²). Изборът на форма на напречното сечение има отношение към режима на източване (формиращите се елипсоиди на източване и разбухване) и най-вече към устойчивостта на изработките през периода на тяхното използване. Сравнително неговият натоварване съгласно изрази (4) и (5) са основание за използване на правоъгълно напречно сечение или свод с минимална височина. На фиг.3 е показана принципна схема на разпределението на нормалните напрежения около подготвителните изработки при предварително зададен режим на натоварване. Решението е получено с помощта на МКЕ [1]. Предимството на компютърното моделиране в случая е възможността за многократно симулиране на дадена ситуация при изменение на геометрията на конструкцията и механичните свойства на средата.



Фиг. 3. Зони на разрушаване между подетажните изработки (по [1])

Влияние на временните открити пространства върху конструкцията на системата

Като морфологична даденост щокът се отличава с голяма степен на изменчивост на площта на хоризонталните сечения. Същевременно те са основните повърхнини, които оконтуряват запасите във всеки подетаж. При последователното развитие на минните работи в дълбочина не са рядко случаите, когато площта на даден подетаж значително се увеличава в сравнение с предшестващия. Тогава неизбежно част от добивните работи се извършват "под целик". Създават се открити пространства, които не съответстват на същността на подетажното обрушаване и сами по себе си се явяват източници на значителна концентрация на действащите в масива напрежения. Ако добивните работи се извършват с голяма интензивност е възможно откритите пространства по височина да достигнат размерите на два и повече подетажа. Такава ситуация изисква детайлно изучаване на разпределенията на напреженията през отделните етапи – от момента на образуване на празното пространство до неговото ликвидиране чрез запълване с отгорележащите обрушени скали. Задачата е поставена за условията на блок 150 в рудник "Челопеч". С помощта на МКЕ е изследвано напрегнатото и деформирано състояние на масива около добивните изработки, които в случая са моделирани като открити пространства. Забелязва се значителна концентрация на напрежения в петите и по-конкретно там, където предстои прокарването на подготвителните изработки за следващия подетаж. Тенденцията на формиране на зони с повишена концентрация на напрежения още по-категорично се налага при увеличаване на откритото пространство, съответстващо на развитието на минните работи под хор 405 m. Следва да се подчертае наличието на значителни тангенциални напрежения в стените на откритото добивно пространство. Съществено в случая е, че в зоната на тангенциалните напрежения попадат изработки от основната инфраструктура на рудника (вентилационни, транспортни, спомагателни). Неблагоприятното съчетание на срязващите напрежения с тектонската нарушеност на масива може да доведе до рязко влошаване на състоянието на тези изработки, което на практика означава невъзможност за безопасна експлоатация. Посочените данни за геомеханичното състояние на масива около добивните изработки представят един от аспектите на подетажното обрушаване, на който сравнително малко внимание се отделя в литературата. Разработването на щокове показва, че развитието на минните работи "под целик" довежда до съществено изкривяване на същността на подетажното обрушаване, което е предпоставка за сериозни негативни последици. Основната препоръка в случая е добивните работи на даден подетаж да се развиват в такъв порядък, който да осигури непосредственото навлизане на обрушените скали от горните подетажи във възможно най-кратки срокове.

Заклучение

Високата степен на механизация при извършване на основните производствени процеси превръща системата с подетажно обрушаване в една от най-производителните

технологии в подземния рудодобив. Тя обаче притежава съществени недостатъци, поради което не се възприема еднозначно в практиката. Дългогодишното прилагане на подетажно обрушаване в рудник "Челопеч" показва, че голямата степен на изменчивост на природните условия влияе най-съществено върху ефективността на добивните работи. По-конкретно формират се група фактори, които могат да се подведат под общия знаменател "геомеханични аспекти". Това са I напрегнато състояние на ненарушения масив; II механизъм на формиране на обрушаването като природен феномен; III взаимно влияние на подготвителните изработки за източване, натоварване и доставка на рудата; IV формиране на временни открити пространства (работа под целик). Необходимостта от системен подход при тяхното изучаване е повече от очевидна. Изключителната сложност на организация и провеждане на експерименти в реални руднични условия поставя като приоритетна задача използването на принципите на моделирането и по-конкретно на математическото моделиране. Анализът на получените резултати показва, че МКЕ е в състояние да решава задачите, свързани с геомеханичните аспекти на системата с подетажно обрушаване. Ефектът от неговото приложение значително се увеличава, когато се използва собствен програмен продукт. Той дава възможност за детайлизиране, анализ и оценка на избрана област (елемент, възел) от изчислителната схема. Систематичното изучаване на факторите, изведени като геомеханични

аспекти, несъмнено ще даде възможност за по-успешно прилагане на варианти и технически решения, чрез които системата с подетажно обрушаване ще запази своята конкурентна способност при разработване на руди на цветни метали.

Литература

- SME Mining Engineering Handbook. 2nd Edition, Volume 2. Senior Editor Howard L.Hartman. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Littleton, Colorado.1992, p.2260.
- Михайлов, Г. Геомеханични аспекти на системата с магзиниране при подземно разработване на рудни находища. Минно дело и геология.2002,5, с.39-43.
- Иванов, В. Физико-механични характеристики на скалите, изграждащи покриващия масив на находище "Челопеч". Годишник на МГУ"Св.Иван Рилски"-София. Св.тък II Добив и преработка на минерални суровини, том 47. 2004, с.135-140.
- Иванов, В. Якостни и деформационни характеристики на скалите по проектното трасе на наклонена шахта за рудник "Челопеч". Годишник на МГУ"Св.Иван Рилски"-София. Св.тък II Добив и преработка на минерални суровини, том 47. 2004, с.129-133.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Подземно разработване на полезни изкопаеми", МТФ

АСПЕКТИ НА ГЕОМЕХАНИЧНО МОДЕЛИРАНЕ НА ПОДЗЕМНИ ДОБИВНИ УЧАСТЪЦИ

Илия Борисов Гърков

"Челопеч Майнинг" ЕАД, с. Челопеч, обл. Софийска

РЕЗЮМЕ. На съвременния етап на развитие на минната наука различни минно-инженерни задачи успешно биват решавани чрез използване на числените методи на механиката на скалите, например метода на граничните елементи. Решението по този метод позволява да се установят предварително зоните на неустойчивост и да се предприемат необходимите корекции както по отношение на размери и пространствено разположение на конструктивните елементи на прилаганата система на разработване, така и по отношение на прилагания ред на водене на минните работи. В този доклад са изложени някои основни аспекти на геомеханичното моделиране на подземни добивни участъци, в които се прилага камерно-целиковата система на разработване с последващо запълнение. Изискванията към моделирането са съобразени с тези, необходими при използване на програмния продукт BEAP3D (Boundary Element Analysis Program – Three-dimensional) [1].

ASPECTS OF GEOMECHANICAL MODELLING OF UNDERGROUND PRODUCTION AREAS

Iliia B. Garkov

Chelopech Mining EAD

ABSTRACT. In the modern era of mining science a number of mining-engineering tasks are successfully addressed by using numerical rock mechanical methods such as the border elements method. This method provides solutions that help early identify the zones of low stability and adjust both the mining design layout and the sequence of mining operations accordingly. This report elaborates on some of the major aspects of geomechanical modeling of underground production areas where backfill open stopping is used to mine the ore. The modeling requirements are harmonized with the user options of the BEAP3D software (Boundary Element Analysis Program – Three-Dimensional), [1].

Въведение

При изграждане на геомеханичен компютърен модел, отразяващ условията и спецификата на конкретната минна задача (рудник, участък, блок, етаж, камера, изработка и т.н.) е необходимо да бъдат спазвани определени изисквания към изгражданият модел, свързани с прилаганата система на разработване. Моделът трябва да отговаря както на естествената последователност на водене на минните работи, така и на пространствените параметри на изследвания участък (т.е. на технологията на водене на минните работи). От своя страна, степента на коректност на получените резултати отговаря на степента на коректност на входната информация, включваща данни за стойностите на естествените напрежения, скално-механичните характеристики на различните моделирани масиви, пространствените размери и местоположение на моделираните обекти и т.н.

Цел на геомеханичното моделиране

Основна цел на моделирането е получаването на качествени и количествени резултати относно разпределение на напреженията (тип, посока и големина), посока и големина на преместванията и деформациите, размери на зоните на неустойчивост или разрушаване и т.н. На следващ етап, въз основа на получените резултати

да се предприемат необходимите действия по проектиране и планиране на крепежните работи, промяна в размерите на конструктивните елементи на прилаганата система на разработване или промяна в реда на отработване на запасите.

Преразпределение на напреженията

Прокарването на подготвителни и нарезни изработки и провеждането на добивни работи предизвиква преразпределение на естествените напрежения в скалния масив. Въз основа на това се променят както стойностите и посоката на напреженията, така и техният тип – т.е. преминават от напрежения на натиск в такива на опън и обратното. В части от масива, разположен около изработките и добивното пространство е възможно да се формират зони на концентрация на напреженията, зони на разтоварване, зони на локална или глобална неустойчивост.

Поемане на товар от целиците

Рудните и изградените изкуствени целици поемат част от товара на горележащите скали (ненарушени масиви или обрушени скали). В зависимост от конкретните параметри на геомеханичната задача (площ на разработвания участък **В**, дълбочина на разработване **Н**, обемно тегло на скалите γ и др.) поетият от целиците товар може да бъде равен на $\gamma \cdot H$ или на част от него. Би трябвало да се отбележи, че изкуственият масив, изграден от скално-насипно, пастообразно или хидравлично запълнение,

поради различните си якостни и деформационни характеристики, поема значително по-малка част от товара и оказва предимно страничен отпор на прилежащите му целици и части от масива.

Състояние на стените на изработките

Обикновено към стените на изработките се предявява изискване да останат устойчиви, с цел да бъде избегнато закрепването им (в случаите, в които и скално-механичните им свойства позволяват това). В случаи, при които това изискване не може да бъде спазено следва да се определят зоните на неустойчивост, зоните на разрушаване и дълбочината на „навлизането“ им в масива. Въз основа на получената информация да бъдат проектирани и планирани крепежните дейности, както и дейностите, свързани с управлението на скалния натиск.

Особености на геомеханичният модел при прилагане на камерно-целикова система на разработване с последващо запълнение

При прилагане на технологията с камери с последващо запълнение се оформят („оконтуряват“) добивни камери (първични и вторични) в границите на блока (участъка, етаж, подетажа). Рудните запаси в тези камери се отбиват, източват и доставят до блоковете/участъковите рудоспусъци, след което празните камери се запълват по определена схема чрез използване на един или няколко типа запълнение (сухо насипно, хидравлично, втвърдяващо се запълнение и др.). Редът и „скоростта“ на отработване и последващо запълване на камерите зависят от интензивността на водене на добивните работи, обусловена от своя страна от прилаганите минни технологии. В първият етап, т.е. при отработване на запасите в първичните камери, натиска на горележащите скали се преразпределя към междукamerните целици (т.е. от вторичните камери) и от околорудния масив. След запълването на първичните камери, последователно се отработват запасите във вторичните камери като скалния натиск се преразпределя както към околорудния масив, така и към запълнените до този момент първични камери. Носещата способност на изкуствения масив от запълнените камери зависи от вида на запълвачния материал, от технологията на запълване и от степента на контакт между запълнение и горележащ масив. С най-висока носеща способност, т.е. най-високи якостно-механични характеристики се характеризира втвърдяващото запълнение. Необходимо е да се отбележи, че какъвто и да е видът на запълнението, то не може да достигне до якостно-механични и деформационни характеристики на естествения скален масив. Изключения са възможни само при много слаби и силно напукани руди и/или вместиращи скали.

Общи изисквания към моделирането

Преди да се пристъпи към изграждане на геомеханичния модел (чрез прилагане на софтуерния продукт **BEAR3D**) на конкретния минен участък трябва да бъде събрана цялата необходима за целта информация, която от своя страна трябва да отговаря на следните изисквания:

- Коректно да бъдат определени целите, поставени пред моделирането.
- Да бъдат изяснени границите (размерите) на зоната (участъка), която ще бъде моделирана, както и пространственото ѝ разположение в реални условия.
- Да бъдат подготвени ситуационни планове, хоризонтални и вертикални сечения в подходящ мащаб, които да бъдат обвързани с единна координатна мрежа. В програмният продукт за начало на координатната система е заложено да бъде избрана точка от повърхността, на която се придава условно **Z=0**. Дълбочината на залягане/разработване се отчита във величини с отрицателни стойности, чийто абсолютни стойности са равни на разстоянието от повърхността до разглежданата точка или моделираният обект.
- Да бъдат определени **in situ** напреженията (големина и посока) в района на моделирания обект. Те могат да бъдат: опитно установени (чрез използване на подходящо инструментално оборудване и апаратура); приети по аналогия (при наличие на данни от измервания в подобни/аналогични условия/обекти/участъци), макар и недостатъчно достоверни; приблизително определени по данни от геолого-проучвателните работи; теоретично определени (чрез използване на подходящ формулен апарат).
- Да бъдат определени якостните и деформационните характеристики на различните моделирани масиви (вместващи скали, руден масив, различни видове използвано запълнение). Те могат да бъдат: лабораторно установени (необходимо е да бъдат коригирани с коефициенти, отчитащи напукаността на масива и др.); по данни от геолого-проучвателните работи (напр. чрез използване на **R**, **RQD** и др.). Относително най-представителни стойности за модула на еластичност на масива и за материалните константи „**m**“ и „**S**“ се получават като се използва класификационната оценка **RMR**.
- При създаване на модела, да бъде използвана логична и разбираема система за номериране (на геометричните възли и елементи), наименование (на геометричните елементи/стени, подобласти, резултантни равнини и др.), подходящо подразделяне (на геометрични елементи/стени) и задаване на натоварването (на стените).
- Да бъдат изучени цялостно възможностите, ограничителните условия и начина на работа с програмния продукт **BEAR3D**.
- Да бъде използвана заложената в програмата условност на знаците, а именно: да се прилага координатна система по „правилото на дясната ръка“; със знак „+“ да се означават стойностите на напреженията на натиск, а със знак „-“ – тези на опън; да се използва **SI**-системата за единиците, т.е. напреженията се измерват в [**MPa**] или [**GPa**], преместванията в [**m**].

Специфични изисквания към моделирането

При изграждане на компютърен модел на минен участък, в който се прилага камерно-целиковата система със запълване, е необходимо моделът да бъде съобразен със следните специфични условия:

- Моделът да отразява в себе си начина на разкриване и подготовка на участъка, съответно чрез етажни галерии, главни наклонени изработки или комбинация между етажни и главни наклонени изработки, като бъде предоставена възможност за анализ и оценка на състоянието на тези минни изработки.
- При моделиране на камерите (първични и вторични) е необходимо да бъде отчетено по подходящ начин поетапното развитие на минно-добивните работи, тъй като компютърният софтуер (т.е. прилагания програмен продукт **BEAR3D**) не предоставя възможност за постоянното им изследване във времето. Поради тази причина е коректно поетапно (чрез прилагане на **минни стъпки**) да бъдат моделирани неотработени камери, напълно отработени (но незапълнени) камери и запълнени камери. В случай, че се използва втвърдяващо запълнение е необходимо да бъдат зададени якостно-механичните и деформационните му характеристики, присъщи за момента на пълно втвърдяване, т.е. при достигната максимална носеща способност. В случаите, когато се изисква да бъде анализирано и оценявано състоянието на скален/руден масив около изкуствен масив, недостигнал пълната си носеща способност, то коректно е този изкуствен масив да бъде зададен като несвързана среда.
- Необходимо е коректно да бъдат оценени и след това коректно зададени начините на взаимодействие (натоварване) между различните видове среди (масиви). Задачата значително се усложнява при използването на два или повече видове запълнение.
- Изисква се към модела да бъде включена и „сизмерима“ част от вместващите скали (т.е. околорудния масив), за която модела да предоставя възможност за анализ и оценка на състоянието на масива както в зоните на опорен натиск, така и в „нормално натоварената част“ от него, т.е. в зони значително отдалечени от минно-добивните работи.
- Моделът трябва да предоставя възможност за извършване на анализ и оценка на състоянието на междукामерните, междублоковите и др. целици.

Използване на геомеханичният модел за изследване на добивните работи

При изследване поведението и състоянието на реален скален (руден) масив в процеса на развитие на минните работи е необходимо да бъде създадена и приложена стройна инженерно-изследователска методика. От друга страна познаването на минно-техническите условия,

особеностите на системата на разработване и реда и технологията на водене на минните работи. За да бъде методиката коректна, то същата трябва да включва следните основни изследователски етапи (стъпки): избор на участък за моделиране (рудно тяло, блок и т.н.); формиране на варианти за развитие на минните работи в моделирания участък; анализ на разпределението на напреженията и устойчивостта на масива в изследвания участък; анализ на устойчивостта на минните обекти; избор на оптимален вариант за развитие на минните работи. Чрез методите на математическото моделиране могат да бъдат създадени модели, отразяващи поетапното развитие на минните работи и позволяващи изучаване и анализиране на състоянието на скалния масив и минните обекти (изработки, целици, камери и т.н.) при планираното и моделирано развитие.

Формиране на варианти за развитието на минните работи в участъка

При формиране на вариантите за развитие на минните работи е коректно да бъдат разгледани всички възможни (или желани) от инженерно-технологична гледна точка варианти за реда и последователността на водене на минно-добивните работи. Основно изискване към разглежданите варианти е същите да отразяват поетапното развитие на минно-добивните работи както в границите на всеки добивен камера/подетаж/етаж, така и в глобален мащаб, с отчитане развитието на добивните работи и в съседните добивни (производствени) единици. За нуждите на дългосрочното планиране, е възможно и разглеждане на варианти за вида и местоположението на минно-подготвителните участъкови (блокови) изработки, като е препоръчително те да бъдат обвързани и със съответстващия им ред за водене на добивните работи. От друга страна се изисква конкретизиране на границите на охраняваните зони, както и размерите на добивните пространства.

Анализ на разпределението на напреженията в участъка и на устойчивостта на масива

На този етап е необходимо да се анализира разпределението на напреженията и устойчивостта на масива като се търсят отговори на въпросите, свързани с формиране на зони на концентрация на напреженията (т.е. местоположение, размери на тези зони) и трансформирането им в пространството при следващите етапи на развитие на минните работи. Внимателно трябва да бъдат оценени и анализирани зоните, в които натисковите напрежения преминават в опънови. Необходимо е да се анализира устойчивостта на изследвания масив като се търси отговор на въпросите къде и защо масива е неустойчив, каква част от минно-подготвителните изработки попадат в неустойчиви зони от масива и по какъв начин ще се отрази тази неустойчивост на масива върху ефективността на провежданите минно-добивни работи.

Избор на оптимален вариант

Съставя се бална оценка на изследваните варианти, която оценка включва в себе си и геомеханични фактори като: устойчивост на основните подготвителни и добивни изработки и размер на евентуалните разходи по поддържането им; напрегнато състояние и устойчивост на

рудния масив от съседни подетажи (камери, блокове и т.н.); напрегнато състояние и устойчивост на околорудния масив. Въз основа на така съставените бални оценки и последващия им анализ се достига до избор на обоснован оптимален вариант за водене на минно-добивните работи.

Заклучение

Получаването на надеждни решения, годни за използване по-нататък в минното планиране и проектиране, обуславя необходимостта изградените модели да отразяват в себе си в максимално възможни детайли характерните особености на реда на развитие на минните работи в даден минен участък и на прилаганата система на разработване, както преди започване на експлоатацията (т.е. след извършване на подготвително-нарезните работи), така и през отделните етапи на разработване на участъка или рудника.

Чрез прилагане методите на математическото числено моделиране, и в частност методът на крайните елементи в значителна степен се облекчава решаването и анализирането на различни минно-инженерни задачи.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Подземно разработване на полезни изкопаеми", МТФ

Моделирането предоставя възможност за оценка и анализ на многовариантни и развиващи се във времето минни задачи.

Литература

- BEAP – User Manual. CANMET, Canada. Mining Research Laboratories. 1993.
- Mine Designer Manual. CANMET, Canada. Mining Research Laboratories. 1993.
- Rock Characterization, Testing and Monitoring. ISRM Suggested Methods. Editor E.T.Brown. Pergamon Press, 1981. P.p.211.
- Стефанов, Др., Г.Михайлов, Г.Трапов. Изследване на геомеханичните условия и развитие на минните технологии в рудник „Челопеч“. Изследователски доклад. Р-21. София, 1966. 116с.
- Гърков, Ил.Б. Оценка и анализ на реда на изземване на запасите и изследване устойчивостта на масива в участък „Западен“ на рудник „Челопеч“. 9-та Национална Маркшайдерска Конференция, 2002. с.139-145.

EXPERIMENTAL RESEARCHES REGARDING THE DRILLING PROCESS OF THE MINE SHAFTS BY MEANS OF SURFACE INSTALLATIONS

Simion Parepa¹, Nicolae Iliasz²

¹*Petroleum-Gas University of Ploiești, 2000 Ploiești, Romania*

²*University of Petroșani, 332006 Petroșani, Romania*

ABSTRACT. In order to realize in economic conditions aerating and exploitation mine shafts of coal, iron ore, bituminous schist and petroleum from depleted reservoirs, were built in Romania drilling rigs for large diameters ranging between 72 inches (1.83 m) and 245 inches (6.223 m). All these are using the technology of rotary drilling with hydrostatic transmission, drill column and with reverse circulation of drilling fluid and airlift. In the paper the determinant factors of the drilling process of large diameter and the accompanying phenomena, which characterize its specific dynamics are presented. The technological and technical problems (the last ones concerning the hydrostatic driving system, durability and implicitly construction of bit and drill pipe), which appeared in practice of the exploitation of these drilling rigs, imposed an experimental approach of drilling process in field conditions. In this way, in the paper are shown the experiment conditions in case of drilling a mine shaft having a diameter of 142.5 inches (3.62 m) and the methodological aspects of experimental electrical strain-gauges investigation by using some stress captors designed with this end in view, a collector with sliding contacts having unusual sizes adjusted to type-size of the drill pipe of 10¼ inches and a recording appliance in real-time. Also, some recordings are presented and pointed out by means of some diagrams and empirical formulas, a series of dependences among the physical sizes which define the drilling process: the weight on bit, the drilling torque, the rotational speed and the power and moment of friction between the drilling column and the drilling fluid. The obtained results have been already used in the practice of big holes drilling, for improving the drill pipe construction, in design of hydrostatic driving of the rotary table and in simulation the drilling process.

ИЗСЛЕДВАНИЯ ОТНОСНО ТЕХНОЛОГИИТЕ ЗА СОНДАЖНО ПРОКАРВАНЕ НА ВЕТРИКАЛНИ ШАХТИ

Симон Парепи¹, Николае Илиас²

¹*Университет по петрол и газ, Плоест, 2000 Плоест, Румъния*

²*Петрошански университет, 332006 Петрошани, Румъния*

РЕЗЮМЕ. За да се осъществи вентилация в условия на икономичен режим и проучване на минните шахти на въглища, желязна руда, асфалтови шисти и нефт от изчерпани минни басейни в Румъния бяха изградени сондажни пръстени с голям диаметър, вариращи между 72 инчове (1.83 m) и 245 инча (6.223 m). Всички те използват технологията на ротационното пробиване с хидростатична трансмисия, колонкова пробивна машина и с обратна циркулация на сондажния разтвор и въздушен пренос. В статията са представени определящите факторите при технология на сондаж с голям диаметър и придружаващите го явления, които характеризират неговата специфична динамика. Технологичните и технически проблеми (някои от които, се отнасят до работата на хидростатичната система, стабилността на част от изградения сондаж и тръбопроводна празнина), които се появиха на практика при разработването на тези сондажни съоръжения, наложиха експериментален подход на сондажния процес в полеви условия. По този начин, в статията са описани експерименталните условия в случай на сондиране на минна шахта, имаща диаметър от 142.5 инча (3.62 m) и методологичните аспекти на експерименталното проучване на инструменти за измерване на електрическото напрежение чрез използване на някои предварително уловени стойности на напрежението, колектор с плъзгащи се връзки имащи големи размери, приспособени към размера на сондажната помпа от 10¼ инча и записващо устройство в реално време. Освен това са представени и някои от регистрираните данни, отразени на няколко диаграми и емпирични формули, серия от зависимости, които дефинират сондажния процес: теглото, сонданото усукване, скоростта на ротация и силата и триещия момент на между сондажната колона и сондажната течност. Получените резултати бяха вече използвани в практиката на пробиване на големи сондажни дупки, за подобряване конструкцията на сондажния тръбопровод, в проектирането на хидростатичното сондиране на въртящ се постамент и при имитация на пробивен процес.

Introduction

For drilling aerating and recovery mine shafts, large diameter drilling rigs (LDDR) may be used, by means of surface driving, with rotary entrainment of bit (B) by means a drilling string (DStr) and reverse circulation by airlift (A-L) of the drilling fluid (DF). The drilling process (DPr) is the result of conjugated action of rotational motion of the bit rollers (BRo) in contact with the rock and of the drilling fluid running between the bit surface and the borehole bottom (BHB) with horizontal velocity ($v_{h,DF}$), and inside the drilling string with ascension velocity (v_a), for removing the rock fragments on the surface. The two types of motion are separately produced: the rotational motion appears being transmitted in the frame of a rotary system (RS)

and the drilling fluid running is a result of some pump upsetting and lifting by compressed air produced by compressors. According to its physical properties — density (ρ_{DF}), viscosity (ν_{DF}), filtration etc. — the drilling fluid running will ensure the shaft wall stability, creates a hydrostatic pressure (p_{HS}) on the hole bottom, contributes to the kinetic energy dissipation of the drilling string, and due to its running parameters — to pressure and flow (Q_{DF}) — cleans the hole bottom of detritus. The determinant action in drilling process is represented by the differential pressure between the drilling fluid and the borehole bottom (Δp_{DF-BHB}) and the impact forces of the roller teeth (F_{RoT}) on the rock, forces of crushing and cutting, produced by bit rotational motion, subjected to pressure force (F_B) and influenced by the washing degree of the bit rollers and the

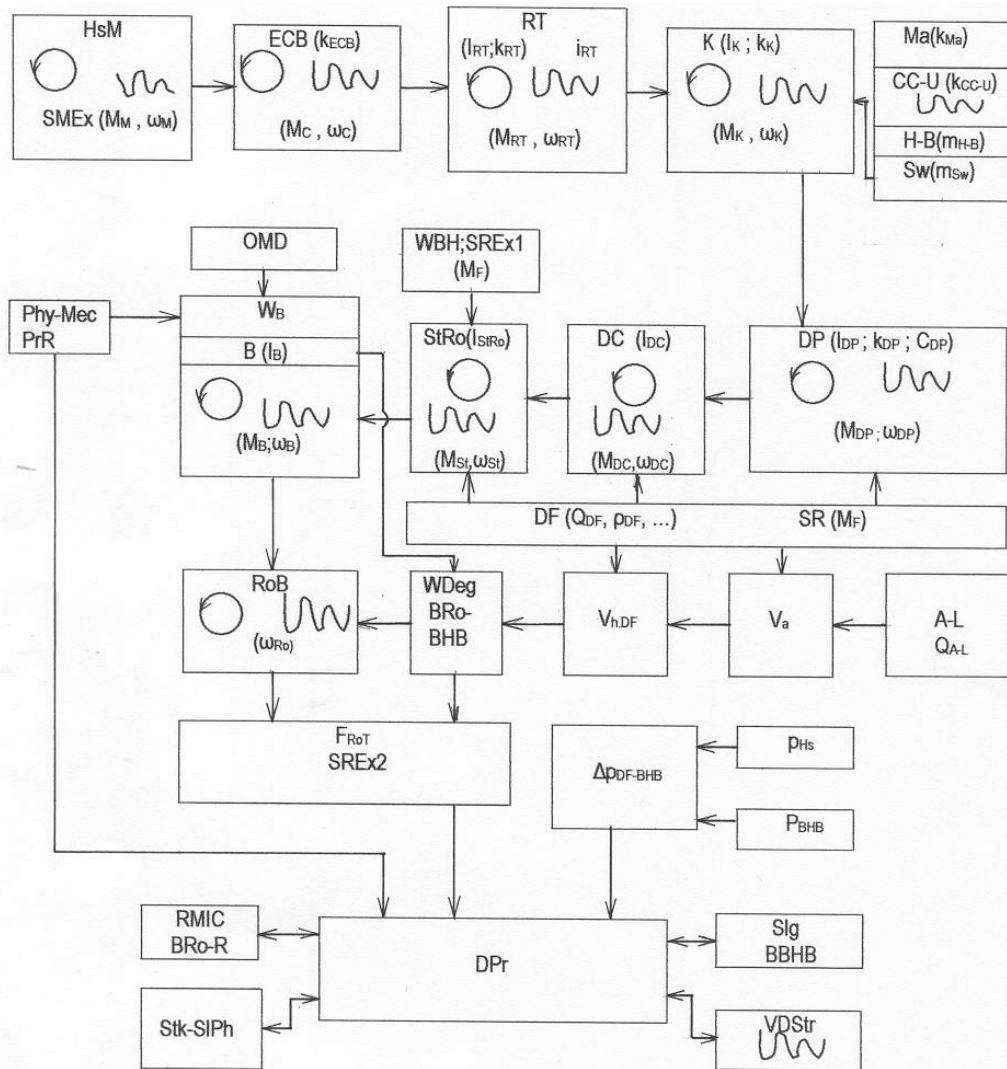


Fig. 1. The block-scheme of the determinant factors of the large- diameter drilling process and the accompanying and influencing phenomena: HsM – hydrostatic motors; SMeX – source of motive excitation; M – rotation moment; ω – angular speed; ECB – elastic coupling with bolts; k – elasticity constant; RT – rotary table; I – mass moment of inertia; i_{RT} – transmission ratio of the rotary table; K – kelly; Ma – mast; CC-U – cable coiling-up between crown-block and hook-block; H-B – hook-block; m – mass; Sw – swivel; DP – drill pipes; C – viscous damping coefficient; DC – drill collars; StRo – stabilizer with rollers; WBH – wall of the borehole; SREx – source of reaction excitation; DF – drilling fluid; SR – soft reaction; M_f – friction moment; B – bit; W_B – weight-on-bit; Phy-MecPrR – physico-mechanical properties of the rocks; OMD – operating mode of the driller; RoB – rollers of the bit; WDegRo-BHB – washing degree of the bit rollers and the borehole bottom; A-L – airlift; Q_{A-L} – flow of the airlift; v_a – ascension velocity; $v_{h,DF}$ – horizontal velocity of the drilling fluid; F_{RoT} – impact forces of the bit roller teeth on the rock; Δp_{DF-BHB} – differential pressure between the drilling fluid and the borehole bottom; DPr – drilling process; RMICBRo-R – rotary movement with intermittent contact between the bit rollers and rock; Stk-SIPh – stick-slip phenomenon; SlgBBHB – sloughing of the bit and the borehole bottom; VDStr – vibrations of the drill string.

borehole bottom (WDegBRo-BHB). In this way, the main working system in the drilling process is the rotary system of the drilling rig, which must be considered as a dynamic system, having a certain structure with fundamental properties – inertial (I), elastic (k) and dissipative properties – on which motive actions and reactions are applied, determining its non-steady-state motion, characterized by a variable angular speed (ω). In case of downward drilling rigs, of surface, the motive action is usually carried out by hydrostatic motors (HsM), the main reaction proceeds from the bottom hole rock contacting the bit, but the other reactions proceed from the wall of the borehole (WBH) which comes in contact with the stabilizer rollers and from drilling fluid running round the drill string. Therefore, three sources of dynamic excitation are noticeable producing and influencing the motion of the rotary system: the

source of motive excitation (SMeX) represented by hydrostatic motors and the two sources of reaction excitation (SREx) or „hard” reactions due to the contact between the stabilizer rollers and the shaft wall (SREx1), and between the bit rollers and the rock (SREx2). SREx2 has a random character determined by the variation of the rock physico-mechanical properties. The reaction of the drilling fluid on the drill string, which is subjected to a rotational motion, is characterized as a „soft” reaction (SR) with a dissipative effect, but not exciting one.

Being agreed with this conception of integrality „rotary system-rock-drilling fluid-wall of the borehole” („RS-R-DF-WBH”), the determinant factors of the large-diameter drilling process and the accompanying and influencing phenomena

are pointed out in Fig. 1. Due to the main dynamic properties of the whole rotary system, to the elasticity (k_{CC-U}) of the cable coiling-up (CC-U) between the crown-block and hook-block, to existence of the dynamic excitation-sources, to the technical and technological particularities of the large-diameter drilling in comparison to that of a normal diameter and to variation of the drilling mechanical parameters (W_B , M_B and ω_B), the drilling process of the mine-shafts is pre-eminently a dynamic and vibrating process. It is accompanied and its efficiency is influenced by phenomena as: sloughing of the bit and the borehole bottom (SIBBHB), torsional, axial and bending vibrations (V) (overlaid to dynamic actions of the same type) of the drill string (Vlad and Parepa, 1989), rotary movement with intermittent contact between the bit rollers and the rock (RMICBRo-R) and stick-slip phenomenon (Stk-SlPh) (Parepa, 2001). The harmful effects on the bit rollers and drill pipes and on the hydrostatic transmissions were ascertained and imposed performing some experimental studies in site conditions (see also Parepa, 2001).

Experimental conditions

The dynamic measurements were made during the drilling of a mine shaft having a diameter of 3.62 m for mining works and technological experiments within of the petroliferous structure from Buştenari, with the view of its exploitation by underground gravitational drainage from the depth of 326 m. The drilling was carried out by using a drilling rig F320-3DH-M equipped with two electro-hydrostatic driving groups and a drill sting with drill pipes of 10¾ inches, multiple-roller bit, roller-type stabilizer and a drill collar made of steel-casting annular sleeves („doughnut weights”) with a diameter of 1.4 meters. During the measurements, a structure belonging to Oligocene medium was passed through, made from clay and gray marl, sometimes being schistose, sandy marl containing centimeter interpolations of pozzolana and decimeter interpolations from sands and sandstones with collecting properties, and having a hardness of ST4. A drilling method was applied, characterized by a weight-on-bit (W_B) with measures in the range [15; 210] kN, rotary speed of the kelly (n_K) with mean measures in the range of [5; 12] rot/min, density of the drilling fluid (ρ_{DF}) of 1.19 t/m³, flow of the drilling fluid (Q_{DF}) between 90 and 100 l/s, airlift flow (Q_{A-L}) of 60 m³N/min and a pressure (p_{A-L}) of 0.6 MPa.

The strain-measuring chain is made from stress captors (SC), placed in the drill string, a collector with sliding contacts (CSG), placed on the upper part of the drill string, and a dynamic recording electronic system. The stress captors were built of drill pipes having zones where strain gauges were applied, protected by special coatings (Fig. 2). The collector with sliding contacts (Fig. 3), with an outside diameter of the rings of 537 mm, was designed for its assembling on the upper drill pipe of 10¾ inches in order to transmit the electrical signals from strain-gauge bridges of measuring of the torsion and axial strain (of the force and bending moment), of the whole strain and strains from zones with stress concentrators of the drill pipes. The technology of its carrying out represents the solving of a singular and, at the same time, a difficult problem.

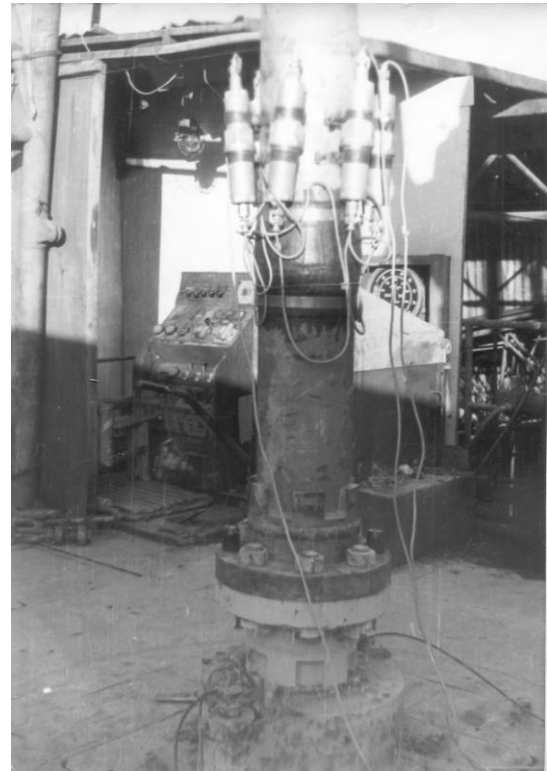


Fig. 2. Stress captor assembled in the drill string, before lowering in the shaft.



Fig. 3. Collector of sliding contacts (CSC), placed on the upper drill pipe of 10¾ inches with airlift pipes.

Experimental results

The drilling process, as a dynamic and vibrating process, may be characterized by the dynamic responses (DR) of the stress captors. Recordings were carried out during the free rotation of the drill string and during the drilling in two cases of

the rotary table working: with a hydrostatic generator (HdG) and two generators.

During the free rotation, the dissipative action of the drill string rotation energy takes place, produced by the drilling fluid, which is presented in Figs. 4 and 5, separately on the component elements (DP, DC, B+St) and for the whole drill string, and also the exciting reaction of the shaft wall in contact with the stabilizer, by oscillation amplitude spectrum of the friction moment (M_F), according to Fig. 6

The diagrams in Figs. 4 and 5 show a greater influence of the bit diameter and stabilizer as against that of length of drill pipe assembly on the friction moment (M_F) and power (P_F). The friction power may be expressed by the empirical relationship:

$$P_F = 58,243 \cdot 10^{-3} \cdot \rho_{DF} \cdot \omega_K^{1.85} \cdot \sum_{i=1}^3 L_i \cdot D_i^2, \quad (1)$$

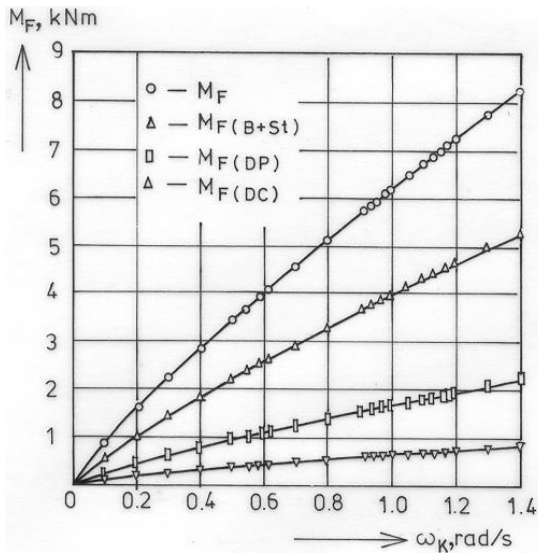


Fig. 4. The diagram of variation of the total friction moment (M_F) and among the drill string elements and the drilling fluid and the shaft wall ($M_{F(B+St)}$, $M_{F(DP)}$, $M_{F(DC)}$) dependent on the angular speed of the kelly (ω_K).

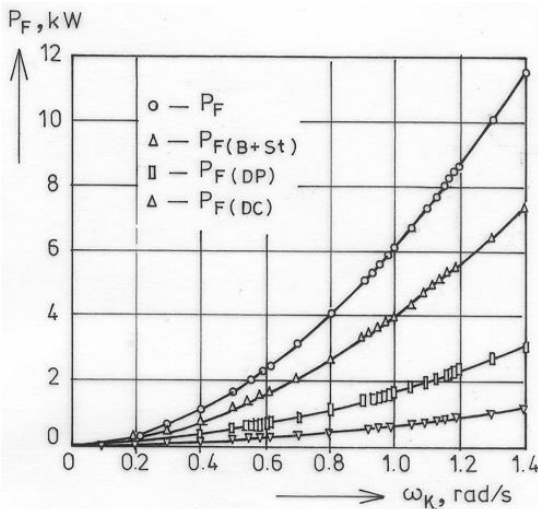


Fig. 5. The diagram of variation of the total friction power (P_F) and among the drill string elements and the drilling fluid and the shaft wall ($P_{F(B+St)}$, $P_{F(DP)}$, $P_{F(DC)}$) dependent on the angular speed of the kelly (ω_K).

where L_i and D_i , $i=1,3$, represent the length and diameter, respectively of the drill pipes (DP), drill collar (DC) and the bit-stabilizer assembly (B+St); ρ_{DF} — density of the drilling fluid; ω_K — angular speed of the kelly (K), these size having the following measure units: $[L_i]=[D_i]=m$, $[\rho_{DF}]=t/m^3$, $[\omega_K]=rad/s$, $[P_F]=kW$.

In the case of low rotational speeds, when a single hydrostatic generator works, may be found that oscillations with higher amplitudes are produced than in case of high rotational speeds, when two hydrostatic generators work. In this way, in the first case the maximal and minimal deviations are 26.9%, -26.2% respectively from the average value ($M_{F,0}$) of 3.99 kNm, and the most important energetic contributions in the oscillation process has the main harmonic followed by a harmonic of second order, with a share of 12.8% from the contribution of the main harmonic (Fig. 6). In this way may be written:

$$M_F \cong M_{F,0} + \sum_{j=1}^2 M_{F,j} \cdot \sin(j \cdot \omega_0 - \varphi_j), \quad (2)$$

where $M_{F,1}=0.614$ kNm; $M_{F,2}=0.217$ kNm; $\omega_0=0.597$ rad/s; $\varphi_1=0.024$ rad; $\varphi_2=0.015$ rad. In case of two times increase of the drill string driving rotational speed, an increase of 1.8 times of $M_{F,0}$ is noticed (Fig. 6).

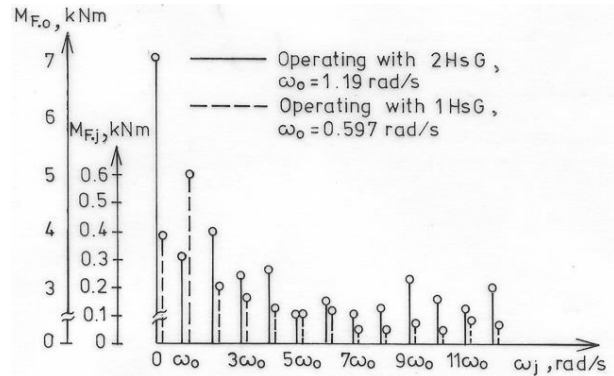


Fig. 6. Spectrum of oscillation amplitudes of the friction moment between the stabilizer rollers and the shaft wall.

During the drilling with different values of the weight-on-bit (W_B), dynamic responses having the shape of those presented in Figs. 7 and 8, were obtained. These figures show the character of the kelly rotation moment (M_K) and angular speed (ω_K) variation, of the weight-on-bit (W_B) variation, and of the axial force (F), torsion moment (M_T) and bending moment (M_{Bend}) variation which act on the drilling pipes in different their sections. In this way, M_K and M_T have an oscillating character whit an equal period to that of a complete rotation, ω_K has a variation of the same type, but in inverse sense that those of M_K . W_B and F present a random character, having higher frequencies than M_K and M_T . For example, for $W_B=27$ kNm and $n_K=7$ rot/min, M_K is described by a variation of shape (2) where $M_{K,0}=14$ kNm, on which the main harmonic (with $M_{K,1}=-1.73$ kNm, $\omega_0=0.743$ rad/s and $\varphi_1=-0.022$ rad) and harmonic of order 23 (with $M_{K,23}=-0.304$ kNm and $\varphi_{23}=0.024$ rad) are superposed, variation of these oscillations being of about 29% from the mean value, showing the existence of a stick-slip

motion of the bit (in accordance to Rappold, 1993). This phenomenon appears in case of working with a single hydrostatic generator, when the rotational speed is of 5÷7 rot/min and when W_B has higher values. In case of drilling with two hydrostatic generators, the oscillating process of the drill string is intensified. The same, in case of W_B values exceeding 130 kN in soft rocks, the sloughing of the bit and its irregular pronounced motion, with momentary or some seconds blockings are ascertained, which are specific to stick-slip

phenomenon, requiring a W_B reduction and even the raising of the bit from the borehole bottom. In formations with sandstone and pozzolana content, which impose greater values of W_B , dislocations of big fragments of rock are produced, which are difficult to be brought to the surface, and are accompanied by great vibrations and noises (also due to the rock hitting at the inside wall of the drill pipes) and by increase of oscillation amplitudes of the bending moment, acting on the drill pipes, and by its tendency to become alternating-symmetrical.

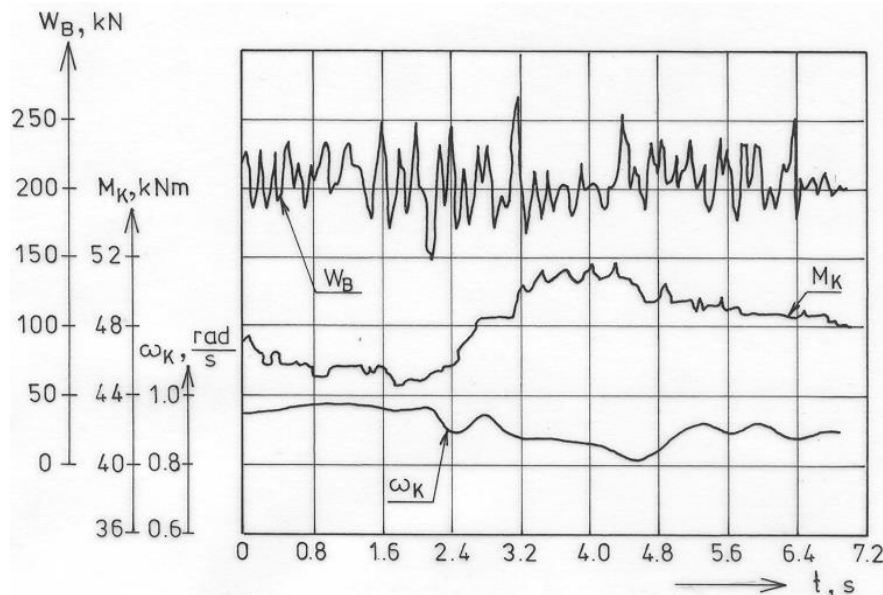


Fig. 7. Variation of the weight-on-bit (W_B), of the kelly rotation moment (M_K) and of its angular speed (ω_K) during a complete rotation, according to recording no. 22.2.

It is interesting to be pointed out the fact that the bending stress variability gives the equivalent stress (σ_{Eqv}) variation character in the cross-section of the drill pipes (Fig. 8).

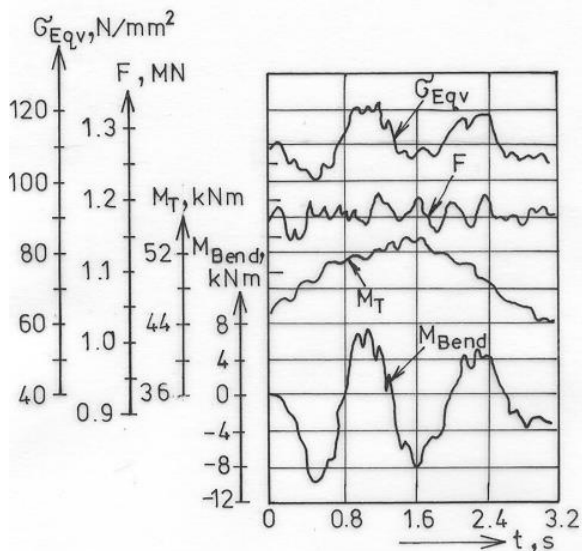


Fig. 8. Variation of the tensile force (F), of the torsion moment (M_T), of the bending moment (M_{Bend}) and of the equivalent stress (σ_{Eqv}) in a cross-section of the drill string during a half rotation, in the case: $W_B=130$ kN; $\omega_K=1.007$ rad/s.

The recording processing like that in Fig. 7 led to the diagrams $M_B=f(W_B)$, $\omega_B=f(W_B)$ and $\omega_K=f(M_K)$ presented in Figs. 9, 10 and 11 which are basic to stipulate the following empirical formulas:

$$M_B = 4,831 \cdot 10^3 \cdot c_D \cdot D_B \cdot W_B^{0,547}, \quad (3)$$

where D_B is the bit diameter and c_D — the drillability coefficient, according to E. A. Morlan;

$$\omega_B = 0,842 + \frac{0,346}{1 + (W_B / 132,8)^{3,437}}; \quad (4)$$

$$\omega_K = 0,897 + \frac{0,296}{1 + (M_K / 37,105)^{11,944}}. \quad (5)$$

In this relationships, which are valuable for working by means of two hydrostatic generators, the measuring units are: $[D_B]=m$; $[W_B]=kN$; $[\omega_B]=[\omega_K]=rad/s$; $[M_B]=[M_K]=kNm$.

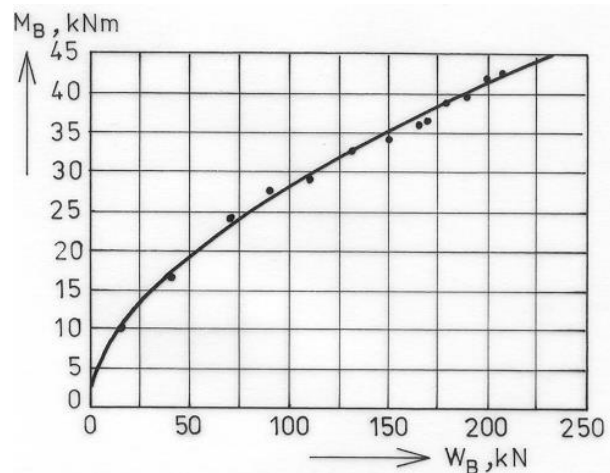


Fig. 9. The rotation moment of the bit (M_B) dependent on weight-on-bit (W_B).

Conclusions

The experimental research results carried out in the field and analysis presented in Introduction demonstrate the importance of the weight-on-bit (W_B), of the Kelly rotary speed (n_K), of the bottom hole washing conditions (determined by Q_{DF} , Q_{A-L} , by the bit construction and of its rollers, and of their position on the bit face) on the drilling process, all of them must be according to the physico-mechanical properties of the rocks. These factors and excitation sources, especially which are of „strong” reactions, and with the main dynamic properties of the drilling equipment elements characterize the drilling process of the mine shafts as a dynamic and vibrating process, accompanied by phenomena influencing its efficiency and durability of the bit rollers, drill pipes and even driving groups.

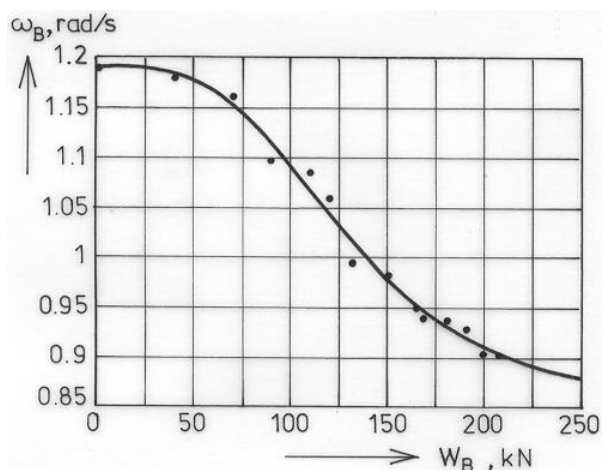


Fig. 10. The angular speed of the bit (ω_B) dependent on weight-on-bit (W_B).

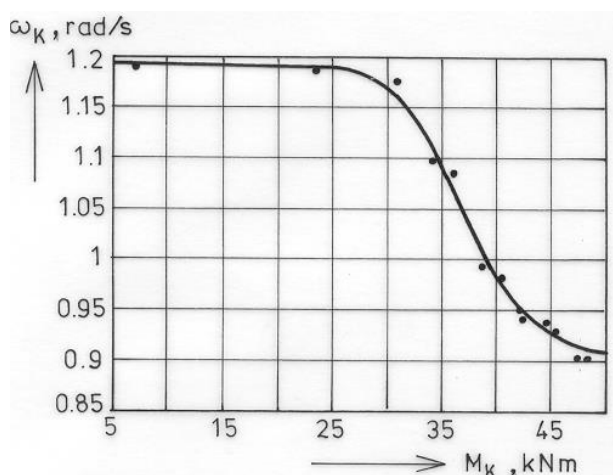


Fig. 11. The angular speed of the kelly (ω_K) dependent on its rotation moment (M_K).

The dynamic responses of the stress captors placed in the drill string of 10¾ inches, point out the variable character of the weight-on-bit, of the rotation moment, of the friction moment between the drill string and drilling fluid, and between the stabilizer rollers and the shaft wall, and also the variation of the dynamic action on the drill pipes (of the tensile force, torsion moment and bending moment). At the same time, these recordings catch phenomena which accompany the drilling process: sloughing of the bit and the borehole bottom, the motion of intermittent contact of the bit rollers with the shaft bottom, the stick-slip bit phenomenon and drill string vibrations. The variation law of the equivalent stress in the drill pipe's cross-section, in a complete rotation, shows the main influence of the flexural oscillations on it.

Establishment in this work of dependences among different specific physical sizes of the drilling process by using empirical formulas points out the followings: the real appreciation of friction between the drill string components and drilling fluid and its contribution at total resistance moment that must be overcome during the drilling; specification of the bit diameter and the drill string length influence on the friction moment and power; a more correct estimation of W_B influence on M_B , in stated drilling conditions, with $W_B \in [15; 210]$ kN, by means of the relationship (3) compared to E. A. Morlan's formula; estimation of the bit rotary speed dependence on W_B and on M_K , determined by the functional characteristic of the electro-hydrostatic driving group and on the interaction rotary system-rock.

The obtained results have been already used for improving the bit construction, the drill pipes and the hydrostatic transmission construction, and for efficiency rising of the big-diameter drilling process.

References

- Parepa, S. 2001. *Experimental researches regarding the dynamics of the mine shafts drilling process*. „Universitaria ROPET 2001” International Symposium. Vol. 1. Mining engineering. University of Petroșani, 105-108. (In Romanian)
- Rappold, K. 1993. *Drill string vibration measurements detect bit stick-slip*. Oil and Gas Journal, Mar.1, 66-70.
- Vlad, I., Parepa, S. 1989. *Vibrating processes generated in Drill string from the drilling rigs for mine shafts*. „VIBROTEHNICA” Symposium, Polytechnic Institute of Cluj-Napoca, 336-343. (In Romanian)

ОПТИМАЛНО РАЗПОЛАГАНЕ НА АНКЕРНАТА МРЕЖА ПРИ УКРЕПВАНЕ НА ЦЕЛИЦИ

Юлиян Димитров

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, България, juldin@abv.bg

РЕЗЮМЕ. Оразмеряването на целици и камери е съпроводено с решаването на комплекс от геомеханични задачи. Теоретичните средства за оразмеряването са изведените зависимости между геомеханични параметри, получени по някой от методите на граничното състояние. Същевременно, поради начина на получаване на данните и използваната технология за разработване, параметрите имат установена точност на емпирично представяне. Обсъжда се въпросът за укрепване с анкери на скален масив, изчислено по метода на граничното равновесие. Систематизират се основните параметри на анкерния крепеж. Определя се локална плътност на анкерния крепеж. Предлага се метод за оптимизиране на анкерната мрежа при системно прилагане на минните работи.

OPTIMAL DISPOSITION OF ANCHORS GRID ON BOLTING OF PILLARS

Yulian Dimitrov

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, juldin@abv.bg

ABSTRACT. The dimensioning of pillars and rooms is connected with decision of complex of geomechanical tasks. The deduced dependencies between geomechanical parameters are theoretical means for dimensioning, which are received from some methods of a boundary state. But, because of the way of data's obtaining and used technology of mining, the parameters have an established precision of empirical presenting. In this material is discussed a problem for reinforcement with anchor bolts of rock mass, calculated with the method of boundary equilibrium. There is determined local density of the anchor support. There is offered a method for optimization the anchors grid in systematic applying of mining works.

Увод

При оразмеряване на целиците, независимо от предназначението им се използват средни стойности на определящите параметри. Същевременно, в реални условия, често свойствата в конкретната част от скалното тяло рядко се различават от средните значения. Някои от тези свойства са свързани и с бърза промяна на квазиеластичния характер на скалата.

Разрушенията в един от целиците и променените му възможности да поеме натиска могат да доведат до неблагоприятно преразпределение на напреженията. Същевременно, укрепването с анкери на целиците е икономически изгодно и повишава степента на сигурност на цялата крепежна система.

Основна характеристика на квазиеластичния масив е, че свойствата му като еластична среда се проявяват при определени характерни размери (моделни елементи) – т.е. скалният масив се моделира като дискретна среда съставена от тези елементи. Анкерният крепеж променя еластичните свойства на скалата, но се прилага чрез въздействие в отделни точки или отсечки от скалното тяло. Така при анкерирание, от една страна се повишават стойностите на якостните параметри, а от друга – се променя неравномерно полето на напреженията в скалата. Това от своя страна поставя въпроса за определяне на гъстотата на

анкерната мрежа по начин, който да съответства на технологичните ограничения.

Цел

Да се представят основните параметри на анкерния крепеж и разискват възможностите за оптимизиране.

Да се въведе параметър локална плътност на анкерната мрежа и предложи критерий за оценка на равномерното разпределение на анкерите.

Основни параметри на анкерната мрежа

Следвайки Николаев (1989) можем да формулираме следните основни функции на анкера:

- 1• **Осъществява връзка** между точки с различни деформационни потенциали;
- 2• **Възпрепятства и забавя механичните премествания** в направление на анкера;
- 3• **Преразпределя напреженията в масива;**

4♦ Увеличава съпротивителните сили между елементите на механични системи, формиращи се около минната изработка;

5♦ Технологични функции – осъществява окачване при свързване на тавана и свързване при предотвратяване на подуване на пода. По този начин анкерът оказва съпротивление, при което се възпрепятстват механични движения.

Основните параметри на анкерния крепеж при използване на анкери от един и същи вид и с едни и същи размери са:

1♦ Дължина l_a на анкера

Определя се от разстоянието между точка от стената и вътрешна точка, до която достига анкера.

2♦ Коефициента E на еластичност на анкера

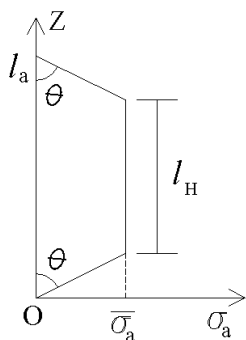
За ефективна продължителна работа на анкера е важна неговата податливост. Повечето видове анкери използват за свързване метален прът или метална тръба. Този вид анкери имат коефициент на еластичност близък до коефициента на еластичност на стоманата. Железобетонните анкери и други видове също имат еластични свойства.

3♦ Носимоспособност на анкера

Това е гранично анкерно усилие, което може да се реализира при един анкер. Зависи от вида на анкера и неговите технически характеристики.

4♦ Анкерна сила P_a

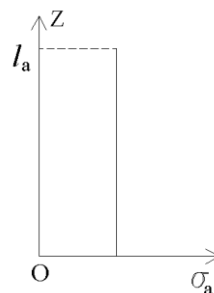
Силата действаща между анкерната плоча и главата на анкера при експанзивни анкери. При ТФА (тръбен фрикционен анкер), при равномерно разпределение на усилията по тръбата, този параметър се заменя с анкеризираща способност $\sigma_a = \frac{\Delta P_a}{\Delta l_a}$ в точка от тялото на анкера (Димитров и Никколаев, 2005) (фиг.1).



Фиг. 1. Параметъра σ_a за ТФА в пределно състояние без монтиране на планка

Величината σ_a при експанзивните анкери е $\sigma_a = \frac{P_a}{l_a} = \text{const}$ (фиг.2);

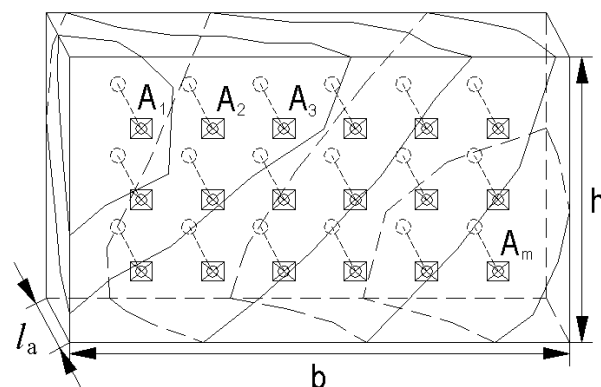
Лицето на правоъгълника на фиг.2 представлява анкерната сила $P_a = l_a \sigma_a$. По аналогия при ТФА анкерната сила се представя с лицето на трапеца заграден от графиката на σ_a от фиг.1: $P_a = \frac{l_a + l_H}{2} \overline{\sigma_a}$, където $\overline{\sigma_a}$ е означена стойността на анкеризиращата способност σ_a на по-голямата част от анкера (без точки близо до двата края на анкера).



Фиг. 2. Параметъра σ_a за експанзивен анкер

5♦ Дължина, височина, дълбочина, лицева повърхнина и вътрешна повърхност на крепежа

Анкерният крепеж при системно анкеризиране се състои от равномерно разположени анкери, монтирани в скално тяло (фиг.3).



Фиг. 3. Анкерен крепеж с равномерно разпределени анкери и слоеве на скалното тяло

Параметрите на крепежа са дължината b , височина h , дълбочина равна на дължината на анкера l_a . Анкерният крепеж има *лицева повърхнина* от която са монтирани анкерите и *вътрешна повърхност* – до където достигат анкерите. Между двете повърхнини на анкерния крепеж действа анкерно усилие T ;

6♦ Анкерно усилие T в точка от анкерната мрежа

Нека P_a^i е анкерната сила в i – тия анкер и n е броят на анкерите в мрежата.

σ_a^i е анкерирателната способност в i – тия анкер.

$P = \frac{\sum l_a \sigma_a^i}{n}$ е средната анкерирателна сила за анкерната

мрежа при експанзивни анкери. $T = \frac{nP}{bh} = \frac{l_a \sum \sigma_a^i}{bh}$,

наричаме *анкерно усилие в точка на анкерния крепеж*.

За ТФА от Димитров и Никколаев (2005) за фиг.3 $tg \theta = 4\alpha \tau_a \mu_\theta \sigma_\tau$, където:

τ_a – радиус на тръбата;

α – ъгъл ограничаващ площта на контакт на тръбата;

μ_θ – коефициент на триене;

σ_τ – нормално напрежение на еластичните сили на тръбата;

За анкерното усилие в точка от анкерния крепеж се

получава $T = \frac{\sum (l_a tg \theta - \sigma_a^i) \sigma_a^i}{bhtg \theta}$.

7♦ Направление на анкера спрямо стената на изработката

Анкера се монтира перпендикулярно или под определен ъгъл спрямо стената. Направлението на анкера се определя от мястото му спрямо геометрията на анкерния крепеж.

8♦ Гъстота на анкерите

Изчислява се като брой анкери на квадратен метър при системно анкерирание на определена площ – стена или таван в изработката.

Избор на модел за оразмеряване на анкерния крепеж

Оразмеряването на анкерния крепеж започва с определянето на някое от следните условия:

- Анкерните усилия, които трябва да се приложат на стената;
- Големината на преместванията на стената в перпендикулярно направление, които трябва да се ограничат;
- Определяне на анкерните усилия, необходими за ограничаване на преместванията между елементите на механична система.

Основните методи за оразмеряване на анкерния крепеж на таван са развити в Николаев (1989):

- Анкерование при средно блоков скален строеж с рационална форма на тавана – свод.

На ширината на тавана са разположени от три до шест броя скални блокове (моделни елементи);

- Анкерование при плочеста структура.

Тавана се състои от оформени от пукнатини плочи (моделни елементи), които са свързани със сили на

триене. Формата на тавана е свод или правоъгълник. Схематично се приема, че моделните елементи образуват съставна греда от три части.

- Анкерование при средно мощни и тънки слоеве. Таванът се състои от отделни слоеве. Моделните елементи са скални тела, които се оразмеряват като запънати или свободни греди.

При всички тези модели се изчисляват параметрите на анкерите, така че да предотвратят опасни динамични прояви. В настоящия материал спираме вниманието си върху определяне на плътността на анкерната мрежа при анкерирание на целици.. Съгласно Ержанов, Серегин и Смирнов (1983) необходимото анкерирателно усилие T е резултат на решаването на задача за еластичен скален масив. От друга страна T е сума на еластичните усилия в анкера и усилията на сцепление (или триене) между анкура и скалата.

Определяне на плътността на анкерната мрежа

Анкерите най-често се разполагат по начин определен от опита на изпълнителя и има и някои правила утвърдени в практиката. В някои случаи, обаче, е необходимо при вече монтирана анкерна мрежа да бъде допълнително съгледана. От друга страна, така като се описва локално полето на напреженията на анкерирания скала е необходимо да може да се представи и локален параметър за плътност на анкерите. На фиг.3 е илюстриран анкерен крепеж, в случаите на системно анкерирание.

Поради почти успоредното направление на анкерите в крепежа, можем да сведем въпроса до определяне на плътността на местата на планките на анкерите по лицевата повърхнина на крепежа – точки $A_1, A_2, \dots, A_n$ на фиг.3. Понятието плътност на анкерите ще въведем аналогично на Димитров (1988). С използването на това понятие могат да се получат числени решения на задачи за равномерно разпределяне на анкерната мрежа, избор на местата за монтиране на допълнителни анкери и получаване на графично изображение на плътността на анкерите, взета по графиката на основен параметър на полето на напреженията (или деформациите).

За численото решаване се използва равномерна мрежа W от точки (възли) със стъпка d , разположена в лицевата повърхнина. Ще смятаме, че всички точки от лицевата повърхнина, с които работим са от мрежата W . Приемаме, че точките $A_1, A_2, \dots, A_n$ са поасоново разпределени – в сила са свойствата:

1. За всеки кръг или кръгов пръстен с лице S вероятността P_m да попаднат m на брой от точките $A_1, A_2, \dots, A_n$ в него зависи само от лицето $P_m = P_m(S)$;

2. Ако е взет кръг или кръгов пръстен с достатъчно малко лице ΔS , то вероятността P_1 да попадне една точка в него е приблизително пропорционална на ΔS , като $P_1(\Delta S) = \Delta S + O(\Delta S)$. Вероятността да попаднат две или повече точки е пренебрежимо малка.

Приемаме, че постулатите на поасоновото разпределение отговарят с достатъчна точност и на случая на подредени в правоъгълна мрежа анкери. По този начин се създава възможност със средствата на геометричната вероятност да се изведат удобни правила, свързани с гъстотата на точките.

Нека T_0 е произволен възел от W . Тогава локалната плътност на точките $A_1, A_2, \dots, A_n$ около точка T_0 , наричаме числото

$$l = \frac{\left(\sum_{i=1}^n \frac{1}{D_i} \right)^2}{\left(\sum_{i=1}^n q_i \right)^2}, \quad (1)$$

където $D_i = |T_0 A_i|$ е разстоянието между точката T_0 и A_i и

$$q_i = 2 \frac{2}{3} \cdot \frac{4}{5} \cdot \dots \cdot \frac{2i-2}{2i-1}. \quad (2)$$

В Димитров (1988) са изследвани свойствата на локалната плътност. В общия случай на прилагане на горната формула броя n може да бъде заменен с $m < n$, където $m = 6 \div 8$.

В резултат от действието на анкерите се поражда допълнително поле на напреженията, което се сумира с полето на напреженията на скалата. Достатъчно представителен параметър за това поле е интензивността на напреженията σ изразена с известната зависимост

$$(6\sigma)^2 = (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2 + (\sigma_x - \sigma_y)^2 + 6(\tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2 + \tau_{xy}^2) \quad (3)$$

Нека $S_0 = bh$ е лицето на лицевата повърхнина на крепежа. Използваме координатна система $Ox\sigma$ с равнина Oxy по лицевата повърхнина и по $\vec{OS}$ се отчита интензивността на напреженията в масива по избрана повърхнина, успоредна на лицевата. При стандартизиране чрез трансформацията $Ox\sigma \rightarrow Ouvw$

$$\begin{aligned} u &= \frac{x}{\sqrt{S_0}}, \\ v &= \frac{y}{\sqrt{S_0}}, \\ w &= \frac{\sigma}{\sigma_{cp}}. \end{aligned} \quad (4)$$

И нека $p = \frac{L}{\sqrt{1 + w_u'^2 + w_v'^2}}$ е плътността на точките

$A_1, A_2, \dots, A_n$ отчетена по графиката на σ .

След връщане на трансформацията за плътността на анкерите по графиката на интензивността на напреженията се получава:

$$p = \frac{\sigma_{cp} \cdot S_0 \left(\frac{\sum_{i=1}^m \frac{1}{D_i}}{\sum_{i=1}^m q_i} \right)^2}{\sqrt{\sigma_{cp}^2 + S_0 \sigma_x'^2 + S_0 \sigma_y'^2}} \quad (5)$$

Реализация и изводи

Частните производни σ'_x и σ'_y в (5) се определят числено чрез стойностите на σ в точки близки до T_0 от възлите на мрежата W . T_0 е точка в която се определя p по метода, приложен в Димитров (1988). В тази публикация е представена и изчерпателно илюстрирана реализацията на метода за дискретно числено моделиране на плътността на "замерни станции", които могат да бъдат и анкерите.

Формулираните основни параметри и понятия за анкерния крепеж създават възможност за числено моделиране и усъвършенстване на методите за оразмеряване, както за експанзивни анкери, така и за анкери от тип ТФА. Дискретното представяне на параметрите на анкерната мрежа, дава възможност за числено решаване на задачи по разполагане на анкерите.

Предлагания метод за числено оценяване на плътността на анкерната мрежа отчетена по интензивността на напреженията е оптимален метод за решаване на задачите на граничното напрегнато (равновесно) състояние. Той дава възможност:

- да се изобрази карта на σ и да се получат областите, където е достигнато гранично състояние $\sigma \geq K$ (K е коефициента на сцепление);
- да се получат площни карти на параметъра плътност на анкерите p и
- да се изобразят областите, където е необходимо да се монтират допълнителни анкери.

Литература

- Димитров Ю., 1988. Определяне на нови замерни станции при прогнозиране на геомеханичните показатели на базата на геометрична достоверност, Год. ВМГИ.
- Димитров Ю., Н.Николаев, 2005. Моделиране на полето на напреженията около тръбен фрикционен анкер, SGMM 2005, стр. 61-69.
- Ержанов Ж.С., Ю.Н. Серегин, В.Ф. Смирнов, 1983. Расчет нагруженности опорных и поддерживающих целиков, Алма-Ата, Наука.
- Николаев Н., 1989. Развитие на теорията и практиката на анкерния крепеж за подземни съоръжения, Дисертация за д.т.н. – Архив ВМГИ.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Математика", МТФ

MATHEMATICAL MODELING OF THE POWERED ROOF SUPPORT SURROUNDING ROCK INTERACTION

I. Andras, S. Radu, A. Andras, M. Melczer, A. Simota

University of Petrosani, Romania

ABSTRACT. The behavior of powered roof support in different geological conditions is simulated using a dynamic model taking into account the roof convergence, the support-surrounding rock contact and the shield's stiffness. In such a way, the selection of the appropriate support according to the mining-geological is easier to be performed.

Key words: roof support, mathematical modeling, coal mining

МАТЕМАТИЧЕСКО МОДЕЛИРАНЕ НА МЕХАНИЗИРАН ГОРНИЩЕТО КРЕПЕЖ В СРЕДА НА СКАЛНО ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ

И. Андрас, С. Раду, А. Андрас, М. Мелцер, А. Симога

Петрошански университет, Румъния

РЕЗЮМЕ. Имитирано е поведение на механизирани горнището крепежи при различни геоложки условия, използвайки динамичен модел като се има предвид подобно горнище (таван), контактът на крепеж заобиколен от скали и стабилен щит (екран). По този начин, изборът на подходящия крепеж според минно-геоложките условия е по лесен да бъде извършен.

Ключови думи: крепеж на горнището, математическо моделиране, добив на въглища

Introduction

The powered roof support represent the key equipment because of its high price and its importance in increasing safety and output level of the face. On the other hand, the powered roof support is the strongest influenced equipment by the geo-mechanical features of the surrounding rocks, the coal seam and the technological factors.

Because the methods used before in this field were focused on the one of the components of this system only, respectively on the aspects related to shield mechanics, taking into account the influence of the rock-mass against the shield structure considered as a rigid body by a presumed load distribution on the canopy, and the problem of the geo-mechanics of strata, ignoring the influence of the structure and stiffness of the shield, in this paper, the authors are trying to connect both components of the problem into the frame of an unique theory.

Computer modelling in shield kinematics and kineto-statics

A computer program of four-bar mechanism and shield structure kinematics was developed, which can be used to the analysis of a new designed shield or an existent shield; output data are available as structural diagrams and representative points loci, as shown in fig.1.

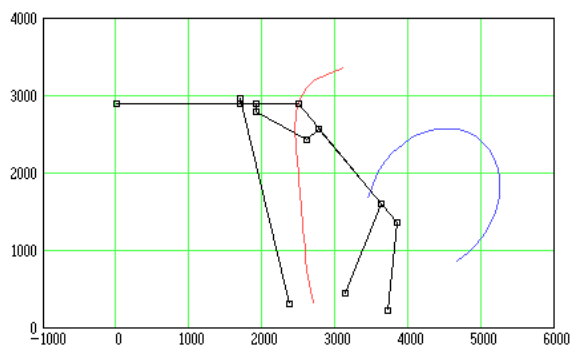


Fig. 1. Computer output of shield structure under analysis

The classical approach of shield mechanics, based on the rigid body theory was modified by the authors in the following manner:

- the loading scheme was modified by taking into account the horizontal force acting between the roof and the canopy which was presumed to be a frictional force, its magnitude being proportional with the magnitude of the vertical force, and its direction determined by the direction of the real horizontal displacement of the canopy produced by the kinematic of the four - bar linkage. It is also possible to consider normal and frictional forces acting on the caving shield.

- two different loading scenarios are considered, according to two main operating situations of a shield: setting of the shield, when the leg force is considered to be an active force and the capsule force, the normal and frictional force between canopy and roof are determined and yielding of the shield, when

the maximal magnitude of the normal and frictional force and the capsule force according to maximal yield force of the legs are determined for different values of the location of normal force on the canopy, varying along the canopy with a certain increment.

In both situations the capsule force is considered as an unknown reaction except if its value is greater than the critical value for each direction when the protection valves of the two sides of the cylinder are opening, when this critical value is considered as an external load.

As output of the appropriate computer program we obtain the load-height curves (fig.2) for setting and yield load of the shield, and numeric values of forces acting in main ones of the shield.

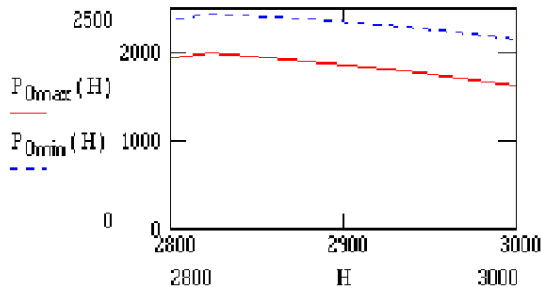


Fig. 2. Computer output load-height diagram of the kinetostatic program

Computer modelling of time-dependent behaviour of shield-rock interaction

The authors are trying to offer a model of time-dependent behaviour of the shield, as a relation with the main technical features of the support and the intrinsic geo-mechanical parameters of the mining environment in which the support will operate.

The mathematical model developed by the authors can describe the evolution of the system, with parameters which are independent from the type or nature of the support and can be determined by regression from the data acquired by appropriate in-situ measurements.

The main parameters with regard to the strata-shield system are the convergence rate as a function of the support resistance (1):

$$v_k(c, p, n, v_{k0}, P_{max}) = v_{k0} \cdot e^{\frac{c \cdot p \cdot n}{P_{max} \cdot n \cdot p}} \quad (1)$$

in which, c - is a constant;

P - is the support load;

p - is the hydraulic pressure in the shield's leg;

n - is the efficiency of the shield, the ratio P/p ;

v_{k0} - is the convergence rate of unsupported roof;

P_{max} - is the value of P for not converging roof.

The stiffness characteristic of the shield and of the floor and the roof areas being in contact with the canopy and the base of the shield, are correlated into a geometric compatibility equation.

The influence of the increase of the unsupported area after the cut of a slice by the shearer and the function of safety valve are also simulated with the model which is a differential equation (2) which can be solved by an iterative method using an adequate software with mathematic facilities.

$$\frac{dp}{dt} = \frac{v_{k0} \cdot e^{\frac{c \cdot p \cdot n}{P_{max} \cdot n \cdot p}} - \frac{p}{K_{er}}}{\frac{1}{K_e} + \frac{1 - \frac{n \cdot p}{P_l}}{K_{r'}}} \quad (2)$$

As results we obtain diagrams (fig.3) representing the pressure, convergence, closure variation over time.

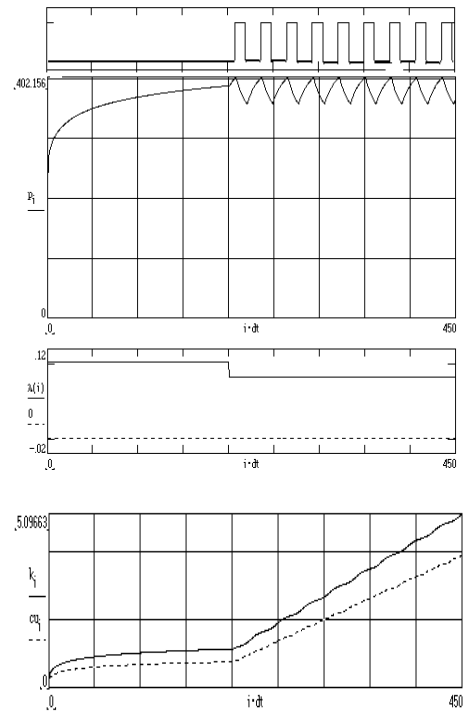


Fig. 3. Typical graphic output of the simulation program

Conclusion

The results obtained by the authors are encouraging to advance in this opened ways to realise a strong tool for the use of the shield designers and mining equipment users to increase their capability to develop and select the most appropriate equipment for the various mining conditions.

References

Ilias, N., s.a. *Noutăți în susținerea abatajelor*, Ed, Universitas, Petroșani, 2002.

Recommended for publication by the Editorial board of Section "Mining and Mineral Processing"

ОРАЗМЕРЯВАНЕ УКРЕПВАНЕТО НА ЦЕЛИЦИ КАТО ТРИМЕРНИ ТЕЛА

Юлиян Димитров

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, България, juldin@abv.bg

РЕЗЮМЕ. Геомеханичните модели се характеризират с големи относителни грешки на основни определящи параметри на процесите, като компоненти на напрежението, деформационни показатели и други. Методите за извеждане на зависимости между параметрите на скалния масив често водят до неточни и противоречиви резултати. Необходимо е създаването на числени модели на геомеханиката, които да представят достатъчно точно процесите в скалния масив. В настоящия материал е приложено усъвършенстване на числения модел на укрепен скален масив. Оразмеряват се целици като тримерни тела при различни основни форми на обрушаване и различни условия на контакт. Предложеният подход е приложим при численото моделиране в геомеханиката.

COMPUTE OF PILLARS BOLTING AS THREE DIMENSIONAL OPTIMAL BODIES

Yulian Dimitrov

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, juldin@abv.bg

ABSTRACT. The geomechanical models are characterizing with the large relative errors of basic decisive parameters of the processes as components of the stress, deformation parameters and etc. The methods for receiving of dependence between parameters of rock mass often follow to inexact and contradictory results. It is necessary to create numerical models of geomechanics that will present with sufficient precision the processes in rock mass. In this material is applied refinement of numerical model of reinforced rock mass. Pillars are compute as three-dimensional bodies at different basic forms of caving and with different conditions of contact. The offered approach is applicable in numerical modeling in geomechanic.

Увод

Създаването на подземни минни съоръжения е свързано с оразмеряване на иззети пространства от скалния масив и на специални скални тела (целици), разделящи тези пространства или включени в тях.

При проектирането на минните съоръжения, основна е информацията за механичните свойства на скалата. За оразмеряване на целиците се прилага теорията на Шевяков за равномерното разпределение на натоварването (Шевяков, 1941), методи на непрекъснатите среди и методи на граничното състояние на материала. Оценката на якостта на целика може да се получи чрез сравняване на действащите в целика напрежения с допустимите напрежения.

При прилагането на моделите, данните с които се работи имат определена точност. Като се изследва структурата на данните на даден модел при системната работа с тях могат да се получат важни свойства, отнасящи се до приложението на модела. По технологични съображения в зависимост от формите на обрушаване на целика, той може да се представи чрез дискретни моделни елементи (Димитров, 2005).

Цел

Да се представи целика чрез скални тела (моделни елементи) със специални свойства и съответна форма на сечението.

Да се предложи метод за оразмеряване на моделния елемент, като тримерна задача за нехомогенно еластично тяло с променящи се стойности на еластичните константи.

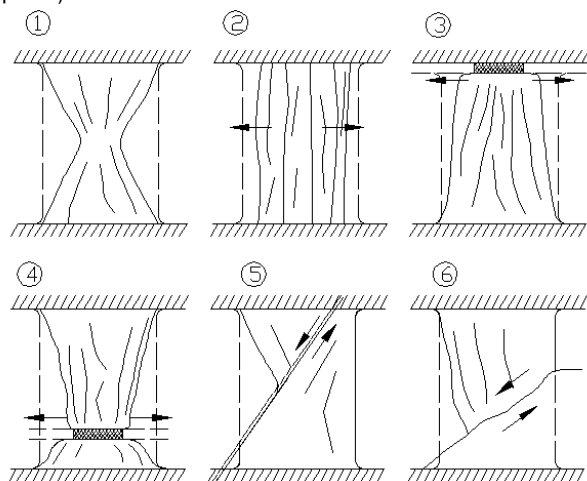
Основни форми на обрушаване на целика и представянето му чрез моделни елементи

При минни съоръжения с камерно – стълбова система на добив, основен подпорен елемент е целикът. Първоначално формата на целика е на призматично тяло, запънато в тавана и пода. След определено време целикът минава в пределно състояние, след което част от него се разрушава. В зависимост от геомеханичните условия, целикът придобива някои от характерните форми, представени на фиг. 1 съгласно Борщ-Компонинец и Макаров (1986).

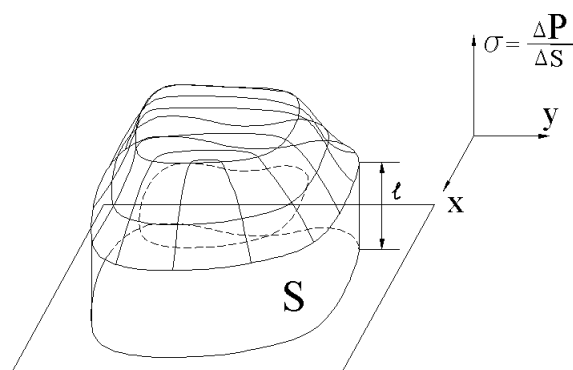
В зависимост от формата, която би се получила след преминаване в гранично състояние, целикът може да се представи като едно или две запънати тела. За целите, на решаването на задачи за оразмеряване на целиците и анкерната мрежа при тяхното анкериране, е особено важно определянето на полето на напреженията на скалата преди преминаване в гранично състояние.

Разгледаните различни случаи на фиг.1 могат да се представят чрез призматично тяло, запънато в единия край. Поради различни механични и технологични причини

физико-механичните свойства на скалните тела се променят до преминаването им в пределно състояние. За построяване на модела на целика ще използваме моделен елемент, който може да се илюстрира със случай 3. от фиг.1 - целик, със слаб контакт при горнището. Съгласно (Фисенко, 1976; Brady and Brown, 1993) целикът има характерна форма на графиката на гранично натоварване (фиг. 2).



Фиг. 1. Основни форми на обрушаване на целика : 1. – при пълно сцепление на горнището и долнището; 2. – без сцепление при горнището и долнището; 3. – при наличие на пластична прослойка при горнището; 4. – наличие на пластична прослойка в целика; 5. – наличие на разлом (тектонско нарушение); 6. – при разработване на залежи с различна мощност



Фиг. 2. Графиката на граничното натоварване на целик

Прилагаме линейна наследствена теория за еластичното състояние на скалата съгласно Амусин и Линьков (1973). В състояние близко до граничното можем да смятаме, че целикът все още има еластични свойства, но еластичните константи са променящи се във времето функции:

$$\nu_t = \frac{\nu + 0.5\psi(t)}{1 + \psi(t)}, \quad (1)$$

$$G_t = \frac{2G(1+\nu)}{2(1+\nu) + 3\psi(t)} = \frac{G}{1 + \frac{3\psi(t)}{2(1+\nu)}}. \quad (2)$$

Поради деформациите модулът на срязване $G = G(x, y, z)$ е с намалени стойности по външните части на целика, където тялото е подложено на по-големи

деформации. В съответствие с графиката на натоварването на моделния елемент (фиг. 2) приемаме, че той се състои от две части – ядро (вътрешна част) с трапецовидна форма, която има модул на срязване $G_M = G_t = \text{const}$, характерен за скалния материал при пространствено напрегнато състояние и външна част, на която модулът на срязване е с намалени стойности. Приемаме $\nu = \nu_t = \text{const}$. Това е в сила при анкерен крепеж, който се прилага в началото преди започване на обрушаването на скалното тяло. Тогава изменението на ν е пренебрежимо малко.

В Николаев (1989) е даден видът на функцията $\psi(t)$ и числени стойности на параметрите, които я определят. Като пример при условия на слаби скали (въглища):

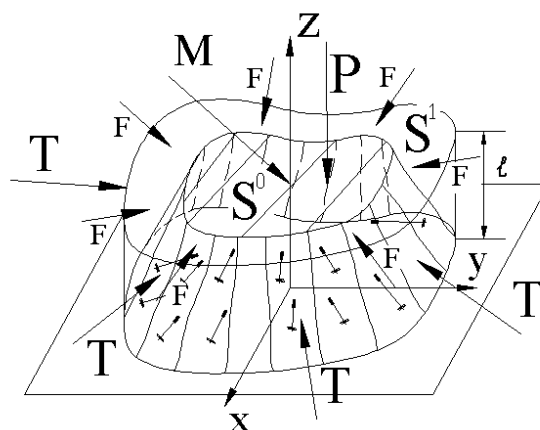
$E = 100 \text{ MPa}$, $\nu = 0.25$, $G = 40 \text{ MPa}$. За $t = 4 \text{ дни}$ $\psi(t) = 48.65 \cdot 10^{-3}$ и за външната част на скалното тяло еластичните параметри стават $\nu_t = 0.262$ и $G_t = 37.8 \text{ MPa}$.

За определяне на напрегнатото състояние на моделния елемент ще приемем, както в Димитров (2005), че това скално тяло е изотропно нехомогенно тяло с форма на права призма с височина l , поставено с основата си в

хоризонтална равнина Oxy (фиг.3). Оста $\vec{Oz}$ минава по инерционните центрове на хоризонталните сечения на призматичното тяло. По горната основа на тялото е приложено усилие P . За разглеждания случай 3 от фиг.1

средната стойност на усилието е $\bar{P} = \gamma H_{\Pi} \frac{S_{\Pi}}{S_{\Pi}}$, където

H_{Π} и S_{Π} са приведените височина и площ на призматична област, която поддържа целика. И S_{Π} е площта на сечението на целика. При определени условия, може да приемем, че върху скалния елемент е приложен и момент M . За случаите 1 – 4 на фиг. 1 $M = 0$. По околната повърхнина са монтирани анкери, които осигуряват вертикално на повърхнината анкерно усилие равно на T [т/м^2].



Фиг. 3. Модел на укрепено скално тяло

Нека при $z = l$ имаме интегрални гранични условия

$$\int_{S^i} \sigma_z(x, y, l) ds = P_z^i, \int_{S^i} \tau_{xz}(x, y, l) ds = P_x^i, \quad (3)$$

$$\int_{S^i} \tau_{yz}(x, y, l) ds = P_y^i, \quad (4)$$

$$\int_{S^i} x \tau_{yz}(x, y, l) - y \tau_{xz}(x, y, l) ds = M_z^i, \quad (5)$$

$$\int_{S^i} y \sigma_z(x, y, l) ds = M_x^i, \int_{S^i} x \sigma_z(x, y, l) ds = M_y^i, \quad (6)$$

където $P_x^i, P_y^i, P_z^i, M_x^i, M_y^i$ и M_z^i са компоненти на усилието и момента в i -та част S^i от горната граница на скалното тяло. При така разглеждания моделен елемент ще използваме две части от горната граница - част S^0 над ядрото и S^1 над останалата част от тялото.

За външната стена имаме

$$\begin{cases} \overline{\sigma_x} n_x + \overline{\tau_{xy}} n_y = \overline{T} n_x \\ \overline{\tau_{xy}} n_x + \overline{\sigma_y} n_y = \overline{T} n_y \end{cases} \quad (7)$$

където $\overline{\sigma_x}, \overline{\sigma_y}, \overline{\tau_{xy}}$ и $\overline{T}$ са средните стойности на съответните параметри, определени за дадена област ("пълязък прозорец") от стената на тялото и $\vec{n} = (n_x, n_y)$ е единичен и нормален векторът за тази част от околната повърхнина. Ако скалното тяло не е анкерирано то $T = 0$.

За получаване на оптимален числен модел, задачата за определяне на напрегнатото състояние на целика разглеждаме като задача за изотропно нехомогенно тяло. Случаят 2 от фиг.1 можем да представим с един моделен елемент, при който ядрото е призматично тяло - частен случай на трапецовидно тяло. Случаите 1 и 4 от фиг.1 се представят с по два моделни елемента, от които вторият е обърнат така, че да се образува характерната за тези случаи форма. Методът, който се разглежда тук е достатъчно общ и е възможно при определени ограничения да се адаптира и за случаите 5 и 6 от фиг.1, но тук няма да обсъждаме този въпрос.

Определяне на напрегнатото състояние на моделния елемент

За да се оразмери анкерния крепеж на целик е необходимо да се реши задачата за определяне на напрегнатото състояние на анкерирания моделен елемент. При оразмеряването на скално тяло се използват: якостните параметри на масива (Фисенко, 1976), коефициент на структурно отслабване (Борщ-Компонинец и Макаров, 1986) или чрез аналогия с други идеализирани

модели, развити като методи за определяне на граничното напрегнато състояние. Основното в идеализираната схема е, че скалното тяло е обемно напрегнато. Усилието P , приложено върху горната граница на целика непосредствено създава главното максимално напрежение σ_1 във вътрешността на целика, а минималното главно напрежение σ_3 е с хоризонтално направление (странично приложено) и се създава от силата F на съпротивление в горнището. При наличие на сцепление с горнището и долнището и при наличие на странично анкерирано усилие σ_3 се увеличава.

В зависимост от различните приложни теории при анкерирането се подобряват стойностите на съответни приведени параметри:

- По теорията на Мор, окръжността на главните напрежения се придвижва на дясно, в резултат на което стойността на разрушаващото тангенциално напрежение се увеличава;
- Чрез отчитане на промяната на коефициента на структурно отслабване се получава приведен параметър укрепване на целик (Борщ-Компонинец и Макаров, 1986);
- По метода на граничното равновесие се определя "запас на якост" по повърхнините на приплъзване (Борщ-Компонинец и Макаров, 1986);
- По метода на "структурно армиране" се определя параметър укрепване по опънови напрежения.

Въпреки, че основно се работи с равнинно напрегнато или равнинно деформирано състояние съгласно схемите на деформациите и разрушенията в целика, дадени от Фисенко (1976) и Brady and Brown (1993) могат да се направят следните изводи:

1. Целикът е подложен на вертикални и хоризонтални усилия, приложени в мястото на контакт с горнището, по определена схема, в зависимост от:
 - сцеплението в горнището и долнището;
 - хоризонталните геометрични параметри ширина и дължина на целика;
 - отношението на височината към ширината на целика.
2. Якостните и другите приведени параметри по приложените теории за поведение на скалния масив са обобщаващи (интегрални) и дават състояние при започнало разрушаване. Същевременно икономически изгодно и технологично оправдано е да се монтират анкерите в състояние преди настъпване на разрушенията.

Всички тези свойства се описват оптимално в рамките на дадена технология на разработване на находището, като се приемат следните допускания:

1. В сила са уравненията на еластичността при обемно напрегнато състояние;
2. В сила е принципът на Сен-Венан и от това следва, че граничните условия се изразяват като интегрални в определени дискретни части от контура с определени размери;
3. В дискретни части от квазиеластичното скално тяло, еластичните константи имат определени механично обосновани стойности;
4. Разделянето на дискретни части на скалното тяло и оформянето на моделни елементи се определя от

геометричните форми, които се образуват при деформационните прояви на скалните тела и от точността на параметрите описващи модела при дадена технология.

За определяне на напрегнатото състояние на скалния елемент, илюстриран на фиг. 3 могат да се използват функциите на напреженията (Schile, 1965). На тази задача има предложено едно решение в Димитров (2005). Тук ще разгледаме друго по-удобно за приложенията решение. За по-компактен запис и за получаване на някои качествени изводи използваме тензорна форма на функциите на напрежение:

$$Q = \begin{pmatrix} A & N & M \\ N & B & L \\ M & L & C \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} a_{11} & a_{12} & a_{13} \\ a_{12} & a_{22} & a_{23} \\ a_{13} & a_{23} & a_{33} \end{pmatrix} \quad (8)$$

Тогава, за тензора на напреженията

$$G = \begin{pmatrix} \sigma_x & \tau_{xy} & \tau_{xz} \\ \tau_{xy} & \sigma_y & \tau_{yz} \\ \tau_{xz} & \tau_{yz} & \sigma_z \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \sigma_{11} & \sigma_{12} & \sigma_{13} \\ \sigma_{12} & \sigma_{22} & \sigma_{23} \\ \sigma_{13} & \sigma_{23} & \sigma_{33} \end{pmatrix} \quad (9)$$

е изпълнено

$$\sigma_{lp} = \varepsilon_{ijl} \varepsilon_{pmn} \frac{\partial^2 a_{im}}{\partial x_j \partial x_n} \quad (10)$$

където ε_{ijl} е символ на Леви – Чивита. По тази формула се определя тензорът на напреженията при определени

функции на напреженията a_{im} .

Уравненията на равновесието се удовлетворяват тъждествено от (10). Условието за съвместимост за нехомогенно тяло се изразяват с

$$\varepsilon_{ijl} \varepsilon_{pmn} \frac{\partial^2}{\partial x_j \partial x_n} \left[\frac{g}{2} \left(\sigma_{ep} - \frac{\nu \sigma}{1+\nu} \delta_{ep} \right) \right] = 0 \quad (11)$$

където $\sigma = \sigma_{11} + \sigma_{22} + \sigma_{33}$, $g = \frac{1}{G}$ и $\nu = \text{const}$.

Приемаме, че компонентите на напреженията $\sigma_x, \dots, \tau_{yz}$, $\sigma = \sigma_{11} + \sigma_{22} + \sigma_{33}$,

$$g = \frac{1}{G} = g^0 + zg^1 \quad (12)$$

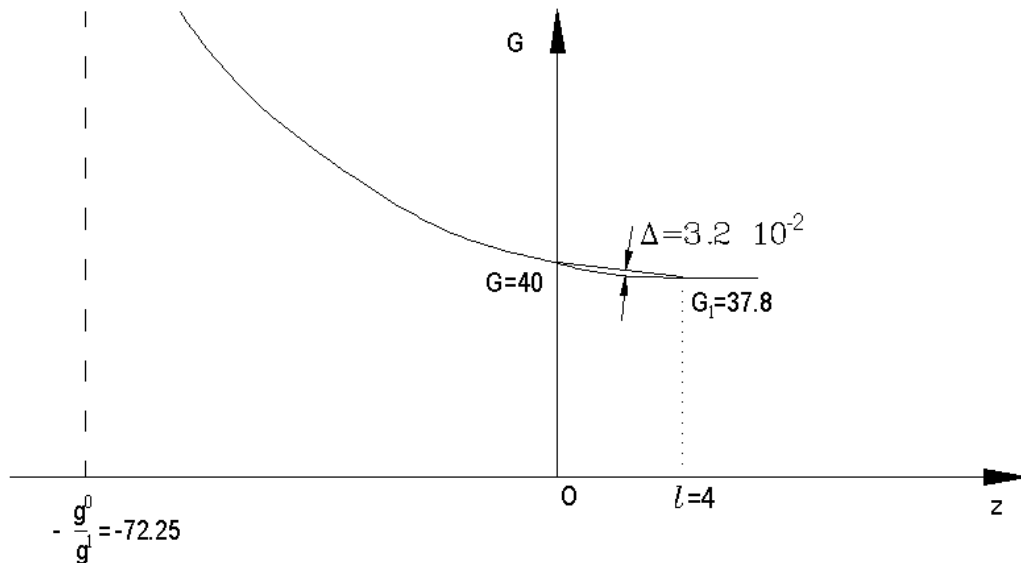
и функциите

$$a_{ij} = a_{ij}^0(x, y) + za_{ij}^1(x, y) \quad (13)$$

са линейни по z . При това $g^0 > 0$ и $g_1^0 > 0$. Тогава съгласно фиг.4 за фиксирани стойности на x и y и данните използвани в разгледания по-горе пример функцията

$$G = \frac{1}{g^0 + zg^1} \quad \text{за } z \in [0, l], \text{ има графика близка до}$$

линейна. Така може да приемем, че G също се мени линейно по z .



Фиг. 4. Схематично представена графиката на G

Моделния елемент се представя като две призматични тела вътрешно с параметър $g = g^0 = \text{const}$ и външен пръстен, за който $g = g^0 + zg^1$.

Приемаме, че $g^0 = \text{const}$ и

$$g^1 = \begin{cases} 0 & (x, y) \in S^0 \\ g^1 = \text{const} & (x, y) \in S^1 \end{cases} \quad (14)$$

При така изменения модел на скалното тяло от фиг.3 границата между ядрото и останалата част на тялото е заличена. При подходящ избор на g^1 във всяко хоризонтално сечение на тялото средната стойност на параметъра g във външния пръстен е равна на средната стойност, когато тялото е с трапецовидно ядро.

При избора на функциите на напрежение използваме следните свойства на укрепления целик – случай 3 от фиг.1:

1. Главните натискови усилия P , определят максималното главно напрежение $\sigma_1 = \sigma_z$, което не зависи от z . От направените изчисления за функцията на напрежения $C^1 = a_{33}^1$ се получава

$$\nabla C^1 = -\frac{1+\nu}{\nu g^1}(\gamma_1 + \gamma_2 x + \gamma_3 y); \quad (15)$$

2. Компонентите $P_x = F_x$ и $P_y = F_y$ на съпротивителните усилия в горнището определят тангенциалните напрежения τ_{xz} и τ_{yz} , които не зависят от z или са пропорционални на z . Приемаме, че $\tau_{xz}^1 = a = \text{const}$ и $\tau_{yz}^1 = b = \text{const}$;

3. Поради симетрията $M_z = 0$ в горнището и по всяко хоризонтално сечение на целика.

След съответни пресмятания се определя функцията $a_{33} = C_0 + zC^1$, където

$$C^0 = -bxy^2 - ayx^2 + \frac{\alpha_0}{2}x^2 + \frac{\beta_0}{2}y^2, \quad (16)$$

$$C^1 = \frac{\alpha_1}{2}x^2 + \frac{\beta_1}{2}y^2, \quad (18)$$

$\alpha_0 = \beta_0 = T$ е страничното анкерно усилие при основата на целика и

$\alpha_1 = \beta_1 = \Delta T$ е нарастването по z на анкерното усилие, когато то е пропорционално на z .

За съгласуване на граничните условия задачата се решава за призматично тяло с правоъгълно сечение. От $M_x = M_y = 0$ следва $a = b = 0$ и тангенциалните напрежения $\tau_{xz} = \tau_{xz}^0 = F_x$, $\tau_{yz} = \tau_{yz}^0 = F_y$. При равномерно приложено анкерно усилие $\alpha_1 = \beta_1 = 0$ и за главните напрежения се получава

$$\sigma_1 = \sigma_z = \begin{cases} \nu(\alpha_0 + \beta_0) & (x, y) \in S^0 \\ \frac{\nu+1}{g^1}\delta + \nu(\alpha_0 + \beta_0) & (x, y) \in S^1 \end{cases} \quad (18)$$

и $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3 = \sigma_x = \sigma_y = T$.

Параметърът δ се определя интегрално от натиска P_z , действащ в областта S^1 . Натискът в тази област е с намалени стойности и може да се определи от графиката за разпределение на напреженията в целика (Brady and Brown, 1993).

От направените изчисления става ясно, че напрегнатото състояние на целика може да се представи, като сбор от равнинно деформирано състояние и едноосов натиск. От изразите за тензора на напреженията се извеждат и формулите за компонентите на преместванията. За други форми на сечението на целика задачата може да се реши чрез използване на конформни преобразувания на равнинните задачи за функциите C^1 и C^0 .

Определяне на напрегнатото състояние на целика

Изследваните свойства на моделния елемент могат да бъдат използвани за определяне на разрушаващото натоварване на целика, при условия най-близки до реалните. Приема се, че за относително високи целици, при гипсови, солни и някои рудни добивни пластове с голяма мощност, напрежението по напречното сечение на целика е равномерно. За целици с неголяма височина, каквито са целиците във въглищни мини, предположението за равномерно разпределение на напреженията води до преоценка.

Тук се използва общ метод, с който се отчитат както промените в квазиеластичното състояние на различни части на целика, преди преминаване в гранично състояние, така и повишените съпротивителни възможности на материала на ниските целици. Това се постига чрез подходящо избрани моделни елементи на целиците и функция на модула на срязване за всеки от тях. Ако носещата способност на целика е недостатъчна, то се прилага укрепване с равномерна мрежа от анкери, така че можем да приемем че в този случай се прилага допълнително странично усилие. В този смисъл, предложеният

тук метод е приложим както за укрепени, така и за неукрепени целици.

За численото решаване на задачата за определяне на функциите на напреженията е създадена система за числено моделиране на анизотропно нехомогенно укрепено скално тяло. Чрез диференчни уравнения се описва връзката

$$\varepsilon_{ijl} \varepsilon_{pmn} \frac{\partial^2 a_{im}}{\partial x_j \partial x_n} = \lambda \theta \delta_{ez} + \mu \left(\frac{\partial u_t}{\partial x_p} + \frac{\partial u_p}{\partial x_t} \right) \quad (19)$$

между полето на преместванията и шестте функции на напреженията. Докато при решаване на задачата в напрежения уравненията спрямо a_{im} са от четвърти ред, то числената задача в премествания е с по-нисък ред. Задачата се решава със седем възела разположени симетрично в трите направления. Граничните условия са в премествания. За възлите съседни на гранични се прилага асиметрична схема.

Използването на най-общи уравнения за описване на модела дава възможност за добавяне на технологични ограничения и уравнения за гранично състояние. Системата бе експериментирана за определяне на параметрите на анкерния крепеж на целици при слаби скали. Бе установено, че без прилагане на уравненията за гранично състояние точността на резултата съвпада с точността на граничните условия.

Изводи

Независимо от големите относителни грешки, с които се работи при оразмеряването на целиците, тримерното моделиране води да съществени изводи за процесите в скалата. Предлагаият подход дава лесна за приложение

изчислителна схема и възможност за получаване на оптимално решение.

При отчитане на анкерното усилие T не са взети под внимание дължината на анкерите и гъстотата на анкерната мрежа. Използването на тези параметри на анкерния крепеж ще доведе до допълнително усъвършенстване на решението, без да е необходима промяна в метода.

Литература

- Амусин Б., А.М. Линьков, 1973. Об использовании переменных моделей для решения одного класса задач линейного наследственной ползучести, *Сб. ВНИМИ*, №88
- Борщ-Компонице В. И., А. Б. Макаров, 1986. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежи. – Москва, изд. “Недра”.
- Димитров Ю., 2005. Информационни и геометрични свойства на тела със структурна нееднородност. – *Научна конференция с международно участие ВСУ’2005*, I -181-187.
- Димитров Ю., 2005. Оптимален числен модел на укрепено квазиеластично тяло. – *Научна конференция с международно участие ВСУ’2005*, I -175-180.
- Николаев Н. 1989. Развитие на теорията и практиката на анкерния крепеж за подземни съоръжения. – *Дис. За д.т.н.* – Архив МГУ.
- Шевяков Л. Д., 1941. О расчете прочных размеров и деформации опорных целиков. - *Из. АН СССР, ОТН*, 1941, № 7-8-9.
- Фисенко Г. Л., 1976. Предельные состояния грных пород вокруг выработок, - Москва, изд. “Недра”.
- Brady B.H.G., E.T. Brown, 1993. *Rock Mechanics for Underground Mining*. – London-New York, *Chapman & Hall*.
- Schile R.D., Sierakowski R.L., 1965. On the Saint Vencent problem for a nonhomogeneous elastic materialq “Quarterly of applied math.”, 23, No. 1.

Препоръчана за публикуване от
Катедра “Математика”, МТФ

ЗА ЕДНА КОЕФИЦИЕНТНА ЗАДАЧА В КИНЕМАТИКАТА НА МИННАТА МУЛДА

Михаил Вълков

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", София 1700, България

РЕЗЮМЕ. Статията е в областта на механиката на минната мулда. Разглеждайки подработения скален масив като стохастична среда, изградена от еластични частици, уравнението за определяне на минната мулда е получено като нелинейно параболично. Решава се задачата за определяне на функционалния коефициент на това уравнение, който характеризира свойствата на масива по дадени гранични условия, стойности на вертикалните премествания в някои вътрешни точки от зоната на влияние на минните работи. Счита се, че е налице и информация за хоризонталните премествания, получена от измерване в натурни условия.

ON A COEFFICIENT PROBLEM IN MINING SUBSIDENCE KINEMATICS

Micail Vulkov

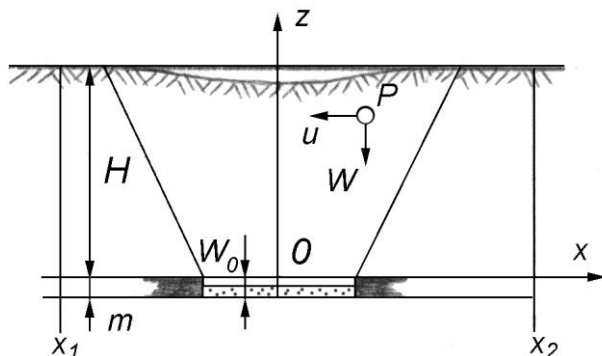
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, Bulgaria

ABSTRACT. This paper considers the mechanics of mining subsidence. Assuming the rock mass is a stochastic medium, consisting of elastic parts, the equation for determining the subsidence trough on the earth's surface, is obtained as a nonlinear parabolic one. In the article is solved the problem to find out the functional coefficients of the equation, which characterize the rock mass properties, by given boundary conditions and values of the vertical displacements in some internal points of the field of mining works' influence. Also it is considered that the shape of horizontal displacements' function is known from carried in situ measurements.

В статията се изучава формирането на минната мулда, получена в резултат на провеждане на минни или строителни работи. При разглеждане на вместващите скали като стохастична среда и при отчитане на еластичните свойства на подработения скален масив уравнението, определящо формираната на земната повърхност депресия, е получено от М. Вълков (1987), като нелинейно параболично уравнение с частни производни:

$$[A(w)w_x]_x - w_z = 0, \quad -\infty < x < \infty, \quad 0 \leq z \leq H, \quad (1)$$

където $w_x = \partial w / \partial x$; $w_z = \partial w / \partial z$; $w(x,z)$ е вертикалното преместване на точка от зоната на влияние на подземните работи с координати (x,z) според фиг.1; $A(w)$ е глобална характеристика на скалния масив.



Фиг. 1.

Функционалният коефициент $A(w)$ характеризира миграцията на празното пространство, създадено при отстраняването на елементарен обем в околността на точка с координати $x=z=0$, в извадения от равновесие скален масив.

Ако е зададена кривата на слягане в ниво $z=0$,

$$w(x,0) = w_0(x), \quad (2)$$

то чрез решаване на задачата на Коши (1) - (2) може да бъде определено полето на преместванията за областта с $z>0$.

Това е т.н. пряка задача в механика на минната мулда. Нека с $u=u(x,z)$ и $w=w(x,z)$ са означени компонентите на преместването на точките от скалния масив в зоната на влияние на подземните минни работи, които са успоредни съответно на осите O_x и O_z .

Хоризонталните премествания са свързани с вертикалните, чрез зависимостта С. Г. Авершин (1947):

$$u(x,z) = -A(w)w_x. \quad (3)$$

Определянето на неизвестния функционален коефициент $A(w)$ е свързано с решаването на т.н. коефициентна задача, поставена за пръв път от И. Димов, В. Димова (1987). Тук решението се търси от гледна точка на нелинейната стохастична геомеханика.

В този случай решението на коефициентната задача се свежда до определяне на функцията $A(w)$, която характеризира свойствата на скалния масив по отношение на мулдообразуването.

Счита се, че са зададени граничните условия (2), стойностите на вертикалните премествания $w(x,z)$ за някои вътрешни точки, попадащи в зоната на влияние на минните работи, и зависимостта $u_z = u_z(z)$. Тези величини могат да се определят чрез директни измервания in situ.

За решаване на поставената задача релацията (3) се диференцира частно спрямо z като се намира:

$$u_z = -A_w w_z w_x - A \cdot [w_x]_z. \quad (4)$$

Така се стига до обикновено диференциално уравнение за функционалния коефициент $A(w)$.

Ползвайки субституцията

$$\varphi(w) = w_z w_x; \quad \psi(w) = [w_x]_z, \quad U(z) = u_z \quad (5)$$

уравнение (4) се записва във вида:

$$A_w + \frac{\psi(w)}{\varphi(w)} A = \frac{U(z)}{\varphi(w)}, \quad (6)$$

където $A_w = \frac{\partial A}{\partial w}$.

Решението на полученото линейно уравнение има вида:

$$A_w = \exp \left[\int_{w_0}^w \frac{\psi(w)}{\varphi(w)} dw \right] \left\{ A_0 - \int_{w_0}^w \frac{U(z)}{\varphi(w)} \exp \left[\int_{w_0}^w \frac{\psi(w)}{\varphi(w)} dw \right] dw \right\}, \quad (7)$$

където A_0 е стойността на коефициента $A(w)$ при $z=0$; $w_0=a.m=const.$ е слягането на непосредственото горнище; m е изземаната мощност, а е коефициент на слягане,

зависещ от начина на управление на горнището, като $0 \leq a \leq 1$.

Замествайки измерените стойности на $w(x,z)$ в определени точки, както и стойностите на функциите $\varphi(w)$, $\psi(w)$, $U(z)$ в (7) може да бъде определен търсения коефициент $A(w)$ т.е. да се намери решението на коефициентната задача на стохастичната геомеханика в нелинейна постановка.

Това решение удовлетворява граничните условия (фиг.1):

$$\begin{aligned} w(x,0) &= w_0(x) \\ w(x_1,z) &= f_1(z) = 0 \\ w(x_2,z) &= f_2(z) = 0 \end{aligned} \quad (8)$$

Производните на компонентите на преместването в равенство (7) могат да се намерят като се приложи метода на крайните разлики.

Коефициентната задача на нелинейната стохастична кинематика е свързана с определяне на свойствата на извадения от равновесие скален масив, които характеризират процеса на формиране на минната мулда.

Информацията за тези свойства може да бъде използвана за намиране на адекватни решения на изложената в началото директна (права) задача (задачата за прогнозиране) при аналогични или близки минно-геоложки и минно-технологични условия.

Литература

- Авершин С. Г. Сдвижение горных пород при подземных разработках, М., Угледиздат, 1947.
 Вълков М. В. За основното уравнение на нелинейната стохастична геомеханика. С. Годишник на ВМГИ, 1987-88г., том XXXIV, св. II, стр.357-363.
 Dimov I., Dimova V. Some New Problems in Geomechanics. Compt. Rend. Acad. bulg. Sci. 40, 1987, 10.

Препоръчана за публикуване от
 Катедра "Техническа механика", МТФ

ЗА ЕДНА ЗАДАЧА С ПРЕКЪСВАНЕ В КОЕФИЦИЕНТИТЕ В КИНЕМАТИКАТА НА МИННАТА МУЛДА

Михаил Вълков

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", София 1700, България

РЕЗЮМЕ. За решаване на основните задачи в кинематика на минната мулда се предлага използването на нелинеен стохастичен модел, при който основното уравнение за определяне на сляганията е изведено като квазилинейно параболично. Във връзка с промяната на свойствата на подработения скален масив в трите основни зони, формиращи се над издетото пространство, е предложено основните задачи на кинематика на мулдата да бъдат формулирани като задачи с прекъсване в коефициентите. Въз основа на анализ на мулдообразуването са предложени аргументи за определяне на вида на коефициентите на основното уравнение в трите зони на извадения от равновесие скален масив.

ON A PROBLEM WITH COEFFICIENT DISCONTINUITIES IN MINING SUBSIDENCE KINEMATICS

Micail Vulkov

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, Bulgaria

ABSTRACT. In this paper a nonlinear stochastic model is used to solve the basic problems in the mining subsidence engineering. The equation for determining the mining trough is obtained as a quasilinear parabolic one by applying of this model. In connection to rock mass property change in the three basic areas above the mining excavation, the problems of mining subsidence mechanics can be formulated as problems of coefficient discontinuity. Based on subsidence process's analysis arguments are given about determining the type of coefficients of the nonlinear equation in the three areas in the influence zone of the rock mass.

Статията е в областта на минната геомеханика и в нея се предлага един нов подход към търсене на решения на задачата за прогнозиране в механика на минната мулда. При тази задача по известни:

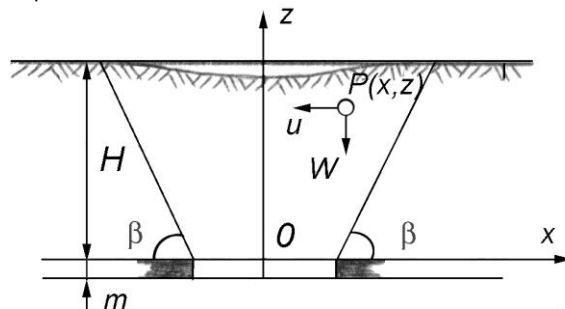
- начин на провеждане на подземните минни работи (начално-гранични условия);
- геомеханични характеристики на скалния масив по отношение на мулдообразуването (функционални коефициенти в основното диференциално уравнение);
- дълбочина на провеждане на минните работи (H);
- модел, който адекватно описва процеса на мулдообразуването;

се определя уравнението на кривата (при решаване на равнинна задача) или уравнението на повърхнината (при решаване на пространствена задача) на падината на земната повърхност, получена вследствие на подземното изземане на полезни изкопаеми.

При разглеждане на скалния масив като стохастична среда на Литвинишин, изградена обаче от еластични частици и разглеждане на равнинна задача, основното уравнение за определяне на минната мулда е изведено от М. Вълков (1988) като нелинейно параболично уравнение с частни производни от вида:

$$(\rho - 2kw)w_z = 0,5(a^2 - 4ak_1w + 3k_1^2w^2)w_{xx} + (3k_1^2w - 2ak_1)w_x^2, \quad (1)$$

където $w(x, z)$ е вертикалното преместване на точка $P(x, z)$ от зоната на влияние на подземните минни работи – фиг.1;



Фиг. 1.

$$w_x = \frac{\partial w}{\partial x}; \quad w_{xx} = \frac{\partial^2 w}{\partial x^2}; \quad w_z = \frac{\partial w}{\partial z};$$

a , ρ са геометрични размери на частиците на стохастичната среда.

k - изменение на еластичното вертикално преместване, при преминаване на частица на стохастичната среда от по-високо в по-ниско ниво;

k_1 - изменение на еластичното хоризонтално преместване на частицата вследствие попадането на по-ниско ниво.

След някои трансформации уравнение (1) може да се запише като следното квазилинейно параболично уравнение:

$$V_z = [A(V)V_x]_x, \quad (2)$$

$$\text{където } V = \int_0^w (\rho - 2ks) ds = \rho w - kw^2. \quad (3)$$

Нелинейният коефициент в уравнение (2) е полином от втора степен и има вида:

$$A(V) = 0,5(a^2 - 4ak_1V + 3k_1^2V^2). \quad (4)$$

Изхождайки от особеностите, характерни за трите основни области в скалния масив, които се формират в зоната на влияние на подземните минни работи, могат да се изкажат следните хипотези:

В зависимост от конкретните минно-геоложки и минно-технологични условия функционалният коефициент, определен от релацията (4), може да приема следните частни видове:

- постоянен коефициент:

$$A(V) = 0,5a^2 = \text{const}. \quad (5)$$

Коефициентът в уравнение (2) би бил постоянен, тогава когато измененията на еластичните премествания на частиците на стохастичната среда са пренебрежимо малки т.е. $k_1 \rightarrow 0$, $k \rightarrow 0$.

В този случай уравнение (2) се трансформира в основното уравнение на класическата стохастична теория на Й. Литвинишин (1972) при постоянен коефициент.

Решение на пространствената задача на Коши за $A=\text{const.}$ е направено в [6].

- коефициентът е линейна функция на V ;

Ако се приеме, че измененията на еластичните премествания на частиците са малки, но не клонят към нула, тогава може да се очаква, че коефициентът, определящ мулдообразуването в подработения скален масив, ще се определя от:

$$A(V) = 0,5(a^2 - 4ak_1V). \quad (6)$$

Частен случай на (6) ще бъде и зависимостта:

$$A(V) = bV, \quad (7)$$

където $b=\text{const.}$;

- коефициентът е полином от втора степен според зависимост (4).

Частен случай на (4) са релациите:

$$A(V) = cV^2, \quad (8)$$

$$A(V) = bV + cV^2 \quad (9)$$

$$A(V) = 0,5(a^2 + 3k_1^2V^2), \quad (10)$$

където $c=\text{const.}$;

Решение на равнинната задача на Коши за квазилинейното уравнение (2), когато коефициентът, определящ мулдообразуването в подработения скален масив има вида (8) е дадено от Вълков (2005), а когато има вид (6) от Вълков (1989).

Анализът на основното уравнение на нелинейната стохастична геомеханика (2) и на функционалния коефициент $A(V)$, определен със зависимост (4), може да бъде направен и от следната гледна точка.

Може да се потърси връзката между измененията в свойствата на подработения скален масив в трите основни области, които се формират над изетото пространство, свързаните с тях изменения във вида на функционалния коефициент $A(V)$ и промените във вида на решенията на основното уравнение на нелинейната стохастична геомеханика.

При провеждане на подземни добивни работи, както е известно, най-често в засегнатата област на скалния масив се образуват зона на обрушаване, зона на разслояване (формиране на пукнатини) и зона, в която първоначалното състояние на масива е съхранено в най-пълна степен.

В зоната на обрушаване значителни стойности имат както вертикалните премествания на частиците, разглеждани като абсолютно твърди тела, така и измененията на еластичните премествания. Големините на тези изменения са в пряка зависимост от промяната на външните натоварвания.

От направените констатации следва, че в зоната на обрушаване трябва да се вземат предвид всички събираеми на релация (4). Тогава коефициентът $A(V)$, характеризиращ свойствата на скалния масив по отношение на мулдообразуването, ще представлява полином от втора степен.

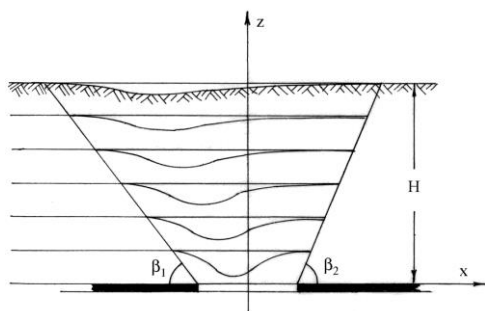
Във втората основна зона, тъй като измененията на еластичните премествания намаляват едновременно с намаляване на интензивността на преместванията на частиците, разглеждани като абсолютно твърди, третото събираемо в зависимост (4) може да бъде пренебрегнато. То представлява произведение на две много малки величини повдигнати на квадрат. В тази област на извадения от равновесие скален масив нелинейният коефициент $A(V)$ се определя с релацията (6).

В трета зона (зоната на плавно огъване) драстично намаляват както интензивността на сляганията, така и измененията на еластичните премествания. В тази зона може да се пренебрегне влиянието и на второто и на третото събираемо в равенство (4). Тогава коефициентът в основното уравнение може да бъде разгледан или като константа $A=\text{const.}$ (или в общия случай като $A=A(z)$).

За направения анализ и следващото от него изменение в коефициентите на основното уравнение на нелинейната стохастична геомеханика от решаваща роля е следното разбиране на процеса преместване в стохастична среда,

който възниква при отстраняване на полезно изкопаемо в нулево ниво ($z=0$). При образуване на празно пространство се нарушава равновесието на частиците на средата, започва процес на преместване на частиците надолу – към издетия обем, свързан с едно обратно разпространение на празно пространство в горнището на изработката.

Тези две движения са атрибути на процеса преместване в стохастична среда. При това обхвата на движението на празното пространство расте от хоризонт към хоризонт, докато интензивността на движението намалява все повече с отдалечаване от изработката (Фиг. 2). При достигане на празното пространство до земната повърхност там се формира минната мулда.



Фиг. 2.

От изложените разсъждения може да се направи извода, че интересуващата ни задача от кинематика на минната мулда следва да бъде разгледана като задача с прекъсвания в коефициентите на основното уравнение.

Както посочва А. А. Самарский (1983), прекъсване от първи род в коефициентите се наблюдава в случаите, когато разглежданият процес се развива в нееднородна област.

Именно такъв е и случаят със зоната на влияние на подземните минни работи в скалния масив. Там се формират поне три области със силно различаващи се свойства по отношение на мулдообразуването.

Прекъсването на коефициента $A = A[V(x, z)]$ в уравнение (4) сочи, че е налице и слабо прекъсване на решението $V = V(x, z)$. Слабо прекъсване има тогава, когато функцията $V = V(x, z)$ е непрекъсната, а нейните първи производни имат прекъсване от първи род.

Така, ако при $x = \xi$, $z = \eta$ функционалният коефициент има прекъсване от първи род по линията $\eta = \eta(\xi)$ т.е.

$$[A] = A[V(\xi + 0, \eta + 0)] - A[V(\xi - 0, \eta - 0)] \neq 0,$$

тогава при $x = \xi$ и $z = \eta$ трябва да се изпълняват условията за непрекъснатост на вертикалните $V(x, z)$ и хоризонталните $U(x, z) = -A \frac{\partial V}{\partial x}$ премествания:

$$[V]=0 \quad [U]=0 \text{ при } x=\xi, z=\eta.$$

Тъй като $[A] \neq 0$, то следва че производната $\frac{\partial V}{\partial x}$ е непрекъсната т.е. $\left[\frac{\partial V}{\partial x}\right] \neq 0$ при $x = \xi$.

При примерни задачи, коефициентът $A(V)$ в основното уравнение, характеризиращ свойствата на скалния масив по отношение на мулдообразуването, има прекъсвания не по линии, а по повърхнини $\eta = \eta(\xi, \zeta)$.

Тогава по тези повърхнини трябва да се изпълняват условията за спрягане на преместванията, а именно:

$$[V]=0, \left[A(V) \frac{\partial V}{\partial n} \right] = 0 \text{ при } (x, y, z) \in \Gamma, \Gamma \subset G,$$

където $\Gamma \in G$ е повърхнината на прекъсване на
коэффициента $A(V)$;

G е областта на скалния масив, подложена на влиянието на подземните минни работи;

n е нормалата към повърхнината Γ .

От изложеното, могат да се направят следните изводи:

1. Тъй като областта от скалния масив, подложена на въздействието на изтезото пространство, е с разнородни свойства по отношение на мулдообразуването, то в отделните ѝ зони основното уравнение на нелинейната стохастична геомеханика ще има различни коефициенти, характеризиращи тези свойства.
2. Различните коефициенти на основното уравнение ще определят и разнотипни решения във всяка от тях.
3. По-прецизни резултати в кинематиката на минната мулда могат да се получат, ако важните за практиката задачи бъдат разгледани като задачи с прекъсване в коефициентите.

Очертават се две основни насоки за бъдещо развитие на изследванията в кинематиката на минната мулда, в светлината на предложения подход.

От една страна, необходимо е да се определят уравненията на линиите $\eta_i = \eta_i(\xi)$ ($i = \overline{1,3}$) или повърхнините $\eta_i = \eta_i(\xi, \zeta)$ ($i = \overline{1,3}$), които определят трите характерни зони в скалния масив, формиращи се като следствие на подземното изземане на полезни изкопаеми.

От друга страна, трябва да се намерят решенията (аналитични или числени) на основното уравнение на нелинейната стохастична геомеханика в отделните зони и да се изпълнят условията за тяхното съгласуване. Особено перспективни се очертава да бъдат числените решения, тъй като те дават възможност да се прилага единотипен подход към търсене на решенията в различните зони.

Литература

Авершин С. Г. Расчет сдвижение горных пород, М-Л, *Металургиздат*, 1950.
Вълков М. В. За основното уравнение на нелинейната стохастична геомеханика. С. *Годишник на ВМГИ*, 1987-88г., том XXXIV, св. II, стр.357-363.
Вълков, М. В. Нови стохастични линейни и нелинейни модели в теорията на слягането на земната

повърхност под влияние на подземни минни работи. С., 1989, *Дисертация*.
Самарский А. А. Теория разностных схем. М., *Наука*, 1983.
Litwiniszyn J. Stochastic Methods in Mechanics of Granular Bodies, Wien, New York, Heidelberg; *Springer-Verl.*, 1974
Ochrona powierzchni. Borecki (Red.) Katowice, *Slask*, 1980.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Техническа механика", МТФ

ОТНОСНО НЕОБХОДИМИЯ БРОЙ ПРОБИ

Елена Демирева

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Формулиран е проблемът за определяне на минималния брой проби и са определяни факторите, от които той зависи. Познатите методи на математическата статистика, позволяват да бъдат намерени обективни решения. На базата на архивни данни от 22 кариери е даден практически пример за определяне на необходимия брой проби. Принципатът на този метод позволява да се приложи и в необходимия брой изпитвания, съобразно приложението на тестваните материали.

ABOUT NECESSARY NUMBER OF SAMPLES

Elena Demireva

University of Mining and Geology, 1700 Sofia

ABSTRACT. The problem about determination of minimum number of samples is formulated and the factors influencing this problem are stressed. The basic equations of mathematical statistics which allow possibly the most objective solution of the problem are set forth. The results of the statistical handling of archives data, gathered of 22 quarries are given and practical ways for determining the necessary number of samples are indicated. The principle of this method may also be applied in determining the necessary minimum number of tests in other fields of technology.

Въведение

Проблемът за определяне на необходимия брой проби, достоверно отразяващи свойствата на материала, от който те са взети, е от първостепенно значение в земната механика.

Главните фактори, които оказват влияние върху числеността на пробите са:

1. Геоложки фактори:

- издържаност на кариерата или земната основа в дълбочина и в ситуация;
- еднородност на материала;
- брой и размери на отделните находища (количество на материала);
- вид на материала и др.

2. Технически фактори:

- категория на съоръжението;
- конструктивни особености на съоръжението;
- техническа издържаност на проектното решение;

3. Икономически фактори:

- капиталност на съоръжението;
- икономичност на проектното решение;
- разходи по вземането, транспортирането и изследването на пробите;
- предписания относно допустимите разлики в сметната стойност (това при твърда договорена стойност е много важен фактор);

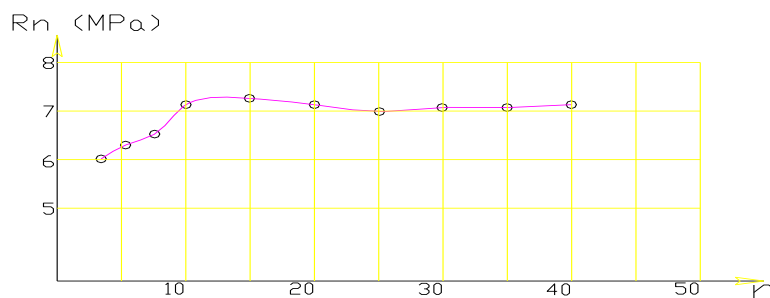
4. Организационни фактори:

- капацитет на стационарните лаборатории;

- необходимо време за провеждане на лабораторните изследвания;
- точност на лабораторната работа;
- методология на изследването;
- обзаведеност на лабораторията и др.

Но между отделните фактори, както и между членовете на някои отделни групи фактори съществуват противоречия. Например, колкото по-голям е броят на взетите проби, толкова по-точни ще бъдат изчислените данни, т.е. по-точно ще определим сигурността на съоръжението. Явно е, обаче също така, че прекалено голям брой проби не би бил оправдан при еднородна и издържана кариера. Освен това големият брой проби не се оправдава от икономическа гледна точка. Нещо повече – ненужно големия брой проби не допринася за съществено уточняване на изчислителните данни (фиг. 1).

От една проба, независимо от това дали тя е нарушена или ненарушена, могат да се получат данни за няколко различни показатели. Дори и да бъдат направени на една проба няколко еднакви изследвания на един и същи показател, даже и резултатите да се различават помежду си, трябва да се счита, че средната стойност на еднаквите изследвания характеризира еднократно определения материал. Следователно, една проба, почти винаги се покрива с един определен материал, защото случаите, в които са необходими две или повече проби за установяване на един и същи показател са рядкост.



Фиг. 1.

Поради това и за удобство няма да се прави разлика между показател и проба и ще се говори за проба, като се има предвид, че винаги се предписва броя и вида на пробите, които трябва да се вземат при проучването, а не броя на показателите, които трябва да се изследват.

Като се вземе предвид казаното дотук възниква съвсем естествено въпросът как да се определи минималния брой проби, които трябва да се изследват?

Задоволителен отговор на този въпрос може да се получи само с познатите методи на математическата статистика, тъй като взаимодействието на факторите определящи броя на пробите е сложно, многообразно, а често и противоречиво. На практика сме принудени да наблюдаваме сумарния ефект от влиянието на отделните фактори и нашата безпомощност да разчленим многостранните им връзки.

Достоверни резултати биха били тези, които имат устойчиви, многократно повтарящи се величини т.е. сумарни статистически характеристики.

Теоретични постановки

Опитът показва, че поведението на редица многократно повтарящи се операции, като например технически измервания, стандартни лабораторни изпитвания е такова като че ли те се случват при устойчиви условия, или съществува само една променлива, която трябва да се измерва при дадена операция. При тези условия експерименталните данни се възпроизвеждат добре от теоретичната крива на нормално разпределение (Гаусова крива), при която колкото е по-голям броя на данните толкова това съответствие е по-добро.

Добре познатите

$$\bar{X} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n} \quad \sigma = \frac{\sqrt{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{X})^2}}{n-1} \quad (1)$$

средно аритметична стойност, като представител на редицата и средноквадратично отклонение, което показва до каква степен отделните стойности се различават едно от друго.

Обикновено постановката на задачата при използване на методите на математичната статистика за обработка на данни се състои в следното: на една съвкупност от N елемента $X_1, X_2, X_3, \dots, X_N$, които имат характер на случайни величини да се установи точността ε , с която е определена средната аритметична стойност, т.е. при зададена вероятност α , да се определи т.н. доверителен интервал $(\bar{X} - \varepsilon, \bar{X} + \varepsilon)$, в чиито граници може да се изменя $\bar{X}$; да се определи също така и средното квадратично отклонение σ , както и някои други статистически показатели, с чиято помощ да се прецени съвкупността.

В нашия случай е по-интересна задачата чрез разглеждане на само част от елементите означени с N , взети по пътя на случайния подбор от общата съвкупност от N елемента, да бъдат установени обобщените статистически показатели на цялата общност. С други думи: с помощта на ограничен, но правилно избран отбор на малък брой елементи n , чиято средно аритметична може лесно да се изчисли, да се прецени генералната средноаритметична стойност на общата съвкупност от N елемента. Трябва да се отбележи, че в аспекта на прилагане на метода на ограничения отбор в техниката ние почти винаги боравим с общи съвкупности, чиито признаци се подчиняват на общия закон за разпределение.¹

По-детайлно въпросът може да се проследи в специализираната литература (Dlin и Heinholt). Там се извежда следното уравнение, което дава ключа за решаване на проблема

$$|\bar{x} - u| = \frac{\sigma}{\sqrt{n}} \cdot t. \quad (2)$$

или

$$|\varepsilon| = \frac{\sigma}{\sqrt{n}} \cdot t. \quad (3)$$

където t е така нареченото нормирано отклонение, чиято големина се подчинява на закона за разпределение на Student.

¹ Опитът показва, че дори разпределението да се отличава до някаква степен от нормалното, преценката на генералната средноаритметична по указания по-нататък начин е достатъчно добра.

При $k = n - 1$ степени на свобода, t зависи само от n и значенията на стойностите $X_1, X_2, X_3, \dots, X_n$, отбрани от общата съвкупност, а не зависи от нейното генерално, неизвесно средно квадратично отклонение σ .

Следователно с вероятността α (която обикновено се приема от 0,95 до 0,99 за практически изследвания) е валидно следното неравенство

$$|\varepsilon| < \frac{\sigma}{\sqrt{n}} \cdot t_{\alpha}^k. \quad (4)$$

Изразено с думи вероятността, че нормалното отклонение лежи в интервала $-t_{\alpha}^k < t < +t_{\alpha}^k$ е равна на α .

В това неравенство t_{α}^k е възможно най-голямото отклонение на часната средноаритметична стойност $\bar{X}$ от генералната средна $\bar{X}$. То се отчита в зависимост от k и α от таблици дадени в литературата [12]. С това в същност задачата в главни линии е решена.

В случай, че от предварителни изследвания ни е известна някоя стойност на поправеното средноквадратично отклонение можем да установим какъв е необходимия брой проби при зададена грешка $\pm E^2$ и вероятност α . Това с голяма вероятност можем да твърдим, ако n се избере толкова голямо, че да е изпълнено неравенството

$$\frac{\sigma}{\sqrt{n}} \cdot t_{\alpha}^k < |E|. \quad (5)$$

$$\frac{t_{\alpha}^k}{\sqrt{n}} < \frac{|E|}{\sigma}. \quad (6)$$

Ако означим с $\chi = \frac{|E|}{\sigma}$ и $\tau_{\alpha} = \frac{t_{\alpha}^k}{\sqrt{n}}$ ще получим в крайна сметка условието $\tau_{\alpha} < \chi$.

С цел да се опрости решението на задачата е съставена специална таблица, която свежда изчислителната работа до минимум. След като се определи χ от таблицата веднага може да се определи за прието α онази стойност на n , за която уравнението (5) все още изпълнено. Именно тази стойност на n представлява минималния брой проби, които трябва да бъдат взети и изследвани.

Практическо приложение

Ако разгледаме неравенство 5 и/или 6, първата част на неравенството се отчита директно по таблицата, а втората съдържа грешката и средното квадратично отклонение т.е. геоложките фактори се съдържат в стандартното отклонение, а техническите се вземат под внимание в зададената грешка. Икономическите фактори се вземат

предвид както при определянето на грешката, така и в това че се определя минималния брой проби, за които е удовлетворено неравенството 5. Организационните фактори намират израз именно при определяне на минимално необходимия брой проби и при подбора на една от определените стойности на σ . Върху избора на α оказват влияние както техникоикономическите, така и организационните фактори.

Проблемът явно се свежда до фиксиране на грешката и средното квадратично отклонение. Като пример за работа върху определяне на минималния брой проби е приложена таблица с архивни данни от кариери за добив на скален материал. С курсив са отбелязани минималните и максимални стойности, които определят т.н. размах на стойностите.

Данните в таблицата са подбрани в съответствие с необходимостта от оценка на качеството на работата по уплътняване на материалите от кариерите като насипна основа на пътища, диги и др.

Примерно изчисление:

Необходимо е да бъде определен минималния брой проби, които трябва да се вземат и изследват, с оглед да се организира правилно качественния контрол на обекта по отношение на w .

В литературата са описани (Davis, Heinhold, Linder, Пилгунов и др.) значително количество данни, които показват, че стандартното отклонение се движи в границите от $\pm 0,5\%$ до $\pm 3\%$, в зависимост от условията в кариерите. Така че, ако приемем въз основа на тези данни $\sigma = \pm 2\%$, то с помощта на Таблица 2 се получава

$$\chi = \frac{|E|}{\sigma} = 0,645. \text{ От таблица 1 се отчита, че за средни}$$

условия неравенството $\tau_{\alpha} < \chi$ е изпълнено, ако се вземат и изследват за най малко $n = 12$ проби ($\alpha = 0,95$).

По аналогичен път, ако се приеме, че средната допустима грешка за ъгъла на вътрешно триене е 1 градус се получава, че при ($\alpha = 0,95$) са необходими 4 проби, а при обезпеченост 0,99 - 6 проби.

Когато, обаче целта е да се определи минималният брой проби, необходими за определяне на якостни характеристики е уместно да бъде използван за контрол познатия метод на Пилгунов, при който при зададена обезпеченост 0,99, необходимият минимален брой проби е 10. В противен случай трябва да се определят лабораторно минималните стойности за $tg\varphi$ и c , което явно е икономически неизгодно.

Задачата може да бъде формулирана и обратно – каква вероятна грешка бихме получили, ако изследваме определен брой проби по отношение на даден показател. Ако преработим неравенството ще получим

$$|E| < \sigma \cdot \tau_{\alpha}$$

Например, каква вероятна грешка ще получим, ако обработим 5 проби при изследване на γ . От Табл.1 отчитаме за ($\alpha = 0,95$) $\tau_{0,95} = 1,241$. Следователно със сигурност 95% можем да твърдим, че грешката ще бъде от порядъка на $\pm 0,078 \cdot 1,241 = \pm 0,096$.

От изложеното до тук се вижда, че при направените предпоставки, математическата статистика предлага сравнително лесен метод за определяне на необходимия брой проби, но към него не бива да се гледа схематично. Необходим е предварителен анализ на основните предпоставки и чак тогава използване на математическите правила.

Таблица 1.

	$\tau_{0,95}$	$\tau_{0,99}$
1	-	-
2	8,985	45,013
3	2,484	5,730
4	1,591	2,920
5	1,241	2,059
6	1,050	1,646
7	0,925	1,401
8	0,836	1,237
9	0,769	1,118
10	0,715	1,028
11	0,672	0,955
12	0,635	0,897
13	0,604	0,847
14	0,577	0,805
15	0,554	0,769
16	0,533	0,737
17	0,514	0,708

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Подземно строителство", МТФ

Таблица 2.

Обект	n	Средно квадратично отклонение				
		γ_d	γ	φ	c	W
Кариера 1	9-14	0,072	0,042	0,032	0,049	0,038
Кариера 2	14-16	0,063	0,065	0,032	0,048	0,019
Кариера 3	21	0,076	0,054	0,028	0,104	0,030
Кариера 4	18-28	0,052	0,063	0,066	0,113	0,021
Кариера 5	6-14	0,147	0,125	0,048	0,054	0,060
Кариера 6	12-18	0,092	0,078	0,067	0,067	0,039
Кариера 7	5-9	0,128	0,089	0,034	0,061	0,040
Кариера 8	8-25	0,121	0,087	0,056	0,083	0,057
Кариера 9	22	-	-	0,046	0,070	-
Кариера 10	16-19	0,085	0,096	0,048	0,075	0,018
Кариера 11	15-22	0,159	0,156	0,040	0,070	0,039
Кариера 12	22	-	-	0,057	0,082	-
Кариера 13	9-14	0,052	0,069	0,086	0,150	0,020
Кариера 14	6	0,147	0,153	0,054	0,075	0,022
Кариера 15	7-14	0,049	0,021	0,075	0,067	0,046
Кариера 16	9	0,09	0,063	0,031	0,031	0,028
Кариера 17	8-14	0,050	0,082	0,047	0,081	0,025
Кариера 18	5-12	0,102	0,132	0,051	0,061	0,032
Кариера 19	11-15	0,063	0,071	0,057	-	0,025
Кариера 20	8-10	0,068	0,066	0,072	0,130	0,021
Кариера 21	13-17	0,075	0,107	0,044	0,071	0,021
Кариера 22	12-15	0,072	0,075	0,043	0,083	0,022
Ср. стойности	-	0,088	0,078	0,051	0,077	0,031

Литература

Goldsteln, M. The Teory of Probability and Statistics in Relation to the Reology of Soils, Proceedings of the Fifth International Conference of Soil Mechanics, Paris, 1961.
Davis, F. Quality Control of Earth Embankments, Proceedings of the Jhird International Conference of Soil Mechanics, Zurich.

ОПРЕДЕЛЯНЕ НА БЕЗОПАСНИТЕ РАЗСТОЯНИЯ ПО РАЗЛИТАНЕ НА ОТДЕЛНИ КЪСОВЕ ПРИ ИЗВЪРШВАНЕ НА ВЗРИВНИ РАБОТИ

Димитър Христанов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Един от важните въпроси за осигуряване на безопасността на работа при извършване на взривни работи е определянето на безопасните разстояния. В доклада е разгледан въпроса за определяне на безопасните разстояния по разлитане на отделни късове при извършване на взривни работи.

DEFINITION OF THE SAFE DISTANCES ACCORDING TO SEPARATE PARTS' SPREADING DURING EXECUTION OF EXPLOSIONS

Dimitar Hristanov

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT. One of the basic questions about securing some safe work during execution of some explosions is for defining the safe distances. Protocol contains the question about definition of some safe distances during spreading separated parts, when execute explosions.

Въведение

Параметрите на взривните работи, осигуряващи безопасност на хора, съоръжения и сгради от вредното въздействие на взрива, се определят съгласно Инструкцията за определяне на безопасните разстояния при взривните работи - приложение № 7 към Правилника по безопасността на труда при взривните работи - 1997 г. /ПБТВР/ а именно:

- определяне на безопасните маса или разстояние по сеизмично действие на взрива;
- определяне на безопасните разстояния по действието на ударно - въздушната вълна;
- определяне на безопасните разстояния по разлитане на отделни късове;
- определяне на безопасните разстояния при взривяване на изхвърляне и отхвърляне;
- определяне на безопасните разстояния по действието на токсичните газове.

Безопасното разстояние е отстоянието от мястото на взривяване, при което няма вредно въздействие на взрива върху хора и охранявани обекти.

Опасната зона е територия с определени размери, в която вредните въздействия на взрива могат да нанесат поражения на хора и охранявани обекти.

Охраняемата зона е обозначена територия около мястото на взривяване, включваща опасната зона, която се охранява за не допускане на хора и животни в нея.

Безопасните разстояния за хора трябва да бъдат по-големи от следните стойности:

1. При взривяване на земната повърхност:
 - при открити заряди - 300 m;
 - при заряди във взривни дупки - 200 m;
 - при заряди в сондажи при диаметър,
 - до 110 mm – 300 m,
 - от 110 до 250 mm - 500 m,
 - над 250 mm - по проект.
2. При взривяване на камерни заряди - по проект.
3. При събаряне на сгради и съоръжения - 100 m.

Масата на заряда при взривяване на земната повърхност при открити заряди не може да превишава 10 kg. При по-голяма маса на заряда минимално допустимият радиус се определя по проект. При взривяване на земната повърхност при заряди във взривни дупки, радиусът на опасната зона се увеличава с 50% при взривяване на склонове по направление надолу. Изчислената стойност на опасното разстояние се закръглява към по-голямо число, кратно на 50 m.

По данни на редица автори в настоящия момент е характерно допускане на трудови злополуки най-често в резултат на разлет на късове при извършване на взривни работи.

Определяне на безопасните разстояния при взривяване на заряди в сондажи или взривни дупки при дробящо действие на взрива /взривяване на разбухване/

Минимално допустимите безопасни разстояния за хора при разлитане на скални късове при взривяване на заряди в сондажи, пресметнати на дробящо действие, се определя по формулата

$$R_p = 1250 r_3 \sqrt{\frac{f}{(1+r_{заб})} \frac{d}{a}}, \text{ m}, \quad (1)$$

където:

R_p - минимално допустимото разстояние за хора, m;

r_3 - коефициент на запълване на сондажа с взривно вещество,

$$r_3 = \frac{L_3}{L}, \quad (2)$$

където:

L_3 - дължината на заряда в сондажа, m;

L - дължината на сондажа, m;

$r_{заб}$ - коефициент на запълване на сондажа със забивка.

$$r_{заб} = \frac{l_3}{L_C}, \quad (3)$$

където:

L_C - дължината на свободната горна част от сондажа, m;

l_3 - дължината на забивката, m;

f - коефициент на якост по Протодяконов;

d - диаметърът на сондажа, m;

a - разстоянието между сондажите в ред, m.

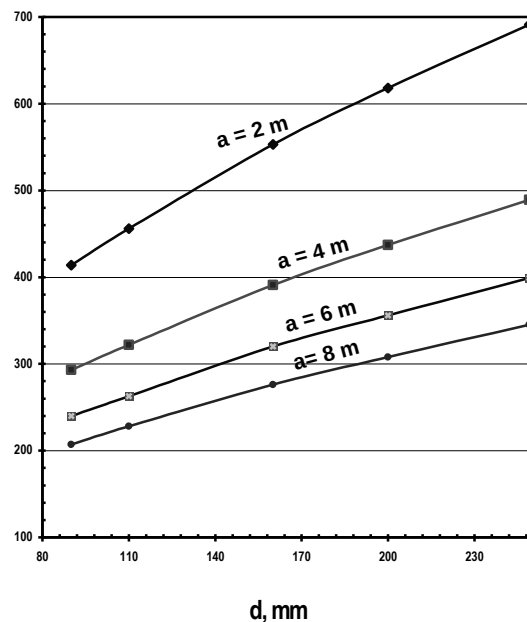
На фигура 1 са дадени получените конкретни стойности за безопасните разстояния при $r_3 = 0.7$, $r_{заб} = 1$, $f = 10$ и изменение на разстоянието между сондажите при диаметри 90 mm, 110 mm, 160 mm, 200 mm, 250 mm.

На фигура 2 са дадени получените конкретни стойности за безопасните разстояния при $r_3 = 0.7$, $r_{заб} = 1$, и изменение на разстоянието между сондажите и коефициента на якост при диаметри 90 mm, 110 mm, 160 mm, 200 mm, 250 mm.

С цел получаване на максималните значения на R_p при взривяване на серия заряди в сондажите с еднакъв диаметър с променливи параметри r_3 , a , $r_{заб}$, безопасното разстояние се пресмята по най-малките значения на a , $r_{заб}$ и най-голямото на r_3 от всички, намиращи се в дадената серия. Ако взривяваният участък от масива е от скали с различна здравина, при пресмятането на R_p се взема максималното

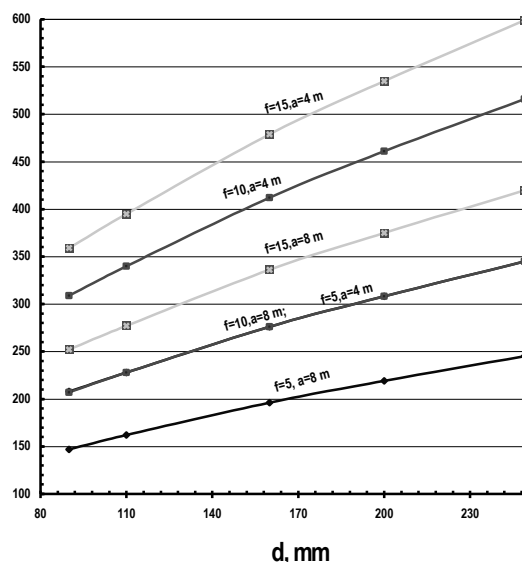
значение на коефициента f . При определяне на безопасните разстояния е необходимо да се отчитат възможните в процеса на пробивно-взривни работи отклонения на отделните параметри на взривяването на сондажните заряди от приетите в проекта. Затова R_p се определя, приемайки минимално възможните в процеса на извършване на взривни работи значения на параметрите a , $r_{заб}$ и максимално възможните за r_3 .

R_p , m



Фиг. 1. Безопасното разстояние при изменение на диаметъра на сондажа и разстоянието между сондажите в ред

R_p , m



Фиг. 2. Безопасното разстояние при изменение на диаметъра на сондажа, разстоянието между сондажите в ред и коефициента на якост на скалите

При провеждане на взривни работи на стръмни склонове и когато горната линия на взривявания участък е по-висока от останалите с повече от 30 m, е необходимо да се коригира радиусът на опасната зона в посока надолу, като се увеличава и безопасните разстояния по разлитането на отделните късове се изчисляват по формулата,

$$R_{раз} = R_p K_p, \text{ m}; \quad (4)$$

където:

$R_{раз}$ - е опасното разстояние по разлитане на отделни късове в страната на наклона на стръмния склон или местността, разположено по-ниско от 30 m, считано от горната линия на взривявания участък;

K_p - коефициент, отчита особеностите на релефа на местността; при взривяване на стръмен склон.

K_p - се определя по формулата,

$$K_p = 1 + \operatorname{tg} \beta, \quad (5)$$

където:

β е ъгълът на наклона на стръмния склон към хоризонта, градуси.

Когато вместо β е известно превишението на мястото на взрива над границата на опасната зона, K_p се определя по формулата,

$$K_p = 0.5 \left(1 + \sqrt{1 + \frac{4H}{R_p}} \right), \quad (6)$$

където:

H е превишението на горната линия на взривявания участък над участъка на границата на опасната зона, m.

При определяне на безопасните разстояния се отчита възможното претъркулване на отделни късове от скалата по склона и в това направление се увеличава безопасното разстояние. По аналогичен начин се отчита влиянието на силата на вятъра за възможното увеличаване на дълбината на разлитане на късовете от скалата.

Изчислената стойност на опасното разстояние се закръглява към по-голямо число, кратно на 50 m. Окончателно приетото безопасно разстояние не може да бъде по-малко от минималните разстояния.

Безопасните разстояния до механизми, здания и съоръжения се определят в проекта на пробивно - взривните работи с отчитане на конкретните условия. Безопасните разстояния се задължително трябва да се отразяват в графичната част на паспорта за пробивно-взривни работи.

Определяне на безопасните разстояния при взривяване на изхвърляне и отхвърляне

Минимално допустимото безопасно разстояние за хора, при разлитане на късове се определя по таблица 1 в зависимост от показателя за действие на взрива на заряда n и дължината на линията на най-малкото съпротивление W .

При взривяване на серия заряди с различни W и n , радиусът на опасната зона се определя по таблица 1, като се приема най-голямото значение на W при еднакъв n или най-голямото значение на n при еднакви W . Ако W и n са променливи, се приема най-големият радиус при дадени W и n . Ако се извършва взривяване на трасе със значителна дължина /500 m и повече/, при което в различни части от него зарядите са с отличаващи се значения на W и n , условно цялото трасе се разделя на няколко участъка с близки или еднакви значения на W и n и на всеки участък се определя радиусът на опасната зона.

Приеманите максимални значения на радиусите на опасни зони за хората са не по-малки от минималните посочени по горе.

Таблица 1.

Радиус на опасната зона за хора m , при изменение на показателя на взрива на заряда n

W, m не повече от	Радиус на опасната зона за хора m , при значение на показателя на взрива на заряда n /			
1	2	3	4	5
	1.0	1.5	2.0	2.5-3.0
1,5	200	300	350	400
2,0	200	400	500	600
4,0	300	500	700	800
6,0	300	600	800	1000
8,0	400	600	800	1000
10,0	500	700	900	1000
12,0	500	700	900	1200
15,0	600	800	1000	1200
20	700	800	1200	1500

При взривяване в местности с наклон по-голям или равен на 30° , радиусът на опасната зона се увеличава 1,5 пъти по посока надолу по наклона, а когато мястото на взрива превишава терена с 30 m и повече, радиусът на опасната зона се увеличава 1.5 пъти по посока надолу по наклона.

Безопасните разстояния до механизми, здания и съоръжения се определя в проекта за пробивно-взривните работи с отчитане на конкретните условия.

Заключение

Определянето на безопасните разстояния е един от важните въпроси за осигуряване на безопасността на хора, сгради и съоръжения. В доклада е разгледан начина за изчисляване на безопасните разстояния по разлитане на отделни късове, съгласно изискванията на Правилника по безопасността на труда при взривните работи, дадени са конкретни стойности за безопасните разстояния при изменение на разстоянието между сондажите, коефициента на якост на скалите и диаметъра на сондажа. Получените по изчислителен път резултати за безопасните разстояния задължително трябва да се отразяват в графичната част на паспорта за пробивно-взривни работи.

Литература

Правилник по безопасността на труда при взривните работи - 1997 г.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Открито разработване на полезни изкопаеми и
взривни работи", МТФ

ИЗИСКВАНИЯ ЗА ИЗЧИСЛЯВАНЕ, ПРОВЕРКА И МОНТАЖ НА ЕЛЕКТРОВЗРИВНИ МРЕЖИ

Димитър Христанов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В доклада е разгледан въпроса за основните изисквания за изчисляване, проверка и монтаж на електровзривни мрежи. За осигуряване на безопасността при работа е необходима предварителна подготовка свързана с проверката на средствата за взривяване и изчисляване на електровзривните мрежи. Правилният монтаж осигурява безопасност, сигурност, безотказност и качествено раздробяване на взривяваната среда.

REQUIREMENTS FOR CALCULATION, CHECK UP AND MOUNTING OF THE ELECTRO-EXPLOSIVE NETWORKS

Dimitar Hristanov

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT. Protocol includes the question about the basic requirements for calculation, check up and mounting of the electro-explosive networks. For securing the safety, when work it is important previously to do preparation related to the check up of sources for explosion and calculation of the electro-explosive networks. Correct mounting secures safety, security, out of rejections and quality in making the explosive area in parts.

Въведение

Както е известно технологията на електрическо взривяване /електрическо взривяване/ е един от начините за извършване на взривни работи, приложим във всички условия - открити рудници и кариери, подземни рудници опасни и неопасни по газ и прах, специални взривни работи и др. Огневото взривяване, взривяването с детониращ шнур и неелектрическата система за взривяване не са предназначени за употреба в рудници опасни по газ и прах, което е един съществен техен недостатък. Друго предимство на електрическото взривяване е възможността за проверка на мрежата преди извършване на взривяването, което е невъзможно при по-горе изброените начини на взривяване. Електрическото взривяване се характеризира с по-голяма сложност при подготовката и извършването на взривяването, особено при свързване на голям брой електродетонатори /ЕД/.

Електровзривните мрежи се състоят от проводници /магистрални и удължителни/ с присъединени към тях ЕД в определена последователност. Електровзривните мрежи трябва да бъдат безопасни, безотказни и икономически ефективни. Електровзривната мрежа се счита за безопасна, ако осигурява безопасност на лицето извършващо взривяването, контрола, транспортирането, изготвянето на патрон-боевиците, монтажа и взривяването, като при тези операции не се предизвиква преждевременно взривяване. За да бъде безотказна електровзривната мрежа е необходимо да се избере правилно начина на свързване на ЕД, да се извършат

точни изчисления и изберат уред за взривяване /УВ/ и измервателен уред /ИУ/, да се извърши безпогрешен монтаж и взривяване на електровзривната мрежа. Икономическата ефективност зависи от правилния избор на магистрални и удължителни проводници, типа на ЕД, ИУ и УВ.

За осигуряване на безопасно, безотказно и ефективно взривяване по електрически начин трябва да се извършат комплекс от технологични операции в определена последователност:

- избор на електровзривна мрежа и типа на електродетонаторите;
- изчисляване на електровзривната мрежа и избор на уред за взривяване;
- получаване, преглед и проверка изправността на електродетонаторите;
- монтаж на електровзривната мрежа;
- проверка изправността на електровзривната мрежа и взривяване.

Тези технологични операции трябва да се извършват съгласно изискванията на Правилника по безопасността на труда при взривните работи - 1997 г. /ПБТВР/.

Избор на електровзривна мрежа и типа на електродетонаторите

В зависимост от начина на свързване на ЕД, електровзривните мрежи са последователни, паралелни и смесени. При избора на схема на свързване на ЕД се изхожда от броя, масата и разположението на зарядите от

взривно вещество, възможностите на УВ за взривяване на определен брой ЕД при определена схема на взривяване, типа на използваните ЕД и др.

Последователното свързване на ЕД се извършва бързо, лесно и подлежи на контрол и проверка. Токът протичащ през всички ЕД е еднакъв, гарантиращ сигурното взривяване на ЕД. Недостатък при този начин на свързване е че при повреда /прекъсване на мрежата/ е невъзможно взривяването.

Паралелните и смесени електроувзривни мрежи, имат сложно устройство, трудно се изчисляват, изискват голям разход на проводници, време и труд и се взривяват с УВ с голяма мощност. Вероятността при всички технологични операции от грешки и повреди е голяма, което не гарантира напълно безотказността на взривяването.

ЕД се избират съгласно списъка на допуснатите до употреба за промишлени нужди в Република България взривни материали, уреди и съоръжения, предназначени за взривната техника и технология от местно производство и внос, одобрен от ИА "ГИТ". Това са ЕД тип "ЭД-ЗП", "ЭД-ЗН-МС", "ЕДМ", "ЕДС", "ЕДМА", "DEM-S", "DEM-zb-S", "DEP-S", отговарящи на изискванията на БДС 9976-82. ЕД с повишена електрическа устойчивост /клас П/ се употребяват масово във всички условия, включително и в рудници опасни по газ и прах. Безопасният ток който не взривява ЕД клас П е 0.45 А /Б/, а сигурният – 2 А /с/. ЕД с висока електрическа устойчивост /клас В/ се употребяват при опасност от преждевременно взривяване от блуждаещи токове, статично електричество и др. Безопасният ток който не взривява ЕД клас В е 4 А, а сигурният – 25 А. При избора на ЕД не се допуска в една и съща електроувзривна мрежа да се използват електродетонатори с различна електрическа устойчивост /клас П и В/ и от различни производители. При избора на ЕД, особено тези от внос е необходимо предварително запознаване и отчитане на характеристиките и параметрите им.

От гореизложеното следва, че използването на последователните електроувзривни мрежи и ЕД от клас П е за предпочитане. Паралелните и смесени електроувзривни мрежи, се препоръчва да се употребяват в някои отделни случаи например при масови и специални взривни работи, при прокарване на вертикални изработки и др.

Изчисляване на електроувзривната мрежа и избор на уред за взривяване

Изчисленията на параметрите на електроувзривната мрежа се извършва в следната последователност:

- избор на схема на свързване на ЕД;
- избор на сечението и дължината на магистралните и удължителните проводници;
- изчисляване съпротивлението на магистралните и удължителните проводници;

- изчисляване общото съпротивление на ЕД по избраната схема на свързване;
- изчисляване на общото съпротивление на електроувзривната мрежа;
- изчисляване на съпротивлението на електроувзривната мрежа при измерването;
- избор на УВ;
- определяне изискванията за безопасна работа при избраните конкретни параметри на електроувзривната мрежа;
- отразяване на резултатите от изчисленията в паспорта за пробивно-взривни работи.

След определяне на схемата на свързване на ЕД, и типа на ЕД по посочените по-горе критерии се извършва изчисляване на общото съпротивление на електроувзривната мрежа. При незадоволителни резултати след извършване на изчисленията е възможно да се наложи промяна на схемата на свързване, марката и сечението на проводниците и повторно извършване на изчисления с цел намиране на оптималния вариант.

Общото съпротивление на електроувзривната мрежа се определя по израза,

$$R_{II} = R_{ED} + R_M + R_V, \Omega, \quad (1)$$

където:

R_{ED} е съпротивлението на определен брой ЕД, свързани по избраната схема, Ω ;

R_M - съпротивлението на магистралните проводници, Ω ;

R_V - съпротивлението на удължителните проводници, Ω .

Магистрални проводници са предназначени за отдалечаване на безопасно разстояние от мястото на взривяване. Те свързват удължителните проводници с УВ, и се употребяват многократно. Съгласно ПБТВР за магистрални проводници трябва да се използват стандартни проводници с многожични медни жила със сечение не по-малко от 0,75 mm² с каучукова или пластмасова изолация.

Удължителните проводници са предназначени да осъществяват връзката между магистралните проводници и ЕД, свързани по избраната схема. За удължителни проводници трябва да се използват стандартни проводници с едножични или многожични жила, с каучукова или пластмасова изолация и със сечение не по-малко от 0,5 mm². Изправността на всички проводниците се проверява преди всяко взривяване.

Съпротивлението на магистралните и удължителните проводници за всички схеми на електроувзривните мрежи се определя по формулите,

$$R_{M_{20}} = \rho \frac{l_M}{S_M}, \Omega, \quad (2)$$

$$R_{V_{20}} = \rho \frac{l_V}{S_V}, \Omega, \quad (3)$$

където:

ρ е специфичното съпротивление на материала, от който е направен проводникът; $\Omega \cdot \text{mm}^2/\text{m}$;

l_M - дължината на магистралните проводници, m;

l_Y - дължината на удължителните проводници, m;

S_M - сечението на магистралните проводници, mm^2 ;

S_Y - сечението на удължителните проводници, mm^2 .

Специфичното съпротивление на най-често употребяваните материали във взривната практика е за мед е $0.03 \Omega \cdot \text{mm}^2/\text{m}$, за стомана $0.132 \Omega \cdot \text{mm}^2/\text{m}$ и за алуминий $0.03 \Omega \cdot \text{mm}^2/\text{m}$. Когато температурата на околната среда е различна от 20°C , стойността на съпротивлението се определя по израз,

$$R_{M,Y} = R_{M,Y,20} [1 + \theta(t - 20)], \Omega, \quad (4)$$

където:

$R_{M,Y}$ е съпротивлението на магистралните и удължителните проводници, Ω ;

$R_{M,Y,20}$ - съпротивлението на магистралните и удължителните проводници при 20°C ;

θ - температурен коефициент, за мед - 0.0044, за стомана - 0.006 и за алуминий - 0.04;

t - температурата на околната среда, $^\circ\text{C}$.

При последователна схема на свързване на ЕД, общото им съпротивление се определя по израз,

$$R_{ED} = r_1 + r_2 + r_3 + \dots + r_n = \sum_{i=1}^n r_i, \Omega, \quad (5)$$

където:

r_i са съпротивленията на отделните ЕД /сума от съпротивленията на мостчето и проводниците на ЕД/, Ω ;

n - брой на ЕД, бр.

Ако съпротивленията на отделните ЕД са равни съпротивлението се определя по израз,

$$R_{ED} = nr_i, \Omega \quad (6)$$

Токът протичащ през всички ЕД е,

$$I_{ED} = I_1 = I_2 = I_3 = \dots = I_n, \text{ A}, \quad (7)$$

като,

$$I_{ED} \geq I_C, \text{ A} \quad (8)$$

При паралелно свързване на ЕД общото съпротивление се определя по израз,

$$\frac{1}{R_{ED}} = \frac{1}{r_1} + \frac{1}{r_2} + \frac{1}{r_3} + \dots + \frac{1}{r_n} = \sum_{i=1}^n \frac{1}{r_i}, \Omega, \quad (9)$$

където:

r_i са съпротивленията на отделните ЕД, Ω ;

n - брой на ЕД, бр.

Съпротивленията на отделните ЕД трябва да бъдат еднакви, за да протече гарантирания сигурен ток на взривяване. Ако съпротивленията на отделните ЕД са равни съпротивлението се определя по израз

$$R_{ED} = \frac{r_i}{n}, \Omega \quad (10)$$

Токът протичащ през електровзривната мрежа е,

$$I_{ED} = I_1 + I_2 + I_3 + \dots + I_n = \sum_{i=1}^n I_i, \text{ A} \quad (11)$$

като,

$$I_i \geq I_C, \text{ A} \quad (12)$$

Смесените електровзривни мрежи се разделят на последователно-паралелни и паралелно-последователни. ЕД се съединяват в групи. При последователно-паралелните схеми, ЕД в групите са съединени последователно, а групите паралелно. Съпротивлението на определена група последователно свързани ЕД се определя по израз,

$$R_{ep.} = r_1 + r_2 + r_3 + \dots + r_n = \sum_{i=1}^n r_i, \Omega, \quad (13)$$

където:

r_i са съпротивленията на отделните ЕД, Ω ;

n - брой на ЕД, бр.

При този начин на свързване съпротивленията на групите трябва да бъдат еднакви. В противен случай е възможно определен брой ЕД да не се взривят. Ако,

$$R_{ep.1} = R_{ep.2} = R_{ep.3} = R_{ep.4} \dots = R_{ep.N}, \Omega \quad (14)$$

следва че,

$$R_{ED} = \frac{R_{ep.N}}{N}, \Omega \quad (15)$$

При паралелно-последователните схеми, ЕД в групите са съединени паралелно, а групите последователно.

$$\frac{1}{R_{ep.N}} = \frac{1}{r_1} + \frac{1}{r_2} + \frac{1}{r_3} + \dots + \frac{1}{r_n} = \sum_{i=1}^n \frac{1}{r_i}, \Omega \quad (16)$$

При този начин на свързване също така съпротивленията на отделните ЕД в групата трябва да бъдат еднакви. В противен случай е възможно определен брой ЕД да не се взривят.

$$R_{zp.N} = \frac{r_i}{n}, \Omega \quad (17)$$

Общото съпротивлението се определя по израза,

$$R_{ED} = R_{zp.1} + R_{zp.2} + R_{zp.3} + \dots + R_{zp.N}, \Omega \quad (18)$$

ЕД и електровзривните мрежи се взривяват с УВ /най често кондензаторни/, осигуряващи постоянен ток със сила и енергия на импулса не по-малки от определените за съответния тип ЕД в стандарта или инструкцията за употреба. Избора на УВ се извършва като общото съпротивление на електровзривната мрежа, изчислено с 10 % завишение не може да надвишава съпротивлението, което УВ може да преодолее за съответния клас електродетонатори и схема на взривяване. / $R_{yB} \geq 1.1R_{II}$ /.

Резултатите от така извършените изчисления задължително трябва да се отразят по подходящ начин в паспорта за пробивно-взривни работи.

Получаване, преглед и проверка изправността на електродетонаторите

От склада за взривни материали се получават, съгласно паспорта за пробивно-взривни работи, определения брой и тип ЕД, магистралните и удължителни проводници, УВ, ИУ и другите помощни средства. При несъответствие на вида или типа на взривните материали и надписите на опаковките се връщат на лицето от което са получени. Доставят се в определеното помещение за подготовка на взривните материали. Извършва се външен оглед и се отстраняват онези, които имат видими дефекти. ЕД се преглеждат за външни дефекти по гилзата /ръжда, пукнатини, окиси, потбитости/ и за нарушения на изолацията на проводниците. При всички манипулации с ЕД се забранява опъването на проводниците, като за целта гилзата на ЕД се държи в дланта. Краища на проводниците на ЕД се зачистват.

Проверява се съпротивлението на ЕД и при наличието на ЕД със стойност на съпротивлението различно от посоченото на опаковката и в стандарта, те се отделят и бракуват. Съпротивлението на ЕД се измерва в специално съоръжени помещения. При тази операция не се разрешава да има повече от 100 броя ЕД на работната маса. Проверяваните ЕД се поставят в метална тръба или зад дървена преграда с дебелина не по-малко от 0.10 m, с цел предпазване от евентуално преждевременно взривяване. Проверката на ЕД се извършва само с ИУ, подаващи на клемите ток със сила не по-голяма от 50 mA. Допуска се използването и на стендове или устройства за определяне съпротивлението на ЕД, допуснати до употреба за тази цел.

При гарантирано качество на съпротивлението от производителите, установено чрез проверката на не по-малко от три партиди от ЕД, се допуска да се проверяват 20% от следващите партиди. При установяване на отклонения от посоченото в стандарта съпротивление се проверяват всички електродетонатори от партидата.

Проверените и изправни ЕД трябва да се сортират по съпротивления. В зависимост от приетата схема на свързване на ЕД, проводниците се нарязват с определената дължина и се намотават на рула. Всяко руло се маркира, като се поставя етикет с данни за дължината и предназначението. Магистралните проводници се намотават на специални макари с данни за дължината, сечението и съпротивлението. След нарязването на проводниците отново се проверява проводимостта им с ИУ. Проводниците се свързват внимателно, след добро почистване на жилата. За целта от краищата на проводниците се сменя изолацията на дължина около 5 cm, след което оголените жила плътно се усукват един срещу друг.

Проводниците на ЕД, които са със зачистени краища, след проверката се съединяват "накъсо" и в това положение остават през цялото време до момента на присъединяването им към електровзривната мрежа.

Монтаж на електровзривната мрежа

Взривни материали се доставят на работните места съгласно изискванията на ПБТВР. По време на транспортирането не се допуска съприкосновение на ЕД с шини, тръби, релси, електросъоръжения и други токопроводими части. Всички електросъоръжения, кабели, контакти и други захранващи проводници, намиращи се в пределите на опасната зона, където се монтира електровзривната мрежа, се изключват от момента на изготвянето на боевиците до завършване на взривяването. Забранява се движението на контактни електролокомотиви в района на взривяването по време на зареждането, монтирането на електровзривната мрежа и взривяването на зарядите.

Боевиците се изготвят и зареждат съгласно изискванията на ПБТВР. При механизирано зареждане се поставят ръчно след окончателното зареждане, като се допуска зареждане на боевика в дъното на взривната дупка или сондаж с ЕД от клас В.

Електровзривната мрежа се монтира след като завърши зареждането и се постави забивката. Съединенията на ЕД и на електровзривната мрежа, се почистват добре, свързват се здраво и се изолират с изолирбанд, изолационен шлаух или специални приспособления. Монтирането на електровзривната мрежа в посока от уреда за взривяване към зарядите е недопустимо. Краищата на проводниците на монтираната част от електровзривната мрежа се свързват "накъсо" до присъединяването им към проводниците на следващата част на електровзривната мрежа.

Забранява се присъединяването на проводниците от монтираната част на електровзривната мрежа към следващите проводници, докато срещуположните им краища

не бъдат свързани "накъсо". Краищата на магистралните проводници на електровзривната мрежа се свързват "накъсо" до присъединяването им към клемите на уреда за взривяване. Не се допуска съприкосновение на електровзривната мрежа с токопроводими части.

Проверка изправността на електровзривната мрежа и взривяване

Съпротивление на електровзривната мрежа се измерва непосредствено преди взривяването. Измерването се извършва от мястото за взривяване /укритието/, след като всички хора се изтеглят на безопасно разстояние или в укритието. Ако се установи, че фактически измереното и изчисленото съпротивление на електровзривната мрежа се различават с повече от 10 %, необходимо е да се отстранят неизправностите /непочистени краища на жилата на проводниците, лоши връзки, нарушение на изолацията, утечки на ток, несвързани проводници и др./.

Общото съпротивление на електровзривната мрежа, измерено или изчислено с 10 % завишение не може да надвишава съпротивлението, което УВ може да преодолее за съответния клас електродетонатори и схема на взривяване. $R_{ИЗМ.} \leq 1.1 R_{УВ}$ / Магистралните проводници се присъединяват директно към клемите на уреда за взривяване, без да се използват допълнителни проводници. След взривяването, магистралните проводници се откачват от уреда за взривяване и се свързват "накъсо". Ако след подаването на импулса от УВ не се получи взривяване, взривникът е длъжен да откачи магистралните проводници от УВ, след което да изясни причините за отказа. При необходимост от повторно измерване, същото се извършва задължително от мястото за взривяване /укритието/.

При смесено свързване задължително се извършва и измерване на съпротивлението на отделните групи, като то трябва да отговаря на изискванията отразени в паспорта за пробивно-взривни работи.

Основните причини за получаване на откази /не взривяване на електровзривната мрежа/ са неправилен избор на ЕД, УВ, ИУ и схеми на взривяване, неизправни

ЕД, УВ, ИУ, неправилен монтаж и проверка на електровзривната мрежа.

ЕД могат в определени случаи преждевременно да се взривят при наличие на блуждаещи токове, токове на утечка и в близост до електросъоръжения, кабели и други източници на електроенергия или опасни електромагнитни излъчвания. Поради тази причина е забранено използването на електрическо взривяване без провеждане на допълнителни мерки за безопасност, като изключване на електрическото захранване, измерване нивото на блуждаещите токове и токовете на утечка, използване на ЕД от клас В и др. Във високопланински райони, над 1800 м надморска височина, трябва се използват ЕД от клас В.

Заключение

При електрическото взривяване е възможно да се извърши проверка на мрежата преди взривяването. За целта трябва да се спазват всички изисквания на Правилника по безопасността на труда при взривните работи. От особена важност за извършване на безопасно и безотказно взривяване е правилно да се избере схемата на свързване на електродетонаторите, сечението и дължината на магистралните и удължителните проводници, да се изчисли общото съпротивление на електровзривната мрежа, избере УВ, да се монтира и провери електровзривната мрежа, да се определят изискванията за безопасна работа при избраните конкретни параметри на електровзривната мрежа и се спазва стриктно паспорта за пробивно-взривни работи.

В доклада е даден методическият подход за извършване на тези технологични операции, тяхната последователност с цел изграждане на безопасни, безотказни и икономически ефективни електровзривните мрежи.

Литература

Правилник по безопасността на труда при взривните работи - 1997 г.
Паунов, Х. Г., Б. Барбулов, 1989. *В помощ на взривника*, С., Техника.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Открито разработване на полезни изкопаеми и взривни работи", МТФ

НОВИ ИЗСЛЕДВАНИЯ НА ОТДЕЛЯЩИТЕ СЕ ТОКСИЧНИ ГАЗОВИ ЕМИСИИ ПРИ ВЗРИВНАТА ХИМИЧЕСКА РЕАКЦИЯ СЪГЛАСНО НОВИТЕ ИЗИСКВАНИЯ НА ЕВРОПЕЙСКАТА ОБЩНОСТ

Гергана Камбурова

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Съгласно изискванията на новия Европейски стандарт EN 13631-16 "Експлозиви за граждански цели-част 16-Установяване и измерване на токсичните газове" в учебно изпитвателна лаборатория от нас бяха извършени мащабни изследвания на всички газови емисии в т.ч. токсични отделящи се при взривните химически реакции. Изследванията се извършиха в 142m³ железобетонна натиско опорна камера. Теглото на пробите на изпитваните експлозиви беше от 400 до 1200 g. Изследвани са както прахообразни така и грубодисперсни и емулсионни експлозиви. От извършените изследвания се установи, че количеството на токсичните газове е значително по голямо отколкото беше измервано по старите методи. Установи се, че голямо влияние за отделящите се газови емисии има т.н. от нас Л. фактор. Л-факторът променя представата за системата за протичане на взривната химическа реакция в т.ч. отделянето на токсични газове, както и необходимото количество кислород във взривните смеси

TITLE NEW RESEARCHES ON THE TOXIC GASES EMITTED DURING BLASTING CHEMICAL REACTIONS ACCORDING TO THE NEW REQUIREMENTS OF THE EUROPEAN COMMUNITY

Gergana Kamburova

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, Bulgaria

ABSTRACT: According to the requirements of the new European standard EN 13631-16 "Explosives for civil uses – part 16. Detection and measurement of toxic gases" in the testing laboratory of Minenergo Ltd. we have undertaken vast research on all gas emissions, including toxic gases, emitted during blasting chemical reactions. All tests were done in a 142 m³ reinforced concrete pressure chamber in accordance with the requirements of EN 13631-16, Explosives for civil use – part 16, Detection and measurement of toxic gases. The weight of the trials was from 400 g to 1200 g. From the carried tests we have found that the quantity of toxic gases is considerably larger than that received by the old methods. We have also discovered that the L factor as we named it has a very big influence on the emitted gas emissions. The L factor changes the idea of the system of passing of the blasting chemical reaction including the release of toxic gases as well as the necessary quantity of oxygen in the explosive mixtures.

Въведение

Икономическото развитие на страните от Европейската общност в определена степен е свързано с използването на енергията на експлозивите. Всички основни строителни работи в т.ч. разрушаването на съществуващи съоръжения и сгради извън и в населени места, както и основните процеси по разрушаването на скалните масиви при добив на инертни, строителни и др. материали и полезни изкопаеми се извършва с помощта на промишлени взривни работи. Изхождайки от мащаба на тези дейности в редица случаи за извършването на единица обем работа се изразходват значителни количества експлозиви. От друга страна в страните от Европейската общност, както в страните членки, така и в страните с предстоящо присъединяване текат усилените интеграционни процеси. Една значителна част от новите технологии и практики на различните страни се прехвърлят в други страни от общността. В значителна степен се развива и между държавната търговия с експлозиви за промишлени цели. Всичко това предполага, че предприятията производители и предприятия потребители трябва да извършват своята дейност чрез по- ефективно производство и по-високи качества на

експлозивите и не на последно място чрез рязкото намаляване на вредното влияние на взривните работи върху околната среда. Това влияние се изразява преди всичко в намаляване на вредните газо-прахови емисии, отделящи се както при производството на експлозивите, така и при тяхното потребление. Въпросът става още по актуален като се има предвид, че в средните и големи открити рудници и кариери се взривяват в едно взривно поле наведнъж между 10 и 80 тона. В този случай в околната среда се отделят до 7,0-7,5 млн.литра токсични газове - CO и NO_x, които замърсяват околната и жизнена среда на човека. Съгласно Европейската Директива 93/15 ЕЕС от 05 април 1993г. за хармонизиране на изискванията свързани с продажбата и контрола на взривни вещества за граждански цели се изисква взривните вещества да се проектират, произвеждат и доставят до потребителя по такъв начин, че да представляват минимален риск за човешкото здраве и живот, да осигуряват максимална безопасност и сигурност и да се минимизира отрицателния ефект върху околната среда при нормални условия на употреба. Това предполага, че изучаването, нормирането и установяването на нови факти за определяне влиянието на отделни фактори върху величината на отделящите се токсични

емисии има значително място в съвременните потребителски практики с използване енергията на взрива.

Досегашни методи за изпитване

Определянето на токсичните газове, които се отделят при извършването на взривни работи в Република България по действащия стандарт се извършват досега в малки натиско опорни камери (дебелостенни бомби) с обем 20 до 120 L във вакуум или във взривни камери с обем 10m³. Пробата от взривното вещество се поставя в стоманена морттира, която от своя страна се помещава във взривната камера. Преобладаващите изследвания, които са отразени в техническите спецификации на допуснатите до употреба в Република България експлозиви за граждански цели са извършени в малки натиско опорни камери във вакуум, като пробите от BB са от 20 до 50g (БДС15410-81).

Грубодисперсните експлозиви използвани за работа, както в открити така и в подземни обекти при досегашните изследвания се изпитват чрез:

- видоизменени проби, което се постига чрез смилане на определено количество експлозив до едрина предписана за прахообразните експлозиви. Нормите за едрина в България за прахообразните експлозиви е 70% от пробата да преминава през сито от 0,20 mm;

- използване на допълнителен междинен детонатор от 5g тен, за да се осигури детонация на пробата от грубодисперсния експлозив (Лазаров, 1988).

Основните изводи от до сега, използваните методи за определяне на отделящите се токсични газове са следните:

1. Изпитваните проби от експлозивите са твърде малки – 20-50g, при което не могат да се гарантират надеждни резултати. Освен това изпитванията се извършват във вакуум в условия далеч различаващи се от реалните условия.

2. Грубодисперсните, емулсионните и водонапълнените експлозиви прилагани масово в практиката не могат да се изпитват с тези методи, тъй като техният критичен диаметър надхвърля диаметъра на централния отвор на изпитвателните мортитри. Смляните или видоизменени проби не дават реални представи за отделящите се токсични газови емисии.

3. В значителна степен тези изводи се отнасят и в случаите на изследване на токсичните газове в 10 m³ камери. В тях също не могат да се изследват всички грубодисперсни, емулсионни и водонапълнени експлозиви, които следва пак да се видоизменят.

Нови методи за изпитване

За осигуряване на реални и надеждни резултати на отделящите се токсични газове от експлозивите за граждански цели бяха разработени нови методи за изпитване. В основата на тези методи залегнаха изискванията на новия Европейски стандарт EN 13631-16-Експлозиви за граждански

цели-част 16. Установяване и измерване на токсичните газове.

Основните изисквания на новия Европейски стандарт за определяне на токсичните газове са следните:

Изпитванията се извършват в условия близки до реалните като обемът на натиско опорната камера трябва да бъде над 15m³. Камерата трябва да бъде оборудвана с ефективна система за смесване, да осигурява еднородна атмосфера в няколко минути след взривяването. Камерата също така трябва да бъде оборудвана със средства за измерване на температурата на средата и налягането вътре в самата камера и да бъде снабдена с отвори за вземане на проби от газовете.

Изпитваната проба трябва да се поставя в дебелостенна стоманена тръба - морттира с възможност за извършване на многократни взривявания. В морттирата се пробива централен отвор с диаметър 150 mm и вътрешна дължина 1400 mm.

Всяко взривно вещество трябва да се изпитва в патрон с минималния диаметър пуснат на пазара от производителя. Насипните експлозиви трябва да се изпитват в тръба от PVC с вътрешен диаметър съответстващ на минималния диаметър, предложен за използване от производителя.

Количеството на пробата от експлозив, подлежаща на изпитване, зависи от размера и здравината на камерата. Минималното количество на пробата за един опит е 500g, а минималната дължина е 70 cm. Приготвения или използван патрон от експлозива трябва да бъде фиксиран по оста на отвора на морттирата, като за фиксирането по оста и надлъжното центриране на заряда не могат да се използват лесно запалими материали. Иницирането на заряда се извършва съгласно указанията на производителя.

Изпитването се повтаря три пъти за всеки експлозив, като се записват измерените количества на газовете в продължение на 20 min след взрива, както за всеки опит така и средно за експлозива. Определя се средното количество на отделените се газове CO, CO₂, NO, NO₂.

Изследването на токсичните газове на експлозивите за граждански цели са до голяма степен в съответствие с новите Европейски изисквания и са извършени в изпитвателната лаборатория на Миненерго ООД. Натиско опорната камера е с вътрешни размери 5x5x5 и вътрешен светъл обем 142m³. Тя е изградена от железобетон с ширина от 0,6 m, като от вътре и от вън е облицована с дебелостенни стоманени листове с дебелина 20 mm.

Камерата е съоръжена с клапан за свръхналягане, отвори за вентилация, отвори за вземане на проби и др.

За изследване на прахообразни експлозиви с малки критични диаметри се използва стоманена морттира с дължина 1200 mm с централен отвор с диаметър 50 mm и дължина 800 mm. Морттирата е поставена в единия долен край на камерата.

Изпитванията се извършват чрез:

- заряд от изпитвания експлозив в във фабрична опаковка и в дебелостенна стоманена тръба в свободно повесено състояние;
- заряд от насипен грубодисперсен експлозив поставен в пластмасов шлах в свободно повесено състояние;
- заряд поставен в мортара с централен отвор във фабричната си опаковка.

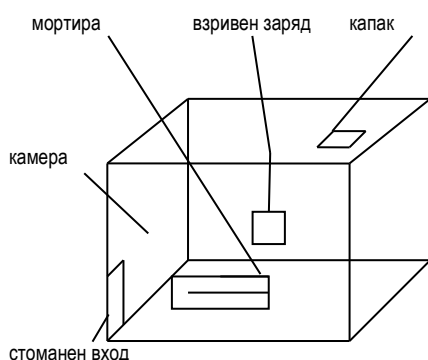
Прахообразните и пластични експлозиви с малък критичен диаметър се иницират с електроетонатор, а грубодисперсните експлозиви с междинен детонатор от 400g тротилова пресовка и електродетонатор.

С цел определяне на реалните количества токсични газове предварително се определят газовете, които се отделят от един брой електродетонатор в малка 120 L натиско опорна камера и от един брой 400g тротилова пресовка в голямата 142m³ камера. Направени са по 5 броя изследвания и са взети педвид средните резултати.

Изхождайки от реалните условия, количеството на изследваните проби от отделните експлозиви варира от 400g до 1200g. Най-много изследвания са извършени със заряди от 500-600 до 1000-1100g включително междинния детонатор от 400g тротилова пресовка.

Всяка проба от даден експлозив е изследвана от два до пет пъти, като получените резултати са преизчислени за 1 kg от експлозива. При тези преизчисления са извадени стойностите на токсичните газове отделяни от 1 брой електродетонатор и от междинния детонатор определени отделно.

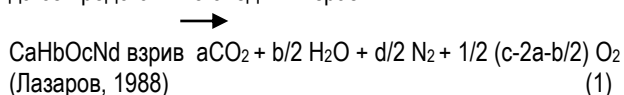
На фиг. 1 е дадена съоръжената в лабораторния комплекс на Миненерго ООД 142 m³ натиско опорна камера



Фиг. 1. Натиско опорна камера от 142 m³

Изследване на газови емисии от взривната химическа реакция

Съгласно възприетата практика при състав на експлозива CaHbOcNd взривната химическа реакция може да се представи по следния израз:



Най-пълна реакция следва да се получи при наличието на точно толкова кислород O₂, колкото е необходим за пълното окисляване на водорода и въглерода. Това се постига при така наречения нулев кислороден баланс на експлозива.

В практиката обаче вследствие на различни фактори една част от въглерода изгаря до въглероден оксид CO, а една част от азота се свързва с кислорода до азотен оксид NO и азотен диоксид NO₂.

Счита се, че при недостиг на кислород се образува повече въглероден оксид, а при излишък на кислород повече азотни газове. Най-малкотоксични газове би следвало да се образуват при нулев кислороден баланс или при така наречените балансиран експлозиви, които се препоръчват да се произвеждат.

Съгласно цитираният по горе Европейски стандарт EN-13631 за измерване на токсичните газове при взривната химическа реакция се определя съдържанието на газовете въглероден диоксид, въглероден оксид, азотен оксид и азотен диоксид.

Изхожда се от презумцията, че това са основните продукти от взрива.

Извършените досега изследвания за токсичните газове съответствуват на това разбиране за взривната химическа реакция. Има откъслечни резултати и за друга схема за протичане на взривната химическа реакция с образуване на въглеводороди и амоняк, които поради малкия си дял според тези изследвания се пренебрегват (Дубнов, Бахаревич, Романов 1988). Това по всяка вероятност се дължи на обемния фактор, т.е. анализ на резултатите от изпитване на малки по маса проби в малко пространство. Освен това досегашните изследвания не обхващат цялата гама от новите грубодисперсни експлозиви използвани преимуществено при взривните работи на открито.

При разработването на новата методика за изследване на токсичните газове от нас в т.ч. съобразявайки се и с изискванията на новия Европейски стандарт ние възприехме нова идея, според която вследствие на високата температура и налягане в зоната на ефективната взривна химическа реакция са възможни екзотермични реакции и образуване на значителни количества въглеводороди.

Това обстоятелство променя представите за протичащите взривни химически реакции, както и разбирането, че най-ефективни резултати се получават при работа с балансиран експлозив. Поради тези съображения при извършените изследвания за определяне продуктите от взрива беше прието да се измерва съдържанието на CO, CO₂ NO, NO₂, както и въглеводороди.

Резултати от извършените изследвания

Изследвани бяха две групи експлозиви.

В първата група бяха изследвани тротилосъдържащи, грубодисперсни експлозиви с марки ГДА-70/30, ГДА 79/21,

ГДА-ЛМ, емулсионни експлозиви с марки Елацит 1100, Елацит 3400 (смес от 70% елацит 1100 и 30% анфо) и Емулит 1200, както и нафтоселитрени експлозиви с марка Нафтонит О. Във втората група бяха изследвани прахообразни амониево селитрени експлозиви с марки Амонит 6, Лазарит, предохранителни експлозиви с марки Балканит, Метанит и Скаленит, както и емулсионен експлозив с марка Елацит 710.

На таблица 1 са дадени усреднените резултати от изпитаните експлозиви от първата група, а на таблица 2 от втората група.

Таблица 1.

Суши продукти от взрива на експлозиви иницирани с междинен детонатор от 400g тротилова пресовка.

№ по ред	Изпитвани експлози марки	Газове, l/kg					КБ, %
		CO ₂	CO	NO _x	Въг лев.	Усл. СО	
1.	ГДА-70/30 500g, критичен диаметър 80 мм	95	11	14.3	59	104	-8.2
2.	ГДА-79/21 500g, критичен диаметър 80 мм	85	14	28.7	59	200	0
3.	ГДА-ЛМ, 500g, критичен диаметър 80 мм	142	17	22.6	142	164	0
4.	Елацит 1100 550g, критичен диаметър 105 мм	80	101	9.7	127	164	-12.7
5.	Елацит 3400 600g, критичен диаметър 140 мм	28	110	25.2	173	274	-2.3
6.	Емулит 1200 550g, критичен диаметър 110 мм	40	100	18.7	177	222	-12.7
7.	Нафтон.О 550g, критичен диаметър 140 мм	11	21	20.9	80	157	0

Таблица 2.

Суши продукти от взрива на експлозиви иницирани с електродетонатор

№ по ред	Изпитвани експлози марки	Газове, l/kg					КБ, %
		CO ₂	CO	NO _x	Въг лев.	Усл. СО	
1.	Амонит 6 600 - 1000g, критичен диаметър 9мм	32	36	24.1	114	193	0

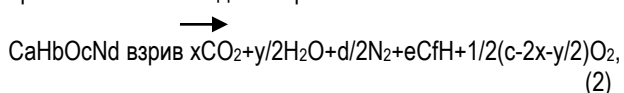
2.	Лазарит 500 - 600g, критичен диаметър 10 мм	28	22	29.7	90	215	0
3.	Елацит 710 - 740g, критичен диаметър 14 мм	19	30	5.8	132	68	0
4.	Балканит 500 -1000g, критичен диаметър 11 мм	20	15	10.2	84	82	0
5.	Метанит 600g, критичен диаметър 11 мм	10	44	19.9	133	173	0
6.	Скаленит 500 - 600g, критичен диаметър 9мм	10	41	21.8	165	159	0

Анализирайки получените резултати от извършените изследвания по новата методика с двете групи експлозиви могат да се направят следните заключения:

1. Установи се по безпорен начин, че при взривното химическо превръщане настъпват определени екзотермични реакции, при които се образуват значителни количества въглеводороди. Това се отнася, както за групата експлозиви иницирани с междинен детонатор, така и за експлозивите иницирани с електродетонатор.

Количеството на въглеводородите варира от 59 до 177 l/kg при експлозивите от първата група и от 84 до 165 l/kg при експлозивите от втората група. Ако се сумират сухите газообразни продукти от взрива като CO, CO₂, NO_x се получават стойности от 55 до 191 l/kg, а стойностите на установените въглеводороди са от 59 до 177 l/kg

Върху тези резултати влияят много фактори, които следва да се изучат допълнително, но може категорично да се твърди, че установеният от нас т.н. фактор Л е действителен. Изхождайки от тези резултати взривната химическа реакция трябва да се представя с известно приближение по следния израз



където: $e=a-x$; $f=b-y$

От това следва, че част от въглерода и водорода се свързват по между си, вследствие на което т.н. балансирани експлозиви стават с положителен кислороден баланс. Този факт се отразява отрицателно както на детонацията на експлозива, така и на отделянето на по-голямо количество азотни окиси.

2. Прахообразните амониево селитрени експлозиви с нулев кислороден баланс отделят значителни количества нитрозни газове от 10 до 30 l/kg. Тези количества превишават неколккратно получаваните до сега

стойности на изследваните експлозиви по старите методики - от 1 до 5 l/kg.

3. Грубодисперсните тротилосъдържащи експлозиви с отрицателен кислороден баланс от порядъка – 8% отделят значително по-малко сумарни количества газове и по-малко въглеродороди в сравнение с тези с нулев кислороден баланс, т.е. техният състав е значително по-“балансиран”.

4. Анализирайки новия Европейски стандарт EN13631-16 трябва да се отбележи, че според нас не са решени докрай три основни въпроса:

Не са обхванати и не са предмет на този стандарт експлозивите предназначени само за открити взривни работи.

Описаният метод за измерване на токсичните газове ще бъде трудно приложим за определяне на токсичните газове от грубодисперсни и емулсионни взривни вещества предназначени само за открити взривни работи. При 105 mm пределен диаметър на експлозива при минимална дължина от 70 cm изпитваното минимално количество на пробата от експлозива ще бъде над 6 kg при диаметър 120 mm съответно около 8 kg и при диаметър 140 mm съответно около 11 kg. За изпитването на тези големи заряди трябва да се използва дебелостенна мортира с големи размери, което в значителна степен ще затруднява изследването. Освен това изискването насипния заряд да се поставя в тръба от PVC ще доведе до промяна на резултатите, тъй като такива тръби не се използват в практиката. В случая по-рационално би било зарядите от насипните експлозиви да се поставят със съответния

диаметър в дебелостенни стоманени тръби, които да играят ролята на мортира, но за еднократна употреба.

5. Не са точно формулирани критериите и нормите за пределно допустимите токсични газове отделящи се от допуснатите за употреба експлозиви за граждански цели. За изясняване на този въпрос е необходимо между заинтересовани страни на ЕС да се извършат координирани комплексни изследвания на промишлените експлозиви съгласно изискванията на стандарта на ЕС EN - 13631-16 и по доразработени методи за грубодисперсни експлозиви с голям пределен диаметър. В резултат на тези комплексни изследвания могат да се определят пределно допустимите норми за отделящите се токсични газове валидни за всички страни на ЕС.

Литература

- Европейска директива 93/15 ЕЕС 1993 за хармонизиране на изискванията свързани с продажбата изискванията и контрола на взривните вещества за граждански цели.
- Стандарт EN 13631-16 *Експлозиви за граждански цели – част 16. Установяване и измерване на токсичните газове.*
- БДС 15410-81 *Методи за определяне количеството на токсичните газове.*
- Лазаров Сл. Б. 1988. *Взривни работил С.*, Техника, 20-24 с.
- Дубнов Л. В., Бахаревич Н. С., Романов А. И. 1988. *Промышленные взрывчатые вещества*, Москва, Недра, 5-14 с.

Препоръчана за публикуване от
Катедра “Открито разработване на полезни изкопаеми и взривни работи”, МТФ

ИЗИСКВАНИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ЗА СЪЗДАВАНЕ НА ВОДОНАПЪЛНЕНИ ЕКСПЛОЗИВИ

Валери Митков

ВИДЕКС АД, 1504 София, бул. Янко Сакъзов, 88

РЕЗЮМЕ: В статията се прави кратък въвеждащ обзор на развитието на водонапълнените експлозиви тип слари и се описва разработената и внедрена технология за производство на Видексит. Същата се отличава с не-висока степен на сложност на разработеното, конструирано, експериментирано и внедрено оборудване, висока икономичност по отношение на разходваната за производство енергия и високо качество на получавания продукт.

REQUIREMENTS AND TECHNOLOGY FOR PRODUCTION OF WATERGEL EXPLOSIVES

Valery Mitkov

VIDEX AD, 1504 Sofia, 88 J. Sakazov Blvd.

ABSTRACT: In this article we make short inaugural survey of the development of the water gel explosives type slurry and we describe the elaborated and implanted technology for production of VIDEKIT. The same is known by not high stage of complexity of the elaborated, constructed, experimented and implanted equipment, high economy regarding the spent of energy necessary for the production process and the high quality of the received product.

Въведение

Пластични експлозиви са многокомпонентни експлозивни смеси, при които течната фаза с подходящ пластификатор е превърната в желирано състояние. При пластичните експлозиви течната фаза може да притежава експлозивни и неексплозивни свойства. Твърдата фаза при тези експлозиви най-често са разтвори на алкални нитрати. Течна фаза в състава на пластичните промишлени експлозиви, която се използва в широки граници обикновено е такава, която притежава взривни свойства.

С появяването на водата, като пластифицираща база се стига до водонапълнените експлозиви, които намират широко приложение най-вече при извършване на открити взривни работи. М.А.Кук съвместно с Х.Е. Фарнам през 1957 г. създават технология за производство и използване на водонапълнени експлозиви. До тогава се е смятало, че наличието на вода в експлозивите може да има само негативно въздействие. При новосъздадения експлозив присъствието на вода се явява като предпоставка за тяхното оптимално функциониране.

Водонапълнените експлозиви бързо започват да изместват прахообразните и нитроглицериновите експлозиви при открити взривни работи по две основни причини – технологични и икономически. Намалената чувствителност към механично въздействие и относително по-ниска цена поставя тези експлозиви пред останалите класически експлозиви.

Характеристика на водонапълнените експлозиви

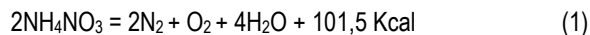
Водонапълнените експлозиви са експлозиво способни смеси с водоколоиден състав и кашест вид съдържащи окислителни соли, гориво, сенсibiliзатори и вода с добавка на съгъстители и средства за обмрежаване.

В зависимост от своя състав се различават водонапълнени експлозиви, които са сенсibiliзирани с бризантни взривни вещества и такива, които не съдържат никакви експлозивно-бризантни материали, чиито сенсibilitет се основава на не взривни съставляващи. Те могат да бъдат добавяни в самия процес на производство /микросфери/ или при самото зареждане в сондажите /аерация/. Понякога водонапълнените експлозиви съдържат различни метални прахове. Най-често това е алуминиева пудра, но се използва също така магнезиев, феросилициев или ферофосфатен прах.

В състава на водонапълнените експлозиви, без значение дали са патронирани или не влизат следните компоненти: окислители, вода, гориво, сенсibiliзатори, желетинизатор.

В качеството на окислител най-често се използва амониев нитрат, но могат да се използват също така калиев нитрат или калциев нитрат.

При бързо загряване до висока температура се стига до експлозивно разлагане на амониевия нитрат по следната формула:



Предимството на амониевия нитрат при производството на експлозиви, е че като продукт на неговото разлагане се получава кислород, който окислява останалите съставляващи. Често към експлозивите се добавя натриев нитрат, който повишава тяхната плътност и намалява температурата на замръзване.

Водата е основна съставляваща на всички водонапълнени експлозиви. Тя лесно уравновесява кислородния баланс, като пластифицираща база тя не използва окислител, даже в отделни случаи на взривния процес, тя се държи като окислител.

Така например при механизирани водонапълнени експлозиви, където водата в процес на детонация встъпва в химическа реакция с алуминиевия прах, превръщайки го в алуминиев оксид, при което се освобождава значително количество топлинна енергия.

Водата способства за намаляване чувствителността на експлозива към механични въздействия – удар, триене и инициране, което се отразява много положително на безопасността при работа с тези експлозиви.

Наличието на вода във водонапълнените експлозиви повишава плътността на последните, тъй като тя е течен компонент и запълва пространството между твърдите частици, което при прахообразните експлозиви е запълнено с въздух. Повишението на плътността влияе върху коефициента на пълнене в сондажите, който е почти 100 % при механизирано зареждане.

Водата също така участва в химическата реакция, при което се повишава количеството на газообразните продукти, а те са носители и на позитивен топлинен ефект и следователно се повишава топлината на детонация.

Желатинизатори:

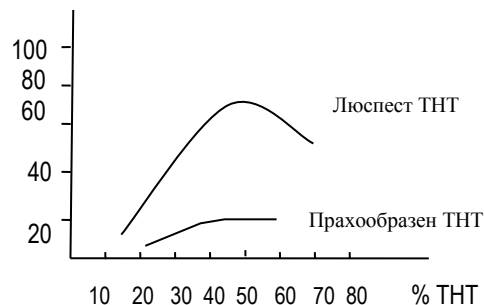
Първоначално при разработката на водонапълнените експлозиви като важен проблем е било разслояването. Твърдото гориво, благодарение на своето специфично тегло е падало на дъното и ясно са се различавали два слоя – горен – течен и долен – твърд. Това разслоение е избегнато, чрез добавяне на макромолекулярни субстанции, които лесно се хидратират. Обикновено за целите се използва карбометил целулоза или гуар. Тяхното съдържание е около 2%. Така се постига необходимата стабилност и предотвратява разслоението, като същевременно се регулира вискозитета на експлозива.

Един от най-често използваните съгъстители в технологията за производство на водонапълнени експлозиви е гуарово брашно, което е природна макромолекула, добивано от рожково дърво, което отлично набъбва във вода и се постига висок вискозитет при малки концентрации. Заедно със съгъстителя е добре да бъдат добавени и окислителите за постигането на по-добра водоустойчивост. Горното се постига с добавянето на гуар и определени метални йони за получаването на стабилен водоустойчив гел.

Гориво и сенсibiliзиращи компоненти:

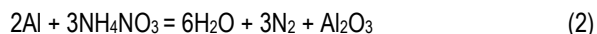
Като сенсibiliзиращ елемент най-често се използва тротил. Колкото е по-голямо количеството на сенсibiliзиращия компонент, толкова чувствителността на експлозива е по-голяма. При тротила това е така до увеличаване на неговото съдържание до 50 %, след което при повишаване съдържанието на тротил чувствителността на експлозива намалява.

Чувствителност

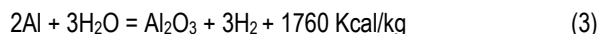


Фиг. 1. Влияние на размера на TNT частиците върху чувствителността на водонапълнените експлозиви при 15% H₂O.

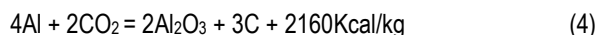
Алуминият е познат и много години се употребява при производство, както на военни, така и на промишлени експлозиви. За разлика от много въглеводородни горива неговото значение не зависи от стехиометричния състав между окислителя и горивото. Освен това се освобождава голяма количество топлина при образуването на алуминиеви съединения, което става при бързото окисление при експлозивната реакция. Алуминиевия прах екзотермно реагира с алуминиевия нитрат до получаването на Al₂O₃:



В основата на реакцията между алуминия и водата са електролитни процеси. Тъй като алуминият е определено електро-негативен метал, той реагира с водата по следния начин:



При това се освобождава чист водород, който сам по себе си носи опасността от експлозия. От друга страна образувателата се в реакцията топлина се изразходва за изпарението на определено количество вода, тъй като водата активно участва във взривната реакция. От друга страна алуминият реагира и с въглеродния диоксид:



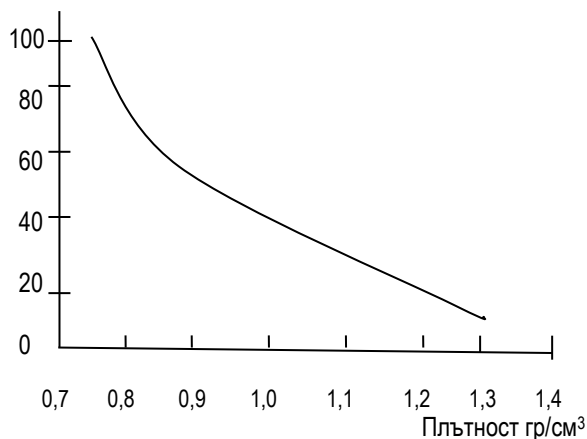
За успешното протичане на реакцията между алуминия и водния разтвор е необходимо повърхността на алуминия да бъде защитена, т.е. алуминия трябва да се предпази от окисление преди експлозията.

При водонапълнените експлозиви, които са сенсibiliзирани с алуминий, окислителя и алуминия трябва да бъдат подложени на много високо топлинно въздействие за започване на детонация. Това може да се

постигне с присъствието на въздушни мехурчета, които се залепят към повърхността на алуминия.

На фиг.2 е показано съотношението между чувствителност и плътност на водонапълнен експлозив с алуминий. Повишението на чувствителността на експлозива с алуминий и газови мехурчета е свързано с намалението на плътността и енергията на експлозива.

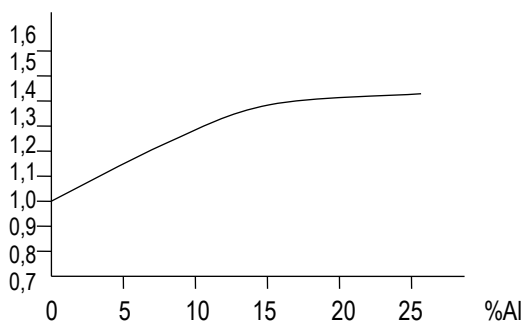
Чувствителност



Фиг. 2. Съотношение между чувствителност и плътност на водонапълнен експлозив

На фиг.3 е дадено изменението на мощността на експлозив съдържащ 20% ТНТ в зависимост от съдържанието на алуминиевия прах, което варира от 0% до 20%. Вижда се, че мощността бързо расте с увеличаване съдържанието на алуминий в сместа до 20 %, след което повишаването на съдържанието на алуминий не влияе толкова силно. След 30% съдържание на Al повишаването на мощността на експлозива се преустановява. От горното може да се направи извод, че оптималното съдържание на алуминий е между 14% и 18%.

Релативна мощност на водонапълнени експлозиви с 20% ТНТ



Фиг.3 Влияние на съдържанието на Al върху мощността на водонапълнените експлозиви.

Алуминият не реагира в зоната на детонация, а в зоната на газовете, образувани при реакцията на другите компоненти на експлозива, включително и с водните пари образували се при експлозията.

В процеса на експлозията алуминият показва селективно отношение. При започването на детонацията Al реагира ендотермично с образуване на Al_2O , след което Al_2O се окислява до Al_2O_3 и това е ендотермична реакция, която освобождава значително количество енергия.

Технология за производство на водонапълнени експлозиви тип слари

В резултат на извършеното проучване на световния опит и наши изследвания беше разработена ефективна мобилна технология за производство на водонапълнени експлозиви тип слари. За целта бяха конструирани, изработени и внедрени съответните машини и агрегати.

Според разработената технология подготовката на твърдите суровини включва смилането на амониевия и/или натриевия нитрат до определена грануляция в количество, съгласно разработените рецептури. Смилането на амониевата селитра се извършва в топкови мелници в продължение на 30 мин. След това се добавя необходимото количество тротил и се извършва необходимата хомогенизация. След хомогенизирането готовата смес се оставя да изстине.



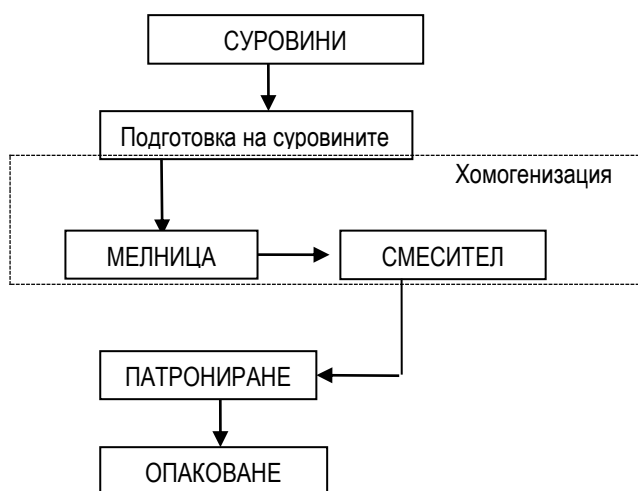
Фиг.4. Смесително отделение

Изстиналата смес се транспортира до смесител, където се добавя обемно дозирана вода и гуар М-207, който е предварително претеглен на везна. Смесването на компонентите се извършва от смесител в последователност, като първо се зарежда готовата смес от амониев нитрат и ТНТ, след което се добавя гуар М-207. Трикомпонентния състав се смесва в продължение на 5 мин. за получаване на еднородна смес. Добавянето на вода се извършва на 2 етапа, като на първия етап към сухата трикомпонентна смес се прибавя половината количество вода и след 5 мин. смесване се прибавя остатъка. В тази фаза на производството в зависимост от марката експлозив може да се добави алуминий или друг вид метален прах. Получения състав се смесва до получаване на еднородна, желирана пластична маса, след което се отваря пневматичния клапан за разтоварване на смесителя и повтаряне на операцията за следващо смесване. Готовата водожелирана еднородна маса постъпва в бункера на смесителя за патрониране.



Фиг.5. Пакетиране на готовата смес

На фиг.6 е дадена технологичната схема за производство на водонапълнен експлозив тип слари.



Фиг.6 Технологична схема за производство на водонапълнен експлозив тип слари.

Патронирането на готовата смес се извършва от нагнетателен хоризонтален шнек в полиетиленови ръкави затворени предварително в единия край чрез клипсоване. Теглото на патроните в зависимост от диаметъра е съгласно таблица 1.

Таблица 1

Тегло и диаметър на патроните на водонапълнен експлозив с марка Видексит

Диаметър на патрона, мм	Тегло на патрона, гр	Дължина на патрона, мм	Нето тегло на опаковка, кг	Патрони в опаковка, брой
Ø 65	2000	430	24	12
Ø 80	3000	370	24	8
Ø 90	3000	430	24	8
Ø 100	4000	470	24	6
Ø 120	6000	490	24	4
Ø 150	8000	420	24	3
Ø 180	12000	430	24	2

Резултати от извършените изследвания

След извършените изследвания на новоразработената технология за производство на водонапълнени експлозиви тип слари могат да се направят следните основни изводи:

1. Основните компоненти за производство на водонапълнените експлозиви тип слари са амониевия нитрат, тринитротолуол, сгъстител от Рожково дърво и вода. Към сместа за повишаване на енергията може да се добави алуминиев прах или дизелово гориво.

2. Разработената технология за производство гарантира получаването на водоустойчив водонапълнен експлозив с висока плътност, сравнително малък критичен диаметър и висока скорост на детонация.

3. Конструиранияте, разработени и внедрени смесителни и други машини и агрегати са надеждни и безопасни за работа и са прости за производство.

4. Разработената технология и машини и агрегати дават възможност към взривната смес да се поставят и вторични материали при утилизация на старите боеприпаси, което може да намали себестойността на готовия продукт без да се влошат качествените показатели.

Литература

- Лазаров Сл. Б. 1988. *Взривни работи*, София, Техника.
- Кук М.А. 1980. *Наука о промышленных взрывчатых веществах*, Москва, Недра.
- Дубнов Л.В., Вакаревич Н.С., Романов А.И. 1973. *Промышленные взрывчатые вещества*, Москва, Недра.
- Генералов М.Б. 2004. *Основные процессы аппараты технологии промышленных взрывчатых веществ*, Москва, Академкнига.
- Щукина Ю.Г. 1998 *Промышленные взрывчатые вещества на основе утилизированных боеприпасов*, Москва, Недра.

ВЪЗМОЖНОСТИ ЗА ПРИЛОЖЕНИЕ НА СГУРОПЕПЕЛНИТЕ ОТПАДЪЦИ ОТ ТЕЦ В ОТКРИТИТЕ РУДНИЦИ

Венцислав Баликов, Атанас Смилянков

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, България

РЕЗЮМЕ: При изгарянето на въглища в ТЕЦ се отделят големи обеми техногенни отпадъци във вид на сгуропепели / С+П/. Тяхното депониране и съхранение създава сериозни технологични и екологични проблеми. Затова третирането на сгуропепелите като изходна суровина за направа на материали с приложимост в практиката на откритите рудници би облекчило значително проблема с депонирането и съхранението им. Направен е ретроспективен анализ на възможностите за намиране на приложение на С+П в практиката на откритите рудници с цел решаване на поставените проблеми.

Ключови думи: сгуропепели, открити рудници

OPTIONS OF USAGE OF CINDER ASHES WASTES IN OPEN – CAST MINES OF THERMO – ELECTRIC POWER STATIONS

Ventzislav Balikov, Atanas Smiljanov

University of Mining and Geology, 1700 Sofia, Bulgaria

ABSTRACT: Along with the combustion of coals in thermo-electric power-stations enormous amounts of cinder ashes wastes are been released. The deponieren and storage are causing serious ecological and technical problems. This problem will be easier solved if cinder ashes wastes are considered to be out-coming raw-material. Such kind of raw –materials can be put into practice by opencast mine. Here is a retrospective attempt of analysis based on opportunities of finding the usage of cinder ashes in the whole practice of opencast mine aiming solving of mentioned problems.

Key words: cinder ashes, open cast mines

Въведение

В развитите страни отпадъците отделяни при изгаряне на въглищата в ТЕЦ се складираат или непосредствено след отделянето им се прилагат в различни сфери на промишлеността. В нашата страна те се изхвърлят непосредствено в масивите на външните или вътрешните насипища, смесени с откритката. Налице е опасност при екстремни ситуации, например при внезапно покачване на подпочвени води вследствие необичайно интензивни валежи (на примера на 2005 година), прилаганият начин на депониране да предизвика сериозни екологични проблеми. Особено ако водите започват да извличат нежелани компоненти от сгуропепелите, с което екобалансът на средата да се засегне чувствително. До този момент никой не обръща сериозно внимание на този проблем, но след влизането ни в Европейския съюз недоглеждането му днес може да се окаже с фатални последици утре за някои минни предприятия, работещи като енергийна двойка с топлоелектрически централи. Смисълът на този доклад е да заостри вниманието и на минната практика, и на енергетиците с оглед да се създава нагласа за изпреварващо разработване на технологично достъпни и икономически значими решения.

Анализ на българския и задграничния опит

Зад граница и в академичните среди, и практиците търсят сполучливи от икономическа и технологична гледна точка решения на тези проблеми повече от 50 години. Принципно вниманието е насочено към много точно описание и изучаване на процесите, които протичат между сгуропепелите и възможните вещества, с които те биха се свързали в устойчива среда от типа на композитите. По-долу са дадени някои от по известните учени с признати приноси именно в такива направления:

Kokobi – 1968, *Гончарова, Баранова* – 1981 – Изучаване механизма на протичане на пуцолановите реакции при смеси на ХСВ с пепел от ТЕЦ.

Halse – 1984, *Montgomery* – 1981 – Време на действие на пуцолановите реакции.

Безрук – 1965, *Handy* – 1958, *Ingles, Metklaf* – 1972 – Процеси на структурообразуване на цименто и варопочвите.

В България също е работено по този проблем, като има направени и някои промишлени експерименти. По известните учени с признати приноси в проблематиката са: Евстатиев, Тодоров -1983- Изучаване механизма на протичане на пуцолановите реакции при смеси на ХСВ с пепел от ТЕЦ.

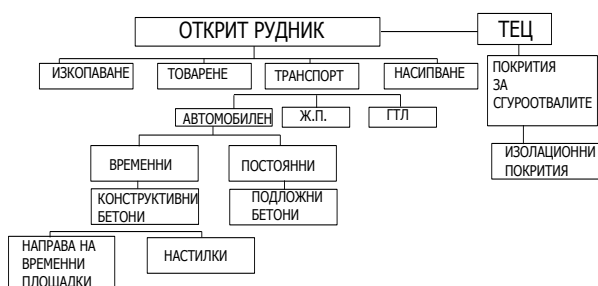
Тодоров 1985 – проби с пепел от ТЕЦ – Бобов дол и ТЕЦ-2 – Марица-изток.
Евстатиев – 1973 – ТЕЦ – София и ТЕЦ – Русе.

Те работят главно с пепели от ТЕЦ – Бобов дол, ТЕЦ – Русе и ТЕЦ – София, разчитайки на техните по-добри поцуланови свойства. Имат реализирани промишлени експерименти в сферата на подложните и конструктивните бетони.

През последните няколко години по проблема започнаха работа и учени от МГУ – проф. Лилян Драганов и ас. Павел Павлов. Те се опитват да приложат немския опит на базата на качествата на нашите сгуропепели. Основните им усилия са насочени за направа на икономически достъпни и технологически усвоими покрития против разпрашаване и миграция на пепелините за периода “суха секция” на утайниците на Източно маришките централи (основно ТЕЦ 2).

Сфери на приложение в практиката на българските открити рудници

На фиг. 1 са посочени основните сфери, в които до момента е търсена приложимост на сгуропепелите в откритите рудници в България.



Фиг. 1. Сфери на приложение на сгуропепелите

Оценка на обемите пепелина, депонирани в настипещето на рудник 3

В Таблица 1 е показано количеството пепелина извозено и смесено с откритката за период от 6 месеца само от един от рудниците в Маришкия басейн /в случая Рудник-3/.

Таблица 1

Количества пепелина, транспортирани през първото полугодие на 2005 година от суха секция до настипещето

ЯНУАРИ	ФЕВРУАРИ	МАРТ	АПРИЛ	МАЙ	ЮНИ
130 000 м ³	няма	105 237м ³	166 374м ³	122 945м ³	166 528м ³

За сравнение през 2004 година са извозени общо 1 571 200 м³.

За трите рудника сумата за една година надхвърля 4 000 000 м³ пепелина.

Количествена оценка на потребността от пепелина

Възможните сфери на приложение от фиг. 1 са следните:

Конструктивни бетони, подложни бетони и настилки

– вътрешно руднични пътища – те от своя страна се разделят на постоянни и временни

В табл. 2 е показана дължината на вътрешно рудничните пътища в комплекса “Мини Марица - изток “

Таблица 2.

№	Дължини , м	р-к -1	Р-к 2	р-к -3	Сума
		м	м	м	м
1	Дължина на ГТЛ	38609	57000	54762	
2	Дължина на постоянни пътища	21630	30000	17100	68 730
3	Дължина на временни пътища	30272	45000	46100	121 372
3.1	Дължина на чакълирани пътища	28694		14100	
3.2	Дължина на черни пътища	1578		32000	Общо: 190 km

Както се вижда от Таблица 2 сумата от постоянните и временните пътища е над 190 км.

При изграждане на временните пътища /с обща дължина по Табл. 2 – 121 км/ от сгуробетон, отговарящи на изискването за ниска цена – конкуриращ се с цената на чакъла и достатъчна якост/ се открива сфера за приложение на близо 120 000 м³ на година.

Сумата от 120 000 м³ е получена при широчина на пътното платно – 6 м и приблизителна дебелина на настилка 0,20 м, при напредък на рудника за 1 година от 250м /три местения на пътя с крачка на преместване около 80 м/ и участие на сгуропепелина в състава на бетона около 30% от общия обем.

При изграждане на нови постоянни пътища или при замяна на стари /с обща дължина по табл. 2 – 68 км/ от сгуробетон отговарящи на изискването за ниска цена - конкуриращ се с цената на обикновения бетон и достатъчна якост се открива сфера за приложение на близо 20 000 м³ на година.

Сумата от 20 000 м³ е получена при широчина на пътното платно – 6 м и приблизителна дебелина на настилка 0,30 м, при изграждане на около 10 км годишно постоянни пътища в комплекса.

Както се вижда възможния приложим обем на сгуропепелина в строителството на пътища в откритите рудници е около 140 000 м³, което е около 4% от обема на произвежданата пепелина.

Покрития за сгуроотвалите

Рудниците в комплекса "Мини Марица-изток" извозват пепелина от трите ТЕЦ-а в района /ТЕЦ-1, ТЕЦ-2 и ТЕЦ-3/. Те изхвърлят чрез хидротранспорт отпадъците от изгарянето на въглищата в сгуроотвали/ така наречените – черни езера/, от където, след изсушаването им, те се изгребват, смесват се с откритката и се депонират в насипищата на рудниците. Тези сгуроотвали заемат площ от над 2400 декара. Мерките които се вземат в момента против тяхното разпрашаване са следните:

- ТЕЦ – 1 – покриване с геотекстил – от 20.06.2005
- ТЕЦ – 2 – покриване с геотекстил – от близо 3 години
- ТЕЦ – 3 – пръскане с разтвор по рецептура на основата на С200.

При покриване на секциите през периода "суха секция" с разтвор, изготвен с цимент и пепелина с ориентировъчна дебелина – 10 см, който би бил конкурентен ценово на досега прилаганите покрития, се открива нова сфера на приложение на пепелината с годишен обем около 80 000 м.

Сумата от 80 000 м³ е получена при покриване на секциите през период от 4 месеца /при нормална работа на ТЕЦ-овете/.

Или възможния приложим обем на сгуропепелина за изграждането на изолационни слоеве на сгуроотвалните секции в периода "суха секция" е около 80 000 м³, което е около 2,5% от обема на произвежданата сгуропепелина.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Открито разработване на полезни изкопаеми
и взривни работи", МТФ

Заклучение

Разгледаните две основни сфери на приложение в откритите рудници могат да поемат около 7% от обема на отделяната като техногенен отпадък пепелина. При едно масово използване на сгуробетоните и в изграждането на помощни сгради и съоръжения в рудниците, както и за присъединителни пътища от рудниците към Републиканската пътна мрежа, това количество може да надхвърли 15 % само за вътрешна консумация в рудниците. Разбира се не трябва да се пропуска и поевтиняването на себестойността на 1 км рудничен път.

Наличието на големи количества неизползвана пепелина би следвало да накара местните власти в Старозагорска област да проучат възможностите за приложимостта им при изграждане на сметищата в съответните общини с цел намаляване на инвестициите за изграждането им, както и за последващото им запечатване.

Имайки в предвид и възможностите за приложение в другите сфери на промишлеността – строителство, производство на цимент и бетони, изграждането и експлоатацията на депа и др., значително се намалява опасността от непосредственото изхвърляне на отпадъците от ТЕЦ в околната среда.

Литература

Извадки от документи за извозени количества пепелина от ТЕЦ-3.
Извадки от годишните доклади на Рудник – 1, 2 и 3 от комплекс "Мини марица-изток" АД.
Евстатиев Д., и др. Циментация на скали и дисперсни почви.

БРИКЕТИРАНЕ НА ВЪГЛИЩА ОТ ЧЕРНОМОРСКИЯ БАСЕЙН С ПОЛИМЕРНИ ОРГАНИЧНИ ВЕЩЕСТВА

Ирена Григорова, П. Цветанов, Любомир Кузев

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Поради значителния дефицит на качествено гориво, брикетирането на каменовъглени ситнежи по настоящем придобива голямо значение. Проведено е изследване по брикетиране на кафяви каменни въглища от Черноморския минен басейн с полимерни органични свързващи вещества – поливинилалкохоли – три вида – Mowiol 47-88, Mowiol 30-92 и Mowiol 15-79 с цел да се сравнят отделните свързващи вещества и да се установи влиянието на всяко едно от тях върху технологичните параметри на процеса брикетиране и качествените показатели на брикетите. Експерименталните резултати показват, че с най-висока якост на натиск се характеризират брикети получени с Mowiol 15-79 добавен в сух вид към въглищата (в зависимост от времето на престой, влагосъдържанието и зърнометричния състав якостта на натиск на брикетите достига 9,0 МПа) и брикети с Mowiol 30-92 внесени под формата на воден разтвор (7,0-8,5 МПа в зависимост от процентното участие на твърдо вещество в разтвора). Резултатите от лабораторните изследвания отразяват положителното влияние на веществата върху повишаване качествените характеристики на брикетите.

BRIQUETTING OF COALS FROM THE BLACK SEA'S MINING WITH POLYMER ORGANIC AGENTS

Irena Grigorova, P. Tsvetanov, Lubomir Kuzev

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", Sofia 1700, Bulgaria

ABSTRACT: Because of the considerable deficit of qualitative fuel, the briquetting of stone coal odds and ends currently acquiring a big significance. It is made an investigation on briquetting of brown stone coals from the Black Sea's mining pool with polymer organic binding agents - polyvinilalcohols - three forms - Mowiol 47-88, Mowiol 30-92 and Mowiol 15-79 with purpose to be compared the particular binding agents and to be determined the influence of each of them over the technological parameters of the briquetting process and the briquette's qualitative indicators. The experimental results showed us, that with the highest strength of pressure are described the briquettes obtained with Mowiol 15-79 appended in dry kind to the coals (the strength of briquette's pressure reached 9.0 Mpa in dependence of the stay time, water containing and the granulometric composition) and briquettes with Mowiol 30-92 carried in form under water solution (7.0-8.5 Mpa in dependence of the percent participation of a solid substance in the solution). The results of the laboratory investigations reflected the positive influence of the agents over the increasing the briquette's qualitative characteristics.

Въведение

За неподходящите за брикетиране без свързващи вещества дребно зърнести, отпадни, въглищни продукти се търсят нови свързващи вещества, които да отговарят на следните условия: да не са токсични, да подобряват якостните показатели и влагоустойчивостта на брикетите, като същевременно не понижават топлинната им стойност [Шпирт М. Я., 1988].

Ако се предложат свързващи вещества, ефективни и евтини, това би довело до значително разширяване на суровинно-енергийната база чрез оползотворяването на ситнежи и ниско качествени въглища, което би рефлектирало върху икономическото развитие в положителен аспект.

В лабораторни и промишлени условия са изследвани много вещества (органични, неорганични, комбинирани и др.) с цел използването им като свързващи, но повечето от тях не отговарят на поставените изисквания за качество [Равкин И., Ермин А., Литвин Е., Бабанин В., 2000].

Съвременните тенденции в брикетирането на въглищни ситнежи със свързващи вещества са насочени към ползването на органични съединения които горят, повишават топлинната стойност и механичните показатели на брикетите, безвредни от екологична гледна точка.

Теоретична част

За изследването по брикетиране на кафяви въглища са прилагани следните свързващи вещества:

- Поливинилалкохол Mowiol 15-79
- Поливинилалкохол Mowiol 30-92
- Поливинилалкохол Mowiol 47-88

Поливинилалкохолите са водноразтворими полимери, произведени чрез алкохолизация на поливинилния ацетат. Качеството на различните степени се определя основно от молекулярната маса и остатъчното съдържание на ацетилни групи ($-C_2H_4O$)_n.

Съществува подразделение на частично и напълно хидролизирани Mowiol. Тъй като поливинилалкохолите имат добра кохезия и адхезия на фибрите и пигментите си, всички степени на използвания от нас поливинилалкохол известен с търговското наименование Mowiol имат отлична свързваща сила и свързващ капацитет. Mowiol се употребява се като свързващо вещество в хартиеното производство и е във вид на гранули. Характеризира се с:

- Вискозитет;
- Степен на хидролиза (сапунификация);
- Естерна валентност;
- Остатъчно съдържание на ацетил;
- Пепелно съдържание;
- Летливи консистенции максимум - 5,0 % /след 3 часово изсушаване при 105 °C/;
- Съдържание на метанол - по-малко от 3,0% на 4,0% разтвор в дестилирана вода.
- Плътността на масата е приблизително 0,4-0,6 g/cm³, в зависимост от степента.

Частично хидролизирания Mowiol се използва като защитен колоид в полимеризацията на полимерни емулсии [Кратка химическа енциклопедия, 1981].

Поради тяхната способност да се закрепят към повърхността на полимерните частици те спомагат за стабилизирането на емулсиите по време на полимеризацията.

Експериментална част

Проведено е изследване по брикетирание на кафяви въглища със свързващи вещества поливинилалкохол Mowiol 15-79, Mowiol 30-92 и Mowiol 47-88 в лабораторни условия.

Веществата са проучвани под формата на водни разтвори с различно процентно участие на твърдо вещество и в сух вид.

От поливинилалкохолите са подготвени водни разтвори с 5,0 и 10,0% съдържание на твърдо вещество. Всички брикети са произведени при налягане на пресоване 40 Мпа.

Методика и материали

За провеждане на изследвания в лабораторни условия по брикетирание на кафяви въглища от мина "Черно море" с описаните свързващи вещества е използвана проба със следната характеристика:

- Изходна влажност, % – 22,8
- Пепелно съдържание на сухо вещество, % – 16,4
- Съдържание на обща сяра в сухото вещество, % – 5,07
- Калоричност, kcal./kg – 4989

Таблица 1.

Зърнометричен състав на въглищната проба подложена на брикетирание

Класи, mm	Добив на класите		d _{срк} mm	j·d _{срк}	W ^d , %	A ^c , %
	Сумарен					
	по "+"	по "-"				
-2 +1	42,62	100	1,5	63,93	22,0	14,81
-1+0,5	63,93	57,38	0,75	15,98	21,0	18,80
-0,5+0,2	78,68	36,07	0,35	5,16	9,5	22,43
-0,2+0,125	88,52	21,32	0,16	1,57	18,0	31,60
-0,125+0,063	95,08	11,48	0,09	0,59	13,5	38,49
-0,063	100	4,92	0,03	0,14	16,0	35,93
Всичко : 2 – 0 mm	-	-	0,87	87,37	18,6	21,03

Подготовката на въглищата за формоване и хомогенизирането при извършване с добавяне на веществата в сух вид. Въглищата за брикетирание са влажни с предварително зададена влага. При хомогенизирането температурата се повишава до 60 °C. Подготвената смес се насипва в пресформата до запълването ѝ без стръскване. Пресоването се извършва в хидравлична лабораторна преса при налягане 40,0 МПа.

Подготовката на въглищата за формоване и хомогенизирането при извършване с добавяне на веществата под формата на воден разтвор. Въглищата се нагряват при температура 60°C, след прекратяване на загряването към тях се добавя определен процент от изследвания разтвор при интензивно хомогенизиране.

Методиката за подготовка на воден разтвор от Mowiol е следната. Като първа стъпка Mowiol (предварително претеглен в желаното количество) се изсипва в студена вода и се нагрява до 90–95 °C на водна баня. Разтвора се разбърква по време на охлаждането, за да не стане на люспи.

Скоростта на разтваряне се повишава с увеличаване на температурата и намалява с увеличаване размера на молекулата.

Всички произведени брикети са изследвани за определяне на качествените им показатели съгласно БДС 8716-88, 1988.

Всички получени брикети се изследват за якост на натиск след 4 и 24 часов престой, водопоглъщаемост и водоустойчивост.

За да има база за сравнение между получените при различно съдържание на свързващо вещество брикети са получени и изследвани и брикети без свързващо вещество.

Опитна апаратура

Използваната лабораторна преса е с едностранно подаване на налягането. Пресовата форма е цилиндрична и се затвора от неподвижно горно бутало и подвижно долно бутало.

Подготвената за брикетирание смес се изсипва в пресформата до получаването на конус над горната повърхност на формата от сместа. С помощта на отсичаща пластина се сменя излишното количество от сместа. Върху изравнената повърхност се фиксира неподвижното бутало.

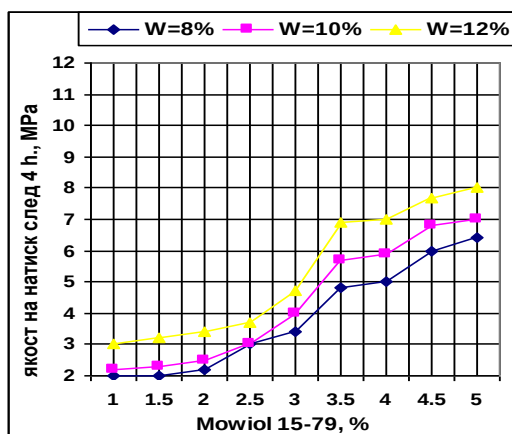
Върху така подготвената пресформа се подава налягане с помощта на подвижното бутало до формоване на брикета.

Освобождаването на брикета от пресформата след формирането му става по следния начин. Снема се налягането от подвижното дъно. Снема се горната основа и отново се включва подвижното бутало – до изтласкване на брикета над горната повърхност на пресформата.

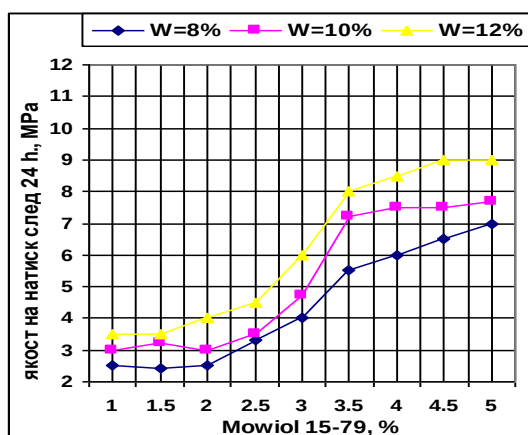
Опитни резултати

Изследвано е влиянието на свързващи вещества поливинилалкохоли - Mowiol 15-79, Mowiol 30-92 и Mowiol 47-88. Поливинилалкохол Mowiol 15-79 е изследван в сух вид, в интервала 1,0-5,0%, влажността на въглицата е изменяна от 8,0%, на 10,0 и 12,0%. Резултатите от изследването да посочени на фигури 1 и 2.

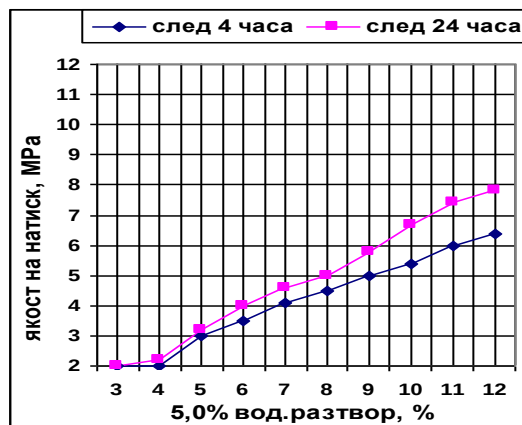
Поливинилалкохол Mowiol 30-92 и Mowiol 47-88 са изследвани под формата на 5,0 и 10,0% воден разтвор. Резултатите от опитите са нанесени на фигури 3, 4, 5 и 6.



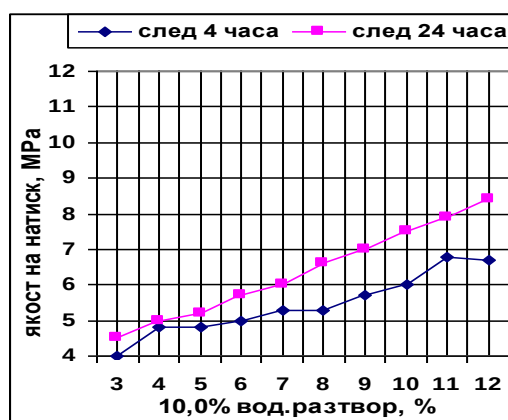
Фиг. 1. Зависимост между количеството свързващо вещество "Mowiol 15-79" и якостта на натиск на брикети произведени с въглища класа 2-0 mm., изследвана след 4 часов престой на брикетите, при различно влагосъдържание



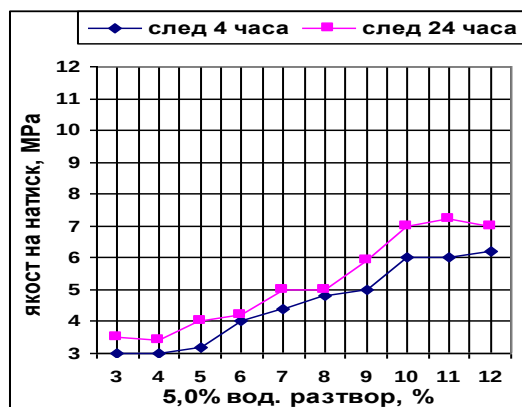
Фиг. 2. Зависимост между количеството свързващо вещество "Mowiol 15-79" и якостта на натиск на брикети произведени с въглища класа 2-0 mm., изследвана след 24 часов престой на брикетите, при различно влагосъдържание



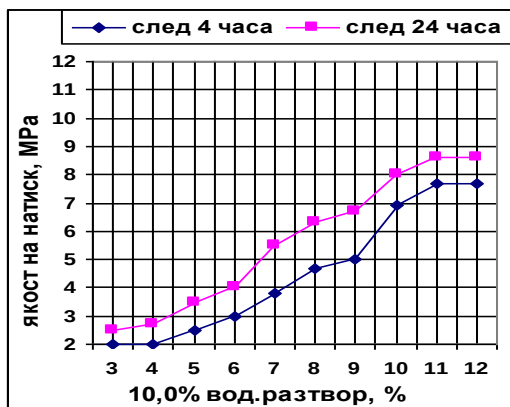
Фиг. 3. Зависимост между разхода на 5,0% воден разтвор от свързващото вещество "Mowiol 47-88" и якостта на натиск на произведените брикети с въглища класа 2-0 mm., изследвана след съответно 4 и 24 часов престой на брикетите



Фиг. 4. Зависимост между разхода на 10,0% воден разтвор от свързващото вещество "Mowiol 47-88" и якостта на натиск на произведените брикети с въглища класа 2-0 mm., изследвана след съответно 4 и 24 часов престой на брикетите



Фиг. 5. Зависимост между разхода на разтвор от свързващото вещество ("Mowiol 30-92") и якостта на натиск на произведените брикети с въглища класа 2-0 mm., изследвана след съответно 4 и 24 часов престой на брикетите



Фиг. 6. Зависимост между разхода на разтвор от свързващото вещество ("Mowiол 30-92") и якостта на натиск на произведените брикети с въглища класа 2-0 mm., изследвана след съответно 4 и 24 часов престой на брикетите

Дискусия

Проведеното изследване по брикетиране на кафяви въглища от Черноморския минен басейн с три вида поливинилалкохоли Mowiол 15-79, Mowiол 30-92 и Mowiол 47-88, с цел да се сравнят отделните свързващи вещества и да се установи влиянието на всяко едно от тях върху технологичните параметри на процеса брикетиране и качествените показатели на брикетите.

Получените при лабораторните изследвания резултати за брикетиране с поливинилалкохоли Mowiол 15-79, Mowiол 30-92 и Mowiол 47-88 доказват, че веществата са подходящи за влагане в процеса като оптималните разходни норми са както следва:

Mowiол 15-79. В сух вид, разход 3,5%, влага на изходните въглища 12,0%. Якостта на натиск на така произведените брикети в зависимост от времето на престой и влажността на изходните въглища е 8,5-9,0 МПа, не ронливи, с добра начална якост.

Mowiол 30-92. Най-подходящо е влагането му под формата на 10,0% воден разтвор с разход 11,0%, получените брикети са не ронливи, с якост на натиск достигаща 8,8 МПа в зависимост от времето на престой, водоустойчивост.

Mowiол 47-88. Добавянето на веществото под формата на 10,0% воден разтвор с разход 11,0% води до получаването на брикети с якост на натиск достигаща 8,0-8,5 МПа, не ронливи.

Резултатите посочени на фигури 1 и 2 и показват, че с нарастване процента на Mowiол 15-79 якостта на брикетите нараства, но при съвременните пазарни цени на веществата използването на разходи над 3,5 % е неизгодно.

Получените опитни резултати нанесени на фигури 3 и 4 (отразяващи резултатите от изследване на Mowiол 47-88) и фигури 5 и 6 (отразяващи резултатите от изследване на Mowiол 30-92), показват, че при влагане на 12,0% разход от 5,0 и 10,0% воден разтвор от Mowiол якостта на брикетите се установява постоянна със склонност към понижаване, поради пренасищане на въглищните повърхности от веществото.

При сравняване на якостните показатели на брикети произведени с изследваните поливинилалкохоли е установено, че с най-висока якост на натиск се характеризират брикети получени с Mowiол 15-79 добавен в сух вид към въглищата (в зависимост от времето на престой, влагосъдържанието и зърнометричния състав якостта на натиск на брикетите достига 8,5-9,0 МПа) и брикети с Mowiол 30-92 внесен под формата на воден разтвор (7,0-8,5 МПа в зависимост от процентното участие на твърдо вещество в разтвора и времето за престой на брикетите).

От всички изследвани поливинилалкохоли с водоустойчивост се характеризират брикети, произведени с Mowiол 30-92, добавен като воден разтвор и Mowiол 47-88, добавен в сух вид.

Заклучение

Проведено е изследване проследяващо действието на поливинилалкохоли Mowiол 15-79, Mowiол 30-92 и Mowiол 47-88 като свързващи вещества при брикетиране на кафяви въглища от мина "Черно море".

Доказано е положителното влияние на веществата върху якостните показатели на брикетите.

Установени са оптимални от технологична и икономическа гледна точка разходи на свързващите вещества, влага и време на престой.

Литература

- Български Държавен Стандарт 8716-88, 1988, Твърди горива, А13, София.
- Кратка химическа енциклопедия, том 2, 1981, М – Я, С, Техника.
- Равкин И., Ермин А., Литвин Е., Бабанин В., 2000, Брикетирование мелькозерни и тондисперсны материалов со связующим. - *Кокс и химия*, 10, 24-27.
- Шпирт М.Я., 1988, *Безотходная технологи / Утилизация отходов добычи и переработки твердых горючих ископаемых*, М, Недра, 66-71.

БРИКЕТИРАНЕ НА КАФЯВИ ВЪГЛИЩА С ПРОИЗВОДНИ НА АКРИЛНАТА КИСЕЛИНА

Ирена Григорова, Иван Нишков, Любомир Кузев

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Важно направление за усъвършенстване на процеса брикетиране, осигуряващо получаването на едрокъсови продукти (брикети) с високо качество от ситнежи на кафяви въглища е намирането на нови вещества в качеството им на свързващи за процеса уедряване. Проведено е лабораторно изследване по брикетиране на кафяви каменни въглища от мина "Черно море" със свързващи вещества производни на акрилната киселина – хидролизиран полиакрилонитрил (Nabold) и кополимер на акрилната киселина (Modipan). Резултатите от изследването показват, че прилагането на Nabold към въглищата за брикетиране довежда до производството на висококачествени брикети отговарящи на стандартните изисквания за качество, висока якост на натиск (в зависимост от времето на престой и зърнометричния състав на въглищата между 8,0-10,0 MPa), водоустойчивост. Прилагането на Modipan като свързващо вещество води до получаване на брикети с по-ниски якостни показатели в сравнение с другия изследван полимер.

BRIQUETTING OF BROWN COALS WITH PRODUCED OF THE ACRYLL ACID

Irena Grigorova, Ivan Nishkov, Lubomir Kuzev

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", Sofia 1700, Bulgaria

ABSTRACT: The finding out of new substances in their property like binding for the process of accumulation is an important direction for the refining of the briquetting process, which ensured the receiving of coarse-piece products (briquettes) with high property of brown coal's odds and ends. It is made a laboratory investigation on briquetting of brown stone coals from Black Sea's mine with binding agents produced of the acryll acid- a hydrolysed polyacryllonitrill (Nabold) and copolymer of the acryll acid (Modipan). The results of the investigation showed that the executing of Nabold to the coals for briquetting is leading to the production of high qualitative briquettes which fitted of the standard requirements for property, a high strength of pressure (in dependence of the stay time and the granulometric composition of the briquettes between 8.0-10.0 MPa), water-resistance. The executing of Modipan like binding agent lead to receiving of briquettes with more low strength indicators in comparison with the other studied polymer.

Въведение

При производството на брикети е необходимо да се предложи икономична технология, която позволява получаването на брикети с високи потребителски качества и екологични параметри, обезпечено изгаряне, складиране и транспортиране на готовата продукция.

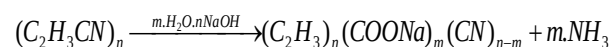
Същевременно е наложително произведените брикети да се характеризират с високи якостни показатели, атмосферостойност и водоустойчивост, добра пригодност за транспортиране и съхранение, добри топлотехнически параметри и екологични характеристики при изгаряне.

В лабораторни и промишлени условия са изследвани много вещества за използването им като свързващи, но повечето от тях не отговарят на поставените изисквания за качество [Менковский М.А., Б.М. Равич, В.П. Окладников, 1977].

Направения анализ на използваните в съвременната световна практика свързващи вещества за брикетиране на въглища показва, че най-голямо приложение намират органичните свързващи вещества, полимерните и синтетични.

Теоретична част

Хидролизирания полиакрилонитрил (Nabold) се получава чрез осапунване на полиакрилонитрил с натриева основа при температура 96–100°C. Реакцията протича по схемата:



при съотношение между компонентите полиакрилонитрил, основа, вода 5,6:4:90-100.

Представява светло-жълта вискозна течност.

По произход хидролизирания полиакрилонитрил е линеен полимер с голяма дължина на молекулата, което води и до увеличаване на вискозитета. [Кратка химическа енциклопедия, 1981]

Недостатък на Nabold, както и на останалите акрилови полимери е тяхната неустойчивост в присъствието на солите на калция (Ca²⁺) и други водоразтворими соли на поливалентните метали.

Кополимера на акрилната киселина Modipan се използва като 8,0-9,0% разтвор в селското стопанство,

като повишаващ ефективността, структуриращ почвата агент, с вискозитет: 6.102 - 1.0.103 (Pa/s при температура 20°C).

Друго приложение веществото, както повечето полимери и кополимери на акрилната киселина намират е за получаването на синтетични влакна.

Химичната формула на Modipan е $\text{CH}_2=\text{CHCN}$, температура на топене – 83°C и температура на кипене – 77,3°C.

Промислено Modipan се получава по два метода:

- Дехидратиране на етиленцианхидрин;
- Директно присъединяване на циановодород към ацетилен;

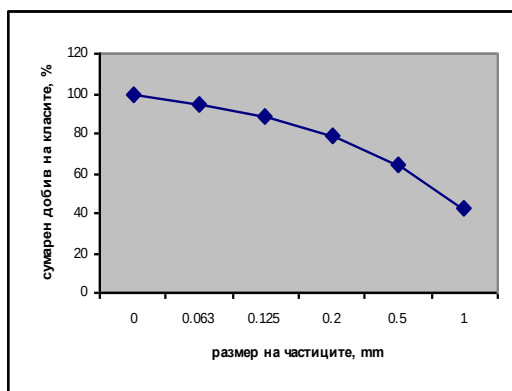
Експериментална част

Методика и материали

За експерименталната работа са използвани кафяви въглища от мина "Черно море" със следната характеристика:

- Изходна влажност, % – 22,8
- Пепелно съдържание на сухо вещество, % – 16,4
- Съдържание на обща сяра в сухото вещество, % – 5,07
- Калоричност, kcal/kg – 4989.

Зърнометричния състав на въглищата за брикетиране е даден графично на фигура 1.



Фиг. 1. Зърнометрична характеристика на въглищата от мина "Черно море"

Хомогенизирането и подготовката на въглищата за формоване се извършва в следната последователност. Претеглят се 45 грама от изходните въглища, след което се нагряват при температура 60°C, след прекратяване на нагряването се прибавя изследваното свързващо вещество. Сместа се хомогенизира интензивно.

Подготвената смес се изсипва в пресформата от малка височина.

Пресоването се извършва в хидравлична лабораторна преса при налягане 40,0 МПа.

Всички произведени брикети са изследвани за определяне на качествените им показатели съгласно БДС 8716-88 (1988).

Всички брикети се изследват като се определят якост на натиск след 4 и 24 часов престой, водопоглъщаемост и водоустойчивост.

За определяне якостта на натиск се използва хидравлична преса, показанията на манометъра на която отчитат стойностите на приложеното налягане.

Отделянето на люспи от страничните плоскости не се счита за оронване по ръбовете, тъй като това е технологично обусловено от високата температура в матричните канали в резултат, на което ръбовете леко се оронват и брикета получава закръглена форма.

За да има сравнимост между получените при различно съдържание на свързващо вещество брикети се приготвят и брикети без свързващо вещество.

Опитна апаратура

За изследването е използвана лабораторен тип преса с едностранно подаване на налягането. Пресовата форма е цилиндрична. Двете основи на пресформата са затворени от неподвижно горно бутало и подвижно долно бутало. Диаметъра на пресформата е 45 mm., а височината на цилиндричната част 65 mm.

След подготвяне на сместа за брикетиране тя се изсипва в пресформата. С помощта на отсичаща пластина се снемат количеството от сместа, излизаща купообразно над горната повърхност на пресформата. Върху изравнената повърхност се поставя неподвижното бутало.

Върху така подготвената пресформа се включва подвижното бутало, което пресова сместа при желаната стойност на налягането.

Освобождаването на брикета от пресформата след формирането му става по следния начин. Снема се налягането от подвижното дъно. Снема се горната основа и отново се включва подвижното бутало – до изтласкване на брикета над горната повърхност на пресформата.

Опитни резултати

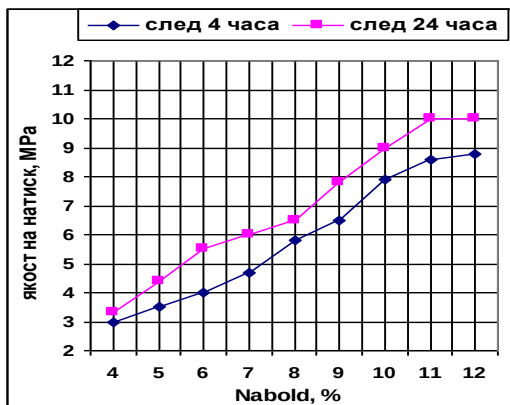
Изследвано е влиянието на свързващи вещества Nabold и Modipan в интервала от 4,0 до 12,0% върху качеството на получаваните брикети.

Проведено е изследване за определяне ситовия състав на брикетите, изследвани са три класа въглища: 2-0, 4-0 и 6-0 mm.

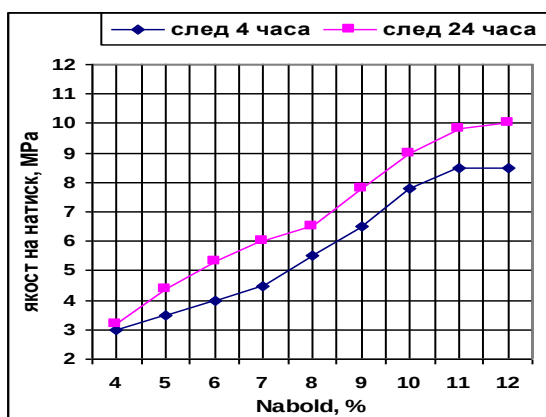
Ефективността на свързващите вещества е отчетена по якостните показатели на формираните брикети.

Получените опитни зависимости при определяне оптималния технологичен разход на свързващите вещества и най-подходящия зърнометричен състав на

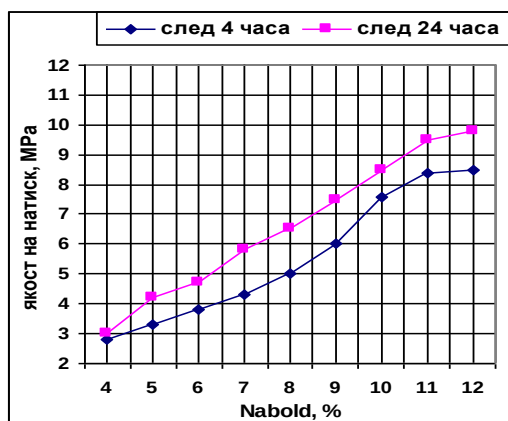
въглищата подлагани на брикетиране са дадени на фигури 2,3,4,5,6 и 7.



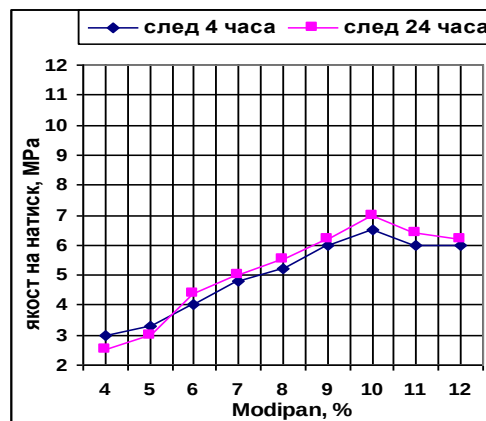
Фиг. 2. Зависимост между разхода на свързващо вещество хидролизиран полиакрилонитрил и якостта на натиск на произведените брикети с въглища класа 2-0 mm., изследвана след съответно 4 и 24 часов престой на брикетите



Фиг. 3. Зависимост между разхода на свързващо вещество хидролизиран полиакрилонитрил и якостта на натиск на произведените брикети с въглища класа 4-0 mm., изследвана след съответно 4 и 24 часов престой на брикетите



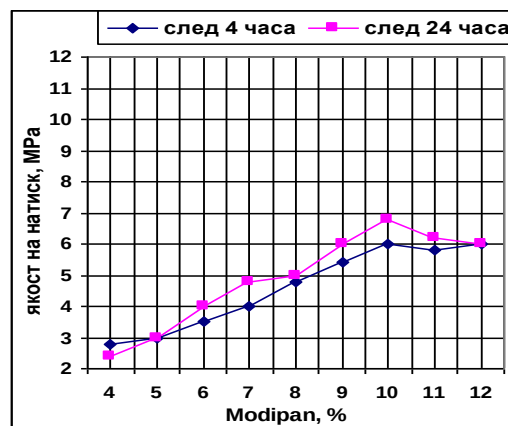
Фиг. 4. Зависимост между разхода на свързващо вещество хидролизиран полиакрилонитрил и якостта на натиск на произведените брикети с въглища класа 6-0 mm., изследвана след съответно 4 и 24 часов престой на брикетите



Фиг. 5. Зависимост между разхода на свързващо вещество Modipan и якостта на натиск на произведените брикети с въглища класа 2-0 mm., изследвана след съответно 4 и 24 часов престой на брикетите

Получените при лабораторните изследвания резултати по брикетиране на кафяви въглища със свързващо вещество Nabold, показват, че то осигурява получаването на брикети с високи якостни показатели 8,0-10,0 МПа (фигури 2, 3 и 4), водоустойчиви.

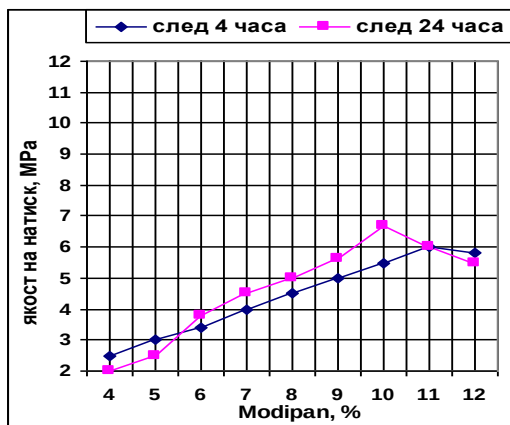
Като най-подходяща класа въглища при брикетиране с хидролизиран полиакрилонитрил е установена 6-0 mm., при използването на която произведените брикети имат качествени показатели отговарящи на БДС.



Фиг. 6. Зависимост между разхода на свързващо вещество Modipan и якостта на натиск на произведените брикети с въглища класа 4-0 mm., изследвана след съответно 4 и 24 часов престой на брикетите

Проведените изследвания с Modipan като свързващо вещество показват, че неговите адхезионни свойства са значително по-слаби в сравнение с другия изследван полимер на акрилната киселина.

Произведените брикети с Modipan са със слаба атмосферостойчивост, липса на външен гланц и водонепустимост. Якостта на натиск в зависимост от използваната класа въглища, времето на престой и разхода на вещество варира между 2,0-7,0 МПа (фигури 5, 6 и 7).



Фиг. 7. Зависимост между разхода на свързващо вещество Modipan и якостта на натиск на произведените брикети с въглича класа 6–0 mm., изследвана след съответно 4 и 24 часов престой на брикетите

Дискусия

Получените резултати при брикетиране със свързващи вещества производни на акрилната киселина на кафяви въглича от мина "Черно море", доказват, че Nabold осигурява получаването на брикети с високи механични характеристики, влагоустойчивост и икономически изгодни.

Оптималното количество свързващо вещество Nabold от технологична гледна точка е 10,0%. Произведените брикети имат външен гланц, не ронливи са и с висока якост на натиск (8,0-10,0 MPa).

В следствие на добрата адхезионна способност на полиакрилонитрила, дължаща се на голямата дължина на молекулите на линейния полимер същия прониква дълбоко в порите и микропорите на субстрата в резултат, на което те стават хидрофобни и водопоглъщаемостта на брикета се свежда до минимум.

Като най-подходящ разход от свързващо вещество Modipan е установен разход от 10,0%. Произведените с Modipan брикети обаче както е видно от фигури 5, 6 и 7 се характеризират с по-ниски якостни показатели в сравнение с брикети произведени с Nabold.

При брикетиране с Modipan добавянето на вещество над оптимално установеното довежда до понижаване стойностите на якостните показатели на брикетите и повърхностна лепкавост, поради пренасищане от страна на въгличните повърхности в следствие значителното процентно съдържание на вещество.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Минерални технологии", МТФ

Влошаването на якостта на брикетите при силно увеличаване разхода на Modipan се дължи на силното удебеляване на филмите на веществото между въгличните частици, при което при по-слаби кохезионни сили между молекулите на свързващото вещество в сравнение с адхезионните сили между тези молекули и въгличните частици, якостта на брикета естествено е да намалява.

Аналогични изследвания са извършени и с формираните без свързващо вещество брикети. Брикети без свързващо вещество имат много ниски стойности на якостните показатели.

Получените брикети със свързващо вещество Nabold отговарят на изискванията за качество определени от БДС. Те имат висока якост на натиск, която позволява транспортирането им на големи разстояния при минимално количество ситнеж и водоустойчивост, която би позволила добро съхранение без нужда от опаковане и влагане на допълнителни средства.

Заключение

Изследвано е действието на свързващи вещества хидролизиран полиакрилонитрил - Nabold и кополимер на акрилната киселина Modipan при брикетиране на кафяви въглича от Черноморския минен басейн.

Прилагането на свързващо вещество Nabold в оптималния му вариант довежда до производството на висококачествени брикети отговарящи на БДС.

Доказано е положителното влияние на веществото върху якостните показатели на брикетите и водоустойчивостта.

Прибавянето на свързващо вещество Modipan води до производството на брикети с по-ниски якостни показатели в сравнение с другия изследван полимер на акрилната киселина.

Литература

- Български Държавен Стандарт 8716-88, 1988, *Твърди горива*, А13, С.
- Кратка химическа енциклопедия, 1981, том 2, С, Техника.
- Менковский М.А., Б.М. Равич, В.П. Окладников, 1977, *"Связующие вещества в процессах окисления горных пород"*, М, Недра.

INFLUENCE OF BALL CHARGE GRANULOMETRY ON BOND INDEX DETERMINATION

Cristea Nicolae, Cristea Georgeta

University of Petrosani, Petrosani, Rumania

ABSTRACT. Comminution energy costs represent an important part in estimating the mineral processing costs. Quick and accurate methods for estimating the respective costs for each step of the comminution process are developed during the time and the Bond work index test is the most used procedure.

ВЛИЯНИЕ ГОЛЕМИНАТА НА ТОКОВИЯ ТОВАР ВЪРХУ ОПРЕДЕЛЯНЕ ИНДЕКСА НА БОНД

Кристее Николае, Кристее Георгета

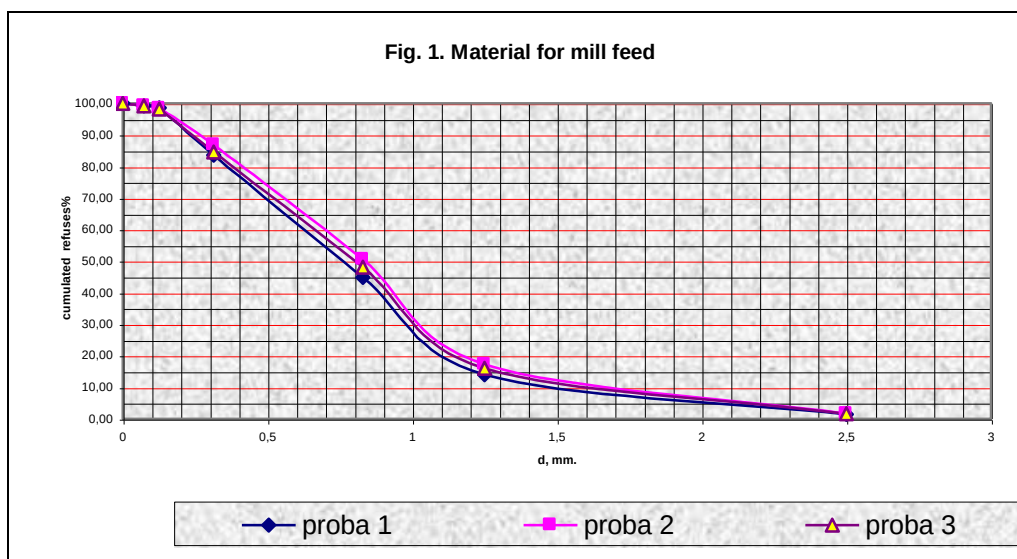
Петрошански университет, Петрошани, Румъния

Index detrmination

The Bond work index determination is based on a simplified closed milling circuit, using Mergan mill of Outokumpu with the standard characteristics for this procedure. In standard condition, the ball charge was 21,129 kg and the charge volumetric weight was of 4500 kg/m³ with a loading of 21%. The mill revolution was of 70 rpm, i.e. 90% of critical revolution. The grinding cycles are continued until a 250% circulating load is achieved. In each sequence, the milling does not exceed 1/3,5, namely 28,57% fine class. At each sequence, the

undersize fraction is substituted with fresh material from mill feed. The contribution of undersize is calculated each time and finally is calculated the new created class weight. The operation is recurrent until the grindability index is constant in three successive experiments.

The sample was of heterogenous material with quartz and shale granules. Although we repeat the sample homogenization in order to prepare the test material, a size variation was observed in the three sub-sample extracted but this variation was in acceptable limits, figure1.



The samples were tested complying with a pre-established program, following all the stages of the test. The program refers to establish the influence of size ball charge, like average size, on Bond index value. In this experiments, the feed sized, the ball charge and the mill revolution were unchanged.

The ball size in mill was thus selected to include boundary and far-off standard size.

In program elaboration refer to:

- constant keeping of ball charge;
- calculation of ball diameter of standard charge;
- variation of average diameter in limit of $\pm 2\%$;

- variation of average diameter in limit of $\pm 5\%$;
- variation of average diameter in wider limits.

Ball charge realization refers to balls with standard diameter and varying only the ball number. The regimes were selected so that prevalent are either ball with large, or medium, or small diameter. In the case of balls with medium diameter, the standard value was preferable. In order to establish the ball charge influence on Bond index determination, an experiment planning was achieved:

- The charge in first experiment is characterized of an average diameter with 6% lower than standard value and of viewpoint of ball number, 45% is the exceeded value.
- The charge in second experiment is characterized of an average diameter with 0,2% lower than standard value and of ball number with 1% higher than standard value.
- The third experiment is characterized of an average diameter with 10% higher than the standard value and of point of view of ball number, 20% lower than standard value.
- In the fourth experiment, charge was at standard value.
- The charge in five experiment is characterized by an average diameter 1% lower than standard value and the ball number exceed with 4,5% standard value.

– In sixth experiment, the ball charge had an average diameter 2,5% lower than standard value and their number is 23% higher the standard number.

– In seventh experiment, the average diameter was at standard value and their number is 20% higher than standard value.

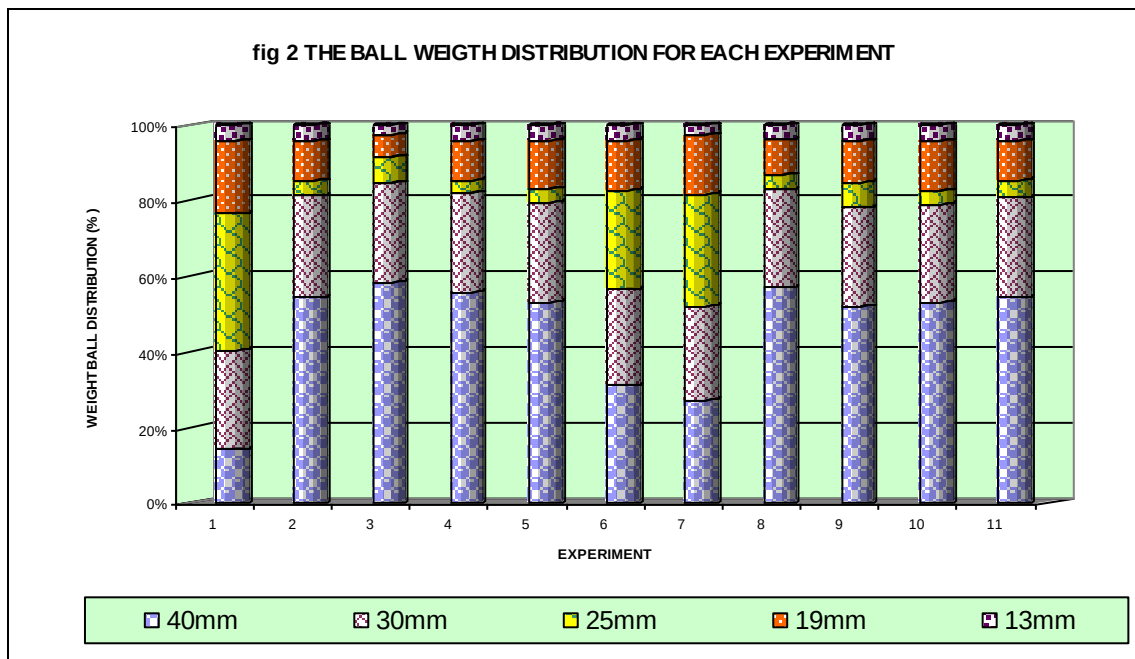
– In eighth experiment, the average diameter was 2% higher than standard value and ball number is 4,5% lower than standard value.

– The ninth experiment was characterized by an average diameter of 0,6% lower than standard value and the ball number was 4% higher than standard value.

– The charge in tenth experiment had an average diameter of 1,5% lower than standard value and their number was of 6% higher than standard value.

– The charge in eleventh experiment was characterized by an average diameter of 0,2% lower than standard value and the ball number was of 1% higher than standard number.

The graphics presentation of the ball weight distribution for each experiment is in figure 2, for their numerical distribution in figure 3 and for percentage distribution in figure 4.



From point of view of weight composition, presented in figure 2, is seen a reduced quantity of small balls comparative with coarse balls, the average classes being representative in experiments 1, 6 and 7. In all other experiments, balls with diameter value of 40mm represent higher than 50% in charge weight.

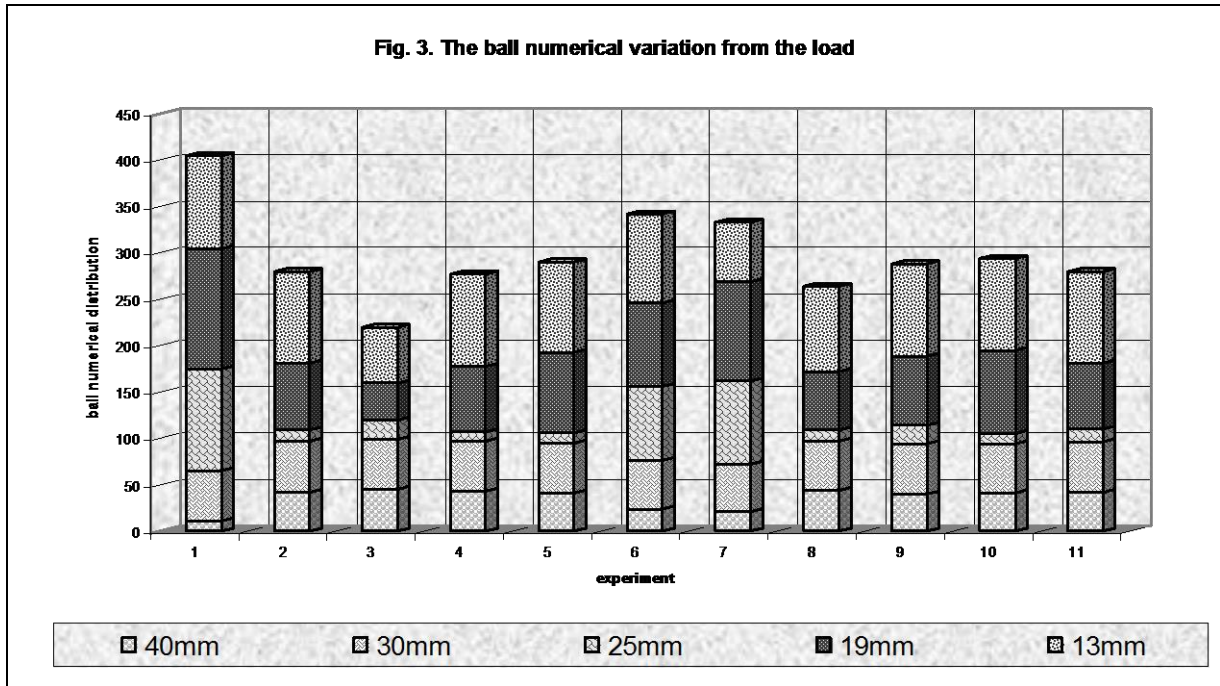
If it is thought the milling classical theory, the higher weight of small balls, the higher is the product fineness and conversely, the higher weight of large balls, the coarse product is obtained. In Bond index determination, the standard charge is preferred, the fourth experiment being the most equidistant from optimum in case of each material taking account of the higher size in mill feed and of granule strength at impact. For each material prepared and tested in accordance with procedure can be find out a weight distribution of charge that improves the process,

but this value lies close by the value realized with the standard charge, the difference being insignificantly. That is, regardless of charge size composition, at constant charge weight and pre-established size interval, the index value must be not significantly different of what we proposed to demonstrate.

In figure 3, is noticeable that the total ball number varies in inverse ratio to ball number with 40mm diameter, the ball classes with diameter of 30mm and 13mm being constantly.

The ball number change was influenced by the intermediate ball class weight, increasing in number of ball with diameter value of 19mm determines strictly increasing in ball number in charge, when must be always introduced the same ball quantity in charge.

Fig. 3. The ball numerical variation from the load



Because there is a high grad of material segregation during processing, some measures were taken in order to avoid the errors:

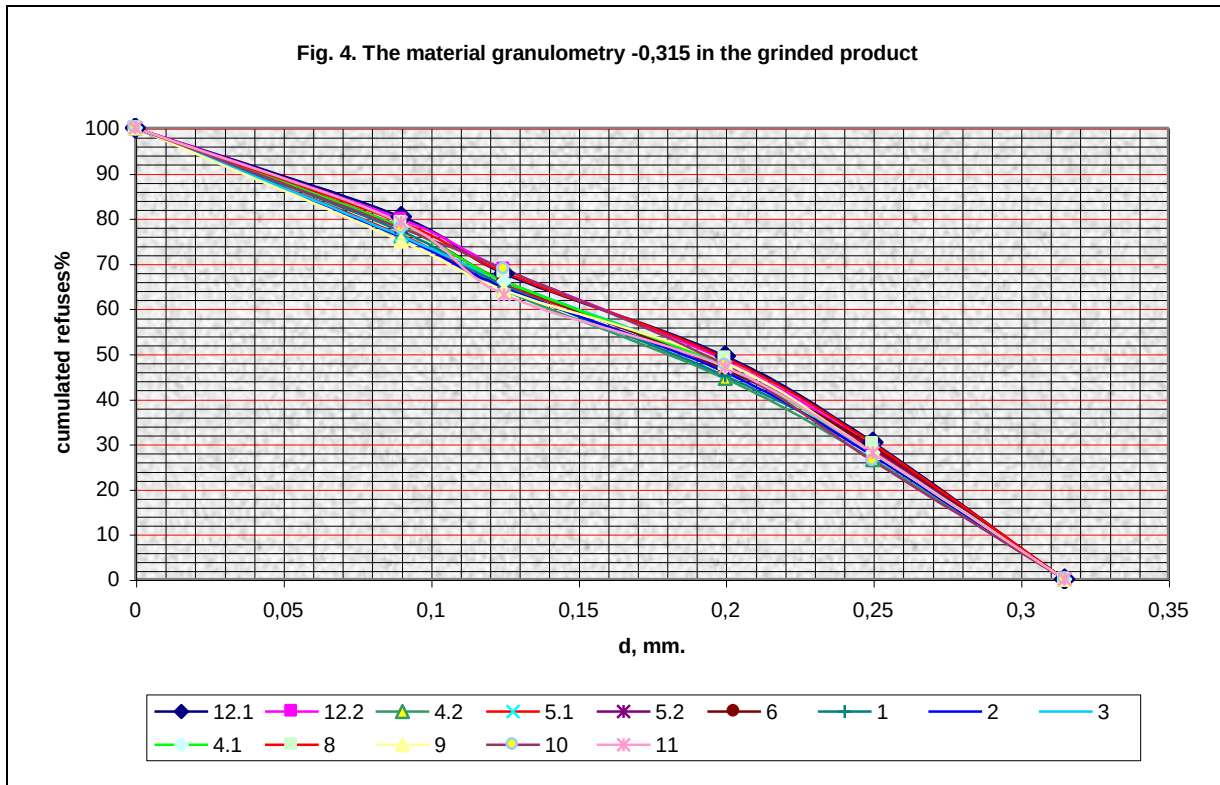
- material homogenizing before each sequence;
- determination of content of – 0,315mm class in feed material that remakes mill charge of 1208g at each sequence.

As we underline, at each sequence, the undersized in replaced with material from mill feed. After each operation the undersize contribution in mill and finally the new created class weight are calculated. This is related to specific rotation of

each sequence in order to establish the grindability, G , that means the new created class weight during one revolution at stabilized circuit.

In concordance with the method principle, - 0,315mm class from product of the last three experiments in which the grindability coefficient is constant, was combined and homogenized. One representative sample of 200g from this material was subjected to sizing analysis. The results were used to achieve the granulometric curves presented in figure 5.

Fig. 4. The material granulometry -0,315 in the grinded product



Crossing point with straight of 20% ordinate (passing 80%) determines X_p , material size $-0,315\text{mm}$ resulted from experiment at each attempt. In Bond logarithmic scale was enough the material to pass through one sieve from the set.

In crossing point of the same straight with feed curves was determined X_F values, taking the average value in calculus. These values were used for the calculation of P and F, using the equations:

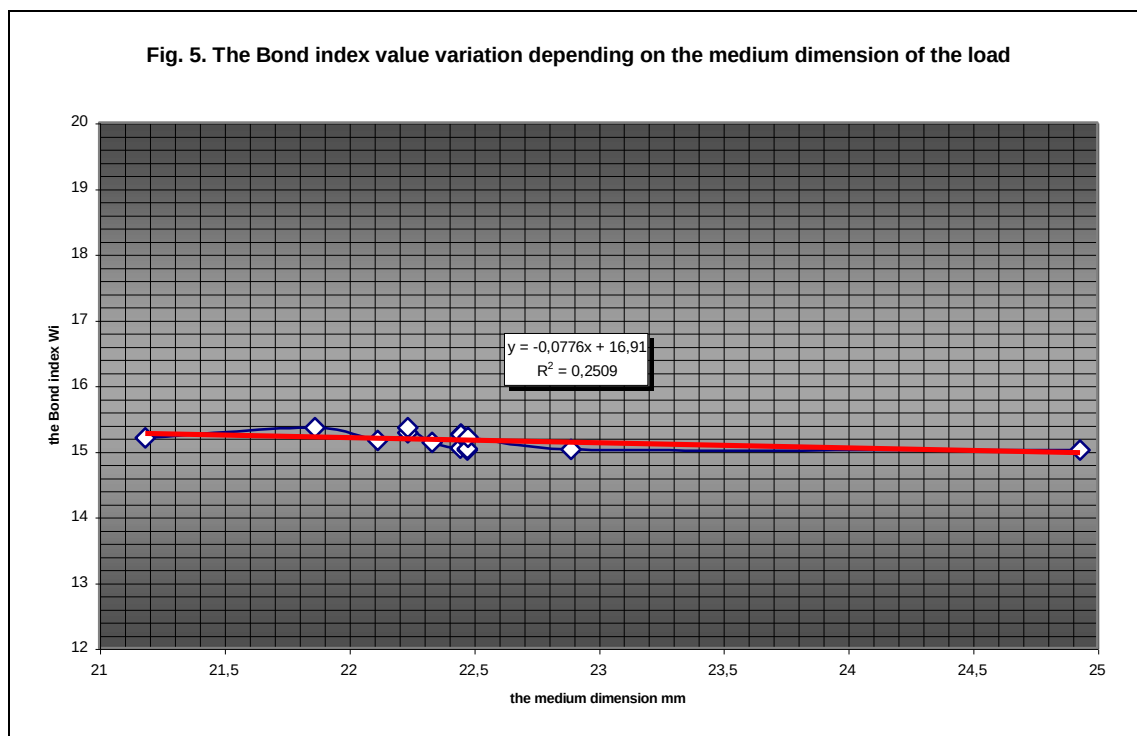
$$F = \frac{10}{\sqrt{X_F}}$$

$$P = \frac{10}{\sqrt{X_P}}$$

Values used in Bond determination relation:

$$W_i = \frac{44.5 \cdot 1,1}{P_i^{0,23} \cdot G^{0,82} \cdot (P^{-0,5} - F^{-0,5})} [kwh/t]$$

Analyzing such determined values, it come out that Bond index values vary in limited values depending on charge average size, lower value in standard average diameter domain and a little higher with diameter decreasing, figure 5. This influence is insignificantly.



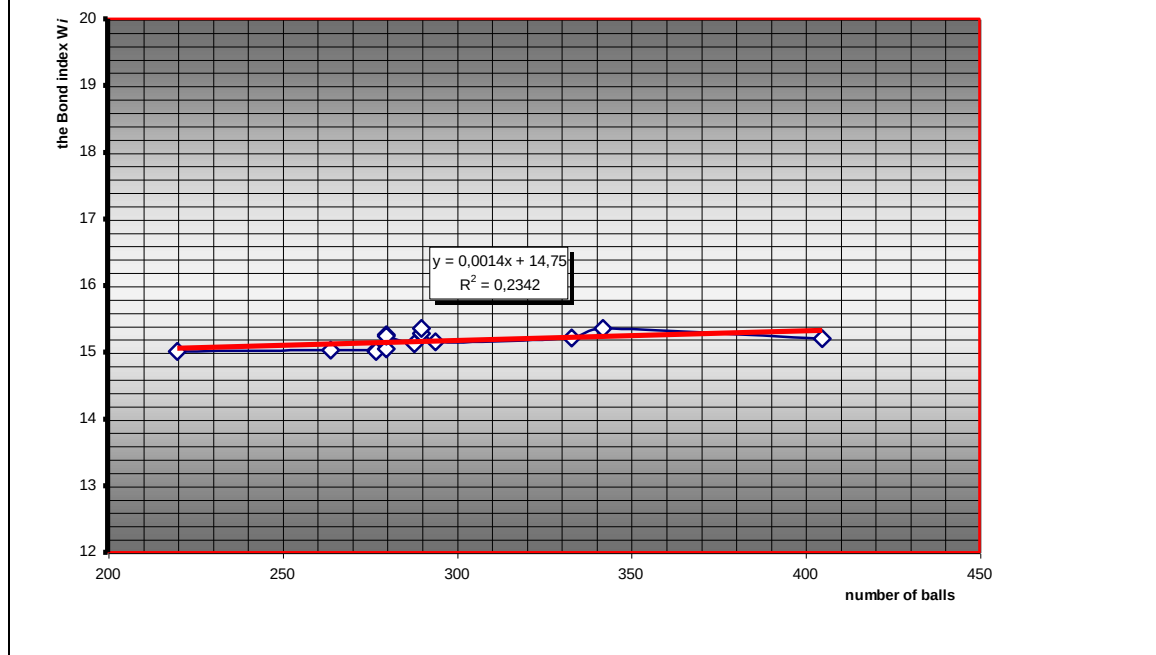
It come out that at the same standard diameter with a ball charge near the standard average value, resulted index is higher than obtained with standard charges, but the variation is insignificantly.

In figure 7 is presented a correlation also, depending on ball number out of mill (at the same charge weight) and come out the same index value insignificant variation. It come out that the index value weakly increases with ball number and go on an flattening.

Rather standard charge is used in Bond index establishing, experiment four result being the nearest value from the optimum possible to obtain for each material if take account of maximum size imposed in feed material of testing mill and of granule strength at impact. That what we said is existence of a granulometric distribution of charge able to produce the process bettering, but such obtained value there is close by those obtained using standard charge, the differences being insignificantly.

Concluding, it come out that ball charge granulometry does not significantly influences the Bond index value, differences being below $\pm 2\%$.

Fig. 6. The Bond index value variation with the number of balls in the load



Recommended for publication by the Editorial board of
Section "Mining and Mineral Processing"

ИЗСЛЕДВАНЕ ВЛИЯНИЕТО НА ПЛЪТНОСТТА НА ФЛОТАЦИОННАТА СРЕДА ВЪРХУ ФЛОТИРУЕМОСТТА НА СУЛФИДНИ МИНЕРАЛИ В УСЛОВИЯТА НА БЕЗПЕННА ФЛОТАЦИЯ

Христина Петрова, Антоанета Ботева

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Настоящото изследване е посветено на изучаване влиянието на плътността на флотационната среда върху селективността на флотационния процес, а именно променят ли се флотационните свойства на минералите при различна плътност на флотационната среда. С други думи влиянието на промяната на плътността на флотационната среда еднопосочно ли е при всички минерали и ако съществуват такива различия те могат ли да се използват за подобряване селективността на флотационния процес. Има се в предвид по-ефективното разделяне на минералите реализирано при използване на по-малко депресори и активатори, а това е от съществено значение, както от екологична, така и от икономическа гледна точка.

STUDY OF FLOTATION MEDIA DENSITY INFLUENCE ON SULPHIDE MINERALS FLOTABILITY IN FROTHLESS FLOTATION CONDITIONS

Cristina Petrova, Antoaneta Boteva

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT. The present research work is dedicated to study of flotation media density influence on the selectivity of the flotation process, namely does the flotation properties of minerals change at different density of the flotation media. In other words is the influence of the change of the density of the flotation media unidirectional at all minerals and if this differences exist is it possible they to be used for improving selectivity of the flotation process. It makes provision for more effective separation of minerals using less depressors and activators. This is of vital importance on both ecological and economic point of view.

Въведение

Изследването има ограничената задача да провери флотиремостта на четири вида сулфидни минерали с различна хидрофобност на минералната повърхност, при различна плътност на флотационната среда, за да се изясни връзката между плътността на течната среда на флотационния пулп и добива на флотирания материал в зависимост от хидрофобността на минералната повърхност. За целта бе създадена методика за промяна плътността на флотационната среда, чрез използване на висококонцентрирани водни разтвори на соли, в границите на които флукуациите в изсолващия им ефект и степен на хидролиза са минимални и могат да се пренебрегнат.

Бе прието плътността на флотационната среда да бъде изменяна, чрез приготвяне на разтвори от CaCl_2 и ZnCl_2 с различна концентрация, тъй като хлоридите се отличават с най-висока разтворимост между минералните соли. Изборът на двата вида соли бе решен на база общия анионен състав и различния катионен състав, като влиянието на катионите е предсказуемо при флотацията на различните минерали. Така например от литературата е известно, че цинковите катиони водят до депресия на сфалерита в резултат на дезактивация на повърхността му от медни катиони, но при висока концентрация на солите, каквито са използваните водни разтвори (20%, 40% и 80%-тни) адсорбционните центрове се запълват и

промяната на концентрацията на електролит не води до промяна във флотиремостта на минерала. Цинковите катиони активират кварца, но калциевите не са потенциалопределящи за никой от минералите използвани при експериментите.

Методика на провеждане на изследването

За провеждане на изследването са използвани мономинерални проби-галенит, сфалерит, халкопирит и кварц, клас "-0,16+0,08 mm". Като реагенти събиратели в условията на безпenna флотация в Халимондова тръба са използвани: калиев изобутилов ксантогенат-двукратно пречистен, чрез кристализация и 2-меркаптобензотиазол-реагент чист за анализ, производство на фирмата "Меркел"-Германия.

Разтворите с различна плътност за провеждане на опитите с мономинерални проби са 20, 40 и 80%-тни водни разтвори на соли. Плътностите на разтворите са измерени с помощта на ареометри при 20°C. При това е установено, че плътността на 20%-тния разтвор от CaCl_2 $\rho=1,14\text{g/cm}^3$, на 40%-тния $\rho=1,26\text{g/cm}^3$ и на 80%-тния $\rho=1,44\text{g/cm}^3$. Плътността на 20%-тния разтвор от ZnCl_2 $\rho=1,15\text{g/cm}^3$, на 40%-тния $\rho=1,27\text{g/cm}^3$ и на 80%-тния $\rho=1,46\text{g/cm}^3$. В границите на 20%, 40% и 80%-тни разтвори pH на средата за CaCl_2 се движи от 6,5 до 7,0, а при ZnCl_2 от 2,0 до 2,6. Това са

различия в рН, които не водят до промяна във флотационните свойства на сулфидните минерали. При горепосочените концентрации двойният електрически слой е свит максимално още при 20%-тния разтвор и повишената концентрация не води до значими промени. Изследването се състои от по десет опита за всеки минерал с използването на разтворите с различна концентрация на CaCl_2 и ZnCl_2 . Опитите са извършени веднъж без реагенти, веднъж с калиев изобутилов ксантогенат и веднъж с 2-меркаптобензотиазол. По десет опита за всеки минерал са извършени и с дестилирана вода, използвана като флотационна среда. Получените резултати са осреднени и са използвани за построяване на графики.

Последователността на флотацията в Халимондовата тръба се състои в следното: поставя се 1g от минералната проба, заедно с 20cm³ от използваната, като флотационна среда течност. След което, тръбата се допълва с течността до 130cm³. Включва се магнитна бъркалка и се подава въздух под налягане. Всички определения са проведени при разход на въздух 7 cm³/min и скорост на разбъркване на минерала 150min⁻¹. Времето на флотация за всички флотационни опити е 2 минути.

Получени резултати и дискусия

Осреднените резултати от проведените опити по безпенна флотация в Халимондова тръба при промяна плътността на флотационната среда, чрез изменение концентрацията на CaCl_2 са използвани в графиките на фигури от 1 до 3.

Цитираните резултати показват:

1. Промяната на плътността на течната среда на флотационния пулп оказва различно влияние върху минералните зърна на различните минерали при флотацията им, което не е свързано с относителната плътност на минералните зърна.

2. Употребата на събирател в условията на безпенна флотация в Халимондова тръба, изменя влиянието на течната среда върху флотацията на минералните зърна на различните минерали.

3. Относителната плътност на минералите не е определяща причина за влиянието на плътността на флотационната среда върху тяхната флотиремост. Причината се крие във взаимовръзката между повърхностните и обемни свойства на минералните частици.

Получените различия във влиянието на плътността на флотационната среда създавана с различни концентрации на CaCl_2 , върху флотиремостта на минералните зърна на различните минерали бяха предпоставка за провеждане на допълнителни опити с моделирани смеси от мономинерални проби при различни плътности. Целта бе да се установи, доколко констатираните различия във флотиремостта на минералите могат да се използват при селекцията им, особено в цикъла на селекция на колективни концентрати, в която операция е възможно използването на соли за промяна плътността на флотационната среда. Соите биха могли да се рециклират и да се връщат в главата на процеса. За целта бяха проведени опити със смес от минерали 1:1 на галенит

и сфалерит и на галенит и халкопирит, при използването на водни разтвори от CaCl_2 .

Получените резултати са дадени в таблица 1.

Резултатите от моделираните смеси от мономинерални проби показаха:

1. При различна плътност на течната среда селективността на процеса се променя.

2. Влиянието, което оказва плътността на флотационната среда върху селективността на процеса зависи и от вида на използвания събирател.

3. Получените резултати показват, че при оптимална за даден процес плътност на флотационната среда може да се осигури селекция на минералите при намален разход на депресори и активатори и второ, плътността трябва да се определя при предварително определен тип на събирател, а не обратното.

Зависимостите между извличането на четирите минерала и плътността на течната среда, получени също в условията на безпенна флотация, но с използването на водни разтвори от ZnCl_2 са отразени чрез графиките на фигурите от 4 до 6.

Получените резултати показват:

1. Йонният състав на използваната сол оказва влияние върху зависимостите.

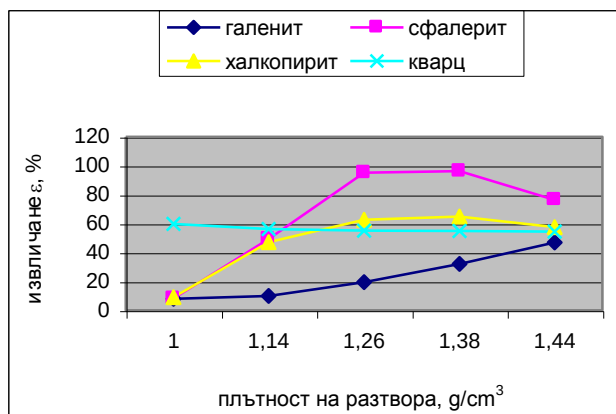
2. Ниското рН на средата, вероятно не води до деструкция на ксантогената, тъй като съществени разлики в поведението му спрямо 2-меркаптобензотиазола не се наблюдават.

3. На фигура 4 ясно се вижда, че извличането на галенита, при флотацията му без реагенти е слабо чувствително по отношение плътността на течната среда. Не се открива съществена разлика и в извличането на галенита при флотацията му, с използването на 2-меркаптобензотиазол. При използването на ксантогенат, извличането на галенита съществено се покачва, в сравнение с предходните два случая, но запазва почти една и съща стойност при различните плътности на течната среда.

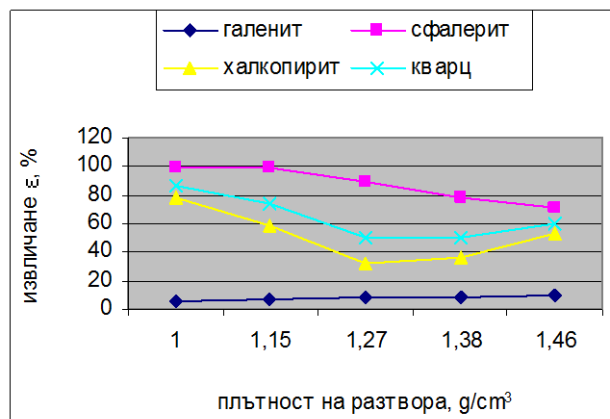
4. От графиките се вижда, че сфалерита достига най-висока степен на извличане в сравнение с останалите три минерала. Тук може би съществена роля за неговата добра флотиремост е оказала и неговата чистота.

5. При флотацията на халкопирита с използването на ксантогенат, с повишаване плътността на течната среда, извличането плавно пада, но при флотацията с 2-меркаптобензотиазол се наблюдава точно обратното. Докато при флотацията без използването на реагенти извличането на халкопирита е най-ниско при средните стойности на плътността на течната среда.

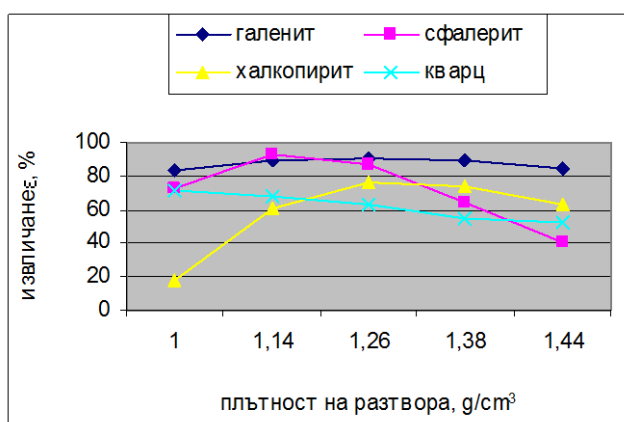
6. При кварца за разлика от халкопирита, при флотацията с ксантогенат извличането на кварца се повишава с повишаване плътността на разтвора, а при флотацията с 2-меркаптобензотиазол се понижава.



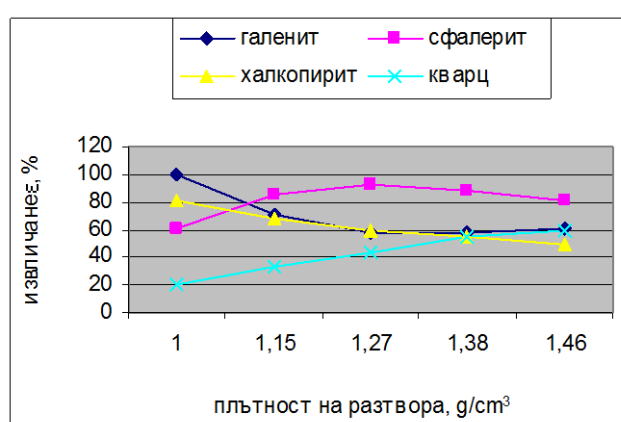
Фиг. 1. Флотация на мономинерални проби без реагенти в разтвор на CaCl_2 с различна плътност



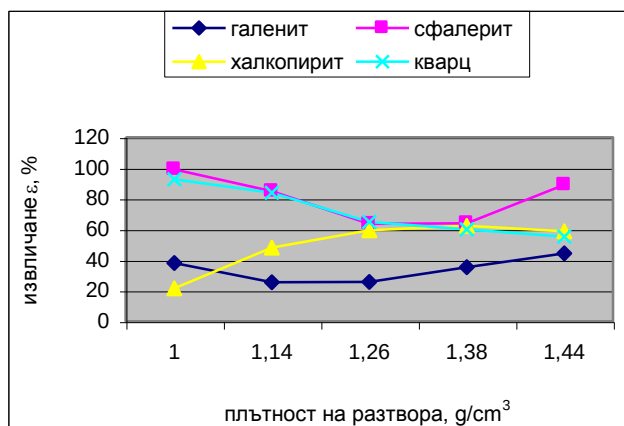
Фиг. 4. Флотация на мономинерални проби без реагенти в разтвор на ZnCl_2 с различна плътност



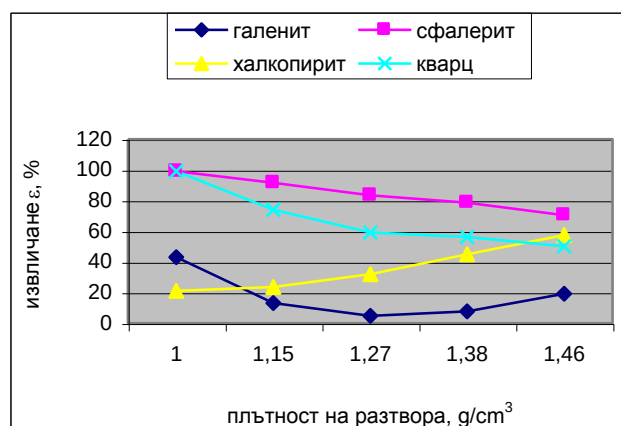
Фиг. 2. Флотация на мономинерални проби с ксантогенат в разтвор на CaCl_2 с различна плътност



Фиг. 5. Флотация на мономинерални проби с ксантогенат в разтвор на ZnCl_2 с различна плътност



Фиг. 3. Флотация на мономинерални проби с 2-меркаптобензотиазол в разтвор на CaCl_2 с различна плътност



Фиг. 6. Флотация на мономинерални проби с 2-меркаптобензотиазол в разтвор на ZnCl_2 с различна плътност

Таблица 1.

Резултати от опитите с моделирани смеси от мономинерални проби

№ на опита	Условия на провеждане на опита	Продукти	Добив $\gamma, \%$	Съдържание $\beta, \%$		Извличане $\varepsilon, \%$		Индекс на селективност η
				Pb	Zn	Pb	Zn	
1.	$\rho=1,14\text{g/cm}^3$ CaCl_2 ; kst-10mg/l; галенит+сфалерит	Концентрат	75,89	25,00	28,50	94,62	73,29	2,21
		Отпадък	24,11	4,48	32,70	5,38	26,71	
			100,00	20,05	29,51	100,00	100,00	
2.	$\rho=1,44\text{g/cm}^3$ CaCl_2 ; kst-10mg/l; галенит+сфалерит	Концентрат	45,59	30,80	26,30	82,60	36,89	3,80
		Отпадък	54,41	5,43	37,70	17,40	63,11	
			100,00	17,00	32,50	100,00	100,00	
			%	Pb	Cu	Pb	Cu	
3.	$\rho=1,26\text{g/cm}^3$ CaCl_2 ; kst-10mg/l; галенит+халкопирит	Концентрат	81,13	13,10	12,40	88,27	76,27	1,49
		Отпадък	18,87	7,49	16,60	11,73	23,73	
			100,00	12,04	13,19	100,00	100,00	
4.	$\rho=1,44\text{g/cm}^3$ CaCl_2 ; kst-10mg/l; галенит+халкопирит	Концентрат	83,40	18,40	11,70	98,69	81,21	2,59
		Отпадък	16,60	3,84	13,60	1,31	18,79	
			100,00	15,55	12,02	100,00	100,00	
5.	$\rho=1,26\text{g/cm}^3$ CaCl_2 ; 2-меркаптобензотиазол-10mg/l; галенит+халкопирит	Концентрат	60,90	21,30	12,20	87,82	59,94	2,30
		Отпадък	39,10	4,60	12,70	12,18	40,06	
			100,00	14,77	12,40	100,00	100,00	
6.	$\rho=1,44\text{g/cm}^3$ CaCl_2 ; 2-меркаптобензотиазол-10mg/l; галенит+халкопирит	Концентрат	61,73	19,90	24,60	92,83	72,97	2,01
		Отпадък	38,27	2,48	14,70	7,17	27,03	
			100,00	13,23	20,81	100,00	100,00	

Окончателни изводи

В заключение получените резултати показват, че независимо от промяната на вида на използваната сол, която несъмнено влияе върху флотируемостта на минералните зърна, в общи линии тенденциите на влиянието на плътността при различните минерали се запазват. От тук следва извода, че подбраните два типа соли- CaCl_2 и ZnCl_2 са подходящи за провеждане на експеримента. Изсолващият ефект на концентрираните соли на електролити зависи основно от валентността на йоните и по-малко от техния йонен радиус. Очевидно, че еднаквите аниони и двувалентните катиони не дават значими различия в изсолващия ефект, но те са достатъчно голями, за да покажат слабото влияние на изсолващия ефект върху флотируемостта на изследваните минерали. Депресиращата роля на Zn катиони върху флотируемостта на сфалерита, също не може да промени влиянието на плътността на течната среда върху флотируемостта на минералите. Вида на катиона се отразява при флотацията на кварца с ксантогенат, тъй като Zn катиони интензифицират адсорбцията на ксантогената върху повърхността на кварцовите зърна и с това променят флотируемостта на кварца.

Литература

- Десятов А. М. и др. 1995. Совершенствование технологии селекции коллективного концентрата на Жирекенской обогатительной фабрике, *Цветная металлургия* №1-2, с. 9-12.
- Laskowski Janusz S. 2001. Rheological measurements in mineral processing related research, *New developments in mineral processing*, IX Balkan mineral processing congress, Istanbul.
- Schubert H. On some aspects of the hydrodynamics of flotation processes. *Flotation of Sulphide Minerals* (Ed. K. S. E. Forssberg), Elsevier: 337-355.
- Yamik A., D. Tekdemir, M. Cinar, C. Karagüzel. 2001. The effect of electrolytes on the rheology of casting slips, *New developments in mineral processing*, IX Balkan mineral processing congress, Istanbul.
- Yoon R. H. 1991. Hydrodynamic and Surface Forces in Bubble-Particle Interactions, *Proceedings of the XVII International Mineral Processing Congress*, Dresden.
- Yusupov Talgat S., Hanspeter Heegn. 1997. Influence of mechanical activation of minerals on the physico-chemical properties of surfaces and flotability, *Proceedings of the XX IMPC*, Aachen.

PLASMA-CHEMICAL PROCESSING OF MINERALS TO NANO-DISPERSED POWDERS

Gheorgy Vissokov, Marinela Panayotova

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, Bulgaria, vissokov@abv.bg

ABSTRACT. Nano-dispersed (ND) powder with particles size of 100-500 nm is obtained by plasma-thermal destruction of zircon. ND ZrO_2 with purity of 95-96 % is received by further leaching with NaOH. Nascent chemical elements, obtained by complex compounds destruction (manganese oxide concentrates, as an example) possess high chemical affinity towards oxygen, which causes reverse oxidative reactions to proceed instantly and leads to considerable difficulties in elements fixing in elemental state. The high chemical activity of ND metal powders, expressed as pyrophoreness, is overcome partially by suitable passivation. The disruptive oxidation of low-valence oxides to (for example, MnO to manganese and oxygen) represents the limiting stage of the entire thermal decomposition of oxygen-containing substances. ND Al_2O_3 is obtained by condensation of corundum ($\alpha-Al_2O_3$) with granularity less than 50 μm . Depending on the process parameters its specific surface is in the range of 30-50 m^2/g . Meta-stable non-equilibrium phases (γ - and $\delta-Al_2O_3$, as an example) are fixed at quenching rate $dT/d\tau=10^5-10^6$ K/s. The plasma-thermal destruction and/or re-condensation of complex compounds (ores, minerals, oxygen-containing salts, etc.) represents an effective method for their decomposition to lower compounds (oxides or even free elements) in ND state.

ПЛАЗМОХИМИЧНО ПРЕРАБОТВАНЕ НА МИНЕРАЛНИ СУРОВИНИ ДО НАНОДИСПЕРСНИ ПРАХОВЕ

Георги Високов, Маринела Панайотова

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, България, vissokov@abv.bg

РЕЗЮМЕ. При плазмотермично деструктуриране на минерала циркон е получен нанодисперсен (НД) прах с размери на частичките 100 - 500 nm, от който чрез излугване с NaOH е получен нанодисперсен ZrO_2 с чистота 95 - 96 %. Получените при деструктурирането на сложни вещества (напр. манганоксиден концентрат) химични елементи в насцентно състояние, изключително трудно се фиксират в свободна елементна фаза, поради високата си химична афинитет към кислорода и мигновено протичане на обратни окислителни реакции. Високата химична активност на НД метални прахове, проявена като пиррофорност, частично се предотвратява чрез подходящо пасивиране. Лимитиращ стадий на пълното термично разлагане на кислородсъдържащи вещества е деструктурирането на нисшите оксиди (напр. MnO до елементен Mn и кислород). При кондензиране на корунд ($\alpha-Al_2O_3$) с гранулометрия под 50 μm е получен НД Al_2O_3 със специфична повърхност 30-50 m^2/g в зависимост от условията на процеса. При скорост на закаляване $dT/d\tau=10^5-10^6$ K/s са фиксирани метастабилни неравновесни фази (напр. γ - и $\delta-Al_2O_3$). Плазмотермичното деструктуриране и/или прекондензиране на сложни вещества (руди, минерали, кислородсъдържащи соли и др.) е ефективен метод за разграждането им до по-нисши съединения (напр. оксиди или дори до химични елементи) в НД състояние.

Introduction

High energy parameters of low temperature plasma (LTP) represent the main prerequisite for realizing the numerous processes of thermal destruction of many substances: natural raw materials – ores and minerals, oxides, carbides, etc. (Vissokov and Panayotova, 2003; Vissokov, 2004; Vissokov, 1984; Vissokov, 1987). Oxides or substances in elemental form are the main products of the thermal destruction of ores and minerals. Their further processing is realized by classical methods.

First announcements in the periodical and patent literature on the application of plasma heating to separate ores bearing ilmenite, beryl, and zircon dated from 1956-1963 (USA Patent, 1963; Berson, 1973). Raw materials are processed in plasma installation equipped with electric arc plasmotron, with cathode made of graphite. The anode is made of blend of the processed material and graphite in the amount ensuring enough high conductivity. At ignition of high intensity arc between cathode and anode, the latter is evaporated. Mixture of nano-disperse oxides (with particle size in the range of 35-50 nm) of titanium, beryllium, aluminum, silicon, uranium and

zirconium is obtained at cooling (but not air quenching). Final products separation is realized by fraction condensation or by hydrometallurgical treatment of oxides. Oxides, treated in plasma, possess high chemical activity and dissolve easily in cold HCl.

Similar process can be realized in highly frequency inductive (HFI) plasma. Separation of mixed oxides has been realized (Klausler, 1969; Knuppel, 1969; Kubanek, 1977; Lamprey, 1962; Maclin, 1967) at above-mentioned ores destruction in HFI plasma-chemical reactor (PCR) at enough high capacity of the plasmotron and relatively low consumption of the processed material.

The thermal destruction of minerals and ores under LTP is often based on the use of highly intensive arc, as described in some patents (USA Patent; USA Patent, 1964). The ore is mixed with carbon for ensuring conductivity. According to spectral analyses, the plasma jet bears vapors of the raw material and carbon. Mixture of oxides is formed at condensation in air. Oxides are separated by fraction condensation or secondary treatment of the mixture. Oxides condense as nano-dispersed particles (NDP) with high

chemical activity. The process was tested with some minerals: beryl, kaolin, rhodonite, zircon, serpentine, etc.

The aim of present work was to carry out investigations on the plasma-chemical destruction of zircon (ZrSiO_4), manganese oxide concentrate (mixture of manganese oxides) and re-condensation of corundum ($\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$) to nano-dispersed powders.

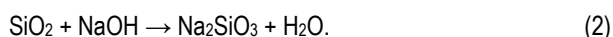
Experimental and discussion

1. Plasma destruction of zircon

An industrial process for ZrO_2 production by plasma treatment of zircon was developed by TAFE (daughter of Yonark Smelters, USA) Company (Vissokov, 1987; Vissokov and Pirgov, 1998). The crystal lattice of zircon is destroyed at 2050 K and mixture of oxides is formed:



The mixture is treated with NaOH to obtain soluble salt, and ZrO_2 remains in the precipitate.



Our studies on plasma-chemical destruction of zircon were carried out in the plasma-chemical installation shown in Fig. 1 (Principal scheme) and Fig. 2 (General appearance). Bulgarian

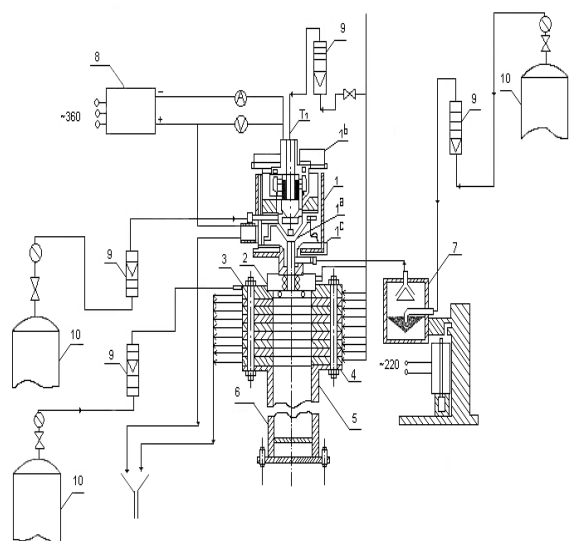


Fig. 1. Scheme diagram of plasma-chemical installation for preparation of nano-dispersed powders. Electric-arc D.C. plasmotron; 1^a. Thoriated tungsten cathode; 1^b. Copper water-cooled anode; 1^c. Plastic adjusting ring; 2. CW PCR; 3. Quenching device; 4. Copper water-cooled sections of the quenching device; 5. Powder-trapping chamber; 6. Filter; 7. Vibration powder-feeding device (if necessary, a piston type vibration powder-feeding device can also be used); 8. Current rectifier; 9. Flow-rate meters; 10. Bottles with plasma-forming, powder-carrying and quenching gases; T_1 – Temperature of inlet water; T_2 – Temperature of outlet water

(from Assenovgrad deposit) and Australian zircon with particles size less than $50 \mu\text{m}$ was used. Technical grade Ar (99 %) was used as plasma-forming and powder-carrying gas. Average mass temperature in the PCR was 1500-3000 K. The raw material consumption was 90 g/h. The consumption of plasma-forming Ar was $2 \text{ m}^3/\text{h}$, and of powder-carrying Ar – $0.2 \text{ m}^3/\text{h}$.

When cold-walls (CW) PCR is applied, a crust of melt is formed on the walls. Crust is not formed when a warm-walls (WW) PCR is used. Both reactors are with the same dimensions: length – 0.1 m, diameter – 0.02 m, cylindrical, made of stainless steel, water-cooled. The wall temperature in the WW PCR reaches 1500 K.

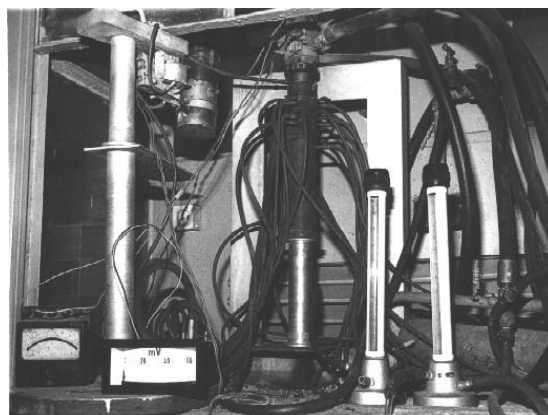


Fig. 2. General appearance of the plasma-chemical installation for preparation of NDP

Volt-ampere characteristic of the electric arc plasmotron with Ar as plasma-forming gas (0.792 g/s) is shown in Fig. 3. It is known, that the discharge voltage of the electric arc depends on the plasma-forming gas and anode-cathode distance. In the range of 100÷500 A (Fig. 3), the discharge voltage decreases linearly with the discharge current increase.

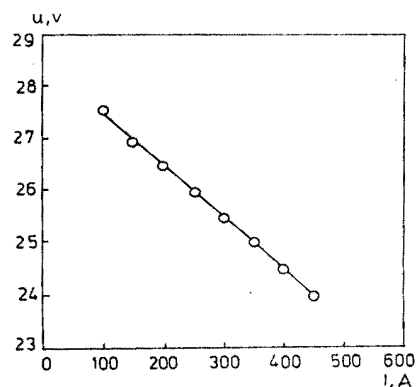


Fig. 3. Volt-ampere characteristic of the electric arc plasmotron with Ar as plasma-forming gas ($0.792 \text{ g/s} = 1.7 \text{ m}^3/\text{h}$)

Linearity of $U=f(I)$ determines the linear dependence of the plasmotron power P on the discharge current – $P=f(I)$ – Fig. 4. At constant consumption of plasma-forming gas, the consumed power increases with the current increase, respectively – the average mass temperature of the plasma jet. The average mass temperature of the electric arc (Fig. 5) and of the PCR is found by calorimetric calculations (Vissokov, 1984; Vissokov and Pirgov, 1998).

Making use of the data, presented in Fig. 6, we can set enough accurately pre-determined values of the average mass temperature of the PCR, by varying the consumed electrical power, at constant consumption of powder-carrying gas and raw material.

Plasmotron characteristic, presented in Figs. 3-6, show that the plasma-chemical process can be carried out with enough

security and accuracy by smooth increase in consumed electrical power, at constant consumption of raw material, plasma-forming and powder-carrying gas.

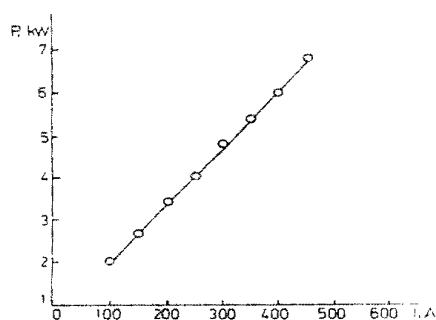


Fig. 4. Watt-ampere characteristic of the electric arc plasmotron with Ar as plasma-forming gas (0.792 g/s = 1.7 m³/h)

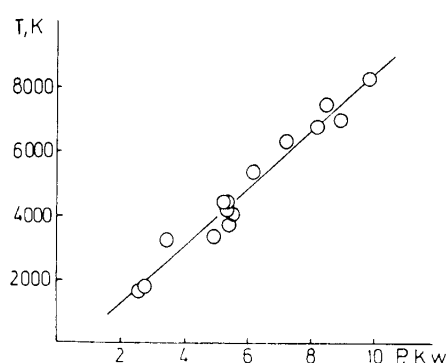


Fig. 5. Average mass temperature of the electric arc plasmotron as function of consumed electric power

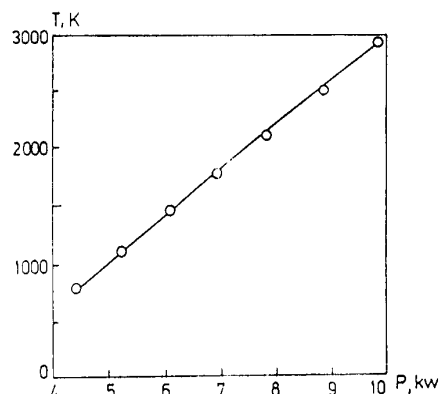


Fig. 6. Average mass temperature of the PCR as function of consumed electric power

Vibration-type powder-feeding device is used when the plasma-chemical process is carried out with a single-component raw material (as is the case with plasma destruction or plasma re-condensation). The device has conical bottom where the raw material is placed. Powder-carrying gas is supplied to the top of the cone. Powder cloud is formed and supplied to the plasmotron nozzle. The whole powder-feeding device vibrates with frequency of 50 Hz and amplitude 0.2 mm in order to ensure regular feeding with powder. Depending on the process specificity and necessary amount of NDP, the experiments duration was in the range of 3÷30 min.

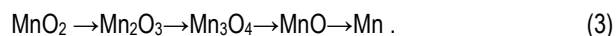
Experiments for zircon destruction were made with the described installation. NDP was subjected to X-ray analysis. Major peaks of ZrO₂ and ZrSiO₄ can be distinguished, while SiO₂ appears as amorphous phase. The latter converts to soluble Na₂SiO₃ via reaction (2) at temperature of 500 K and use of 50 % NaOH solution. Fine-dispersed ZrO₂ with quality of 95-96 % was obtained. The main admixture is non-destructed ZrSiO₄. In our opinion, even without SiO₂ leaching, the obtained mixture of ZrO₂ and SiO₂ can be used as refractory or abrasive material, for chemicals preparation, as coloring reagent for ceramics, etc. Materials made of ZrO₂ are thermally resistant up to 3000 K, and those made of destructed zircon – up to 2000 K.

Calculations made by Yonark Smelters company pointed that specific capital investment for the plasma process are lower, compared to the conventional process, and the specific energy consumption is 7.92, against 33.12 MJ/kg for conventional furnaces. Plant with capacity of 4500 t/annum, at specific energy consumption of 10.8 MJ/kg was launched by the Company in 1977. Other silicate ores (thorite, sillimanite, calamine, chrysocolla, etc) can be processed in a similar way (Vissokov, 2004; Vissokov, 1987).

2. Plasma destruction of manganese oxide concentrates

First results on Mo obtaining by thermal destruction of MoS appeared in 1961 (Scholz et al., 1961). The process can not be realized in practice because of many technical difficulties, reaching the necessary high temperature – one of most important. Numerous experiments with plasma destruction of MoS₂ were made in 70-es of the previous century. NDP was obtained by Ar plasma destruction of molybdenite (92 % MoS₂ and 8 % SiO₂) where 90 % destruction was achieved (Huska et al., 1969). Experiments were carried out in installation with capacity of 10 kW and frequency of 4 MHz. Patent and periodical literature lacks data on plasma destruction of Mn, Fe, Co and Zn oxides and/or sulfides aimed at obtaining ultra-disperse pure Mn, Fe, Co, Zn, etc.

Thermodynamic properties of substances participating in a certain stage of the whole process determine the nature of chemical transformations taking place at temperatures of several thousands degrees. If reliable data on thermodynamic constants are available, the optimal temperature conditions, reaction thermodynamic probability, extent of raw materials conversion until the equilibrium and energy parameters of the process can be preliminarily assessed. We applied the classical approach for calculating the processes free enthalpy, entropy, free energy, equilibrium constant and thermodynamic probability for the thermal destruction of manganese oxide raw material, which follows the sequence:



Calculations were made for the process, described with the equation (4), which is the limiting stage of the chain destruction process (3):



Standard entropy and enthalpy of substances in gaseous state were used, because of the fact that at high temperatures (~10⁴ K) of the plasma reactions all substances are in vapor state. Values of the equilibrium constant of the thermal

dissociation process (4), found for different temperatures are presented in Table 1.

Calculations made show that the dissociation reaction (4) proceeds to the right towards Mn production at very high temperatures (4000-5000 K).

Table 1. *Equilibrium constant and change in free energy for the thermal dissociation of MnO under Ar plasma conditions and different temperatures*

T, K	$\Delta G_T, \cdot 10^{-3}$	$\lg K_P$	K_P
2000	39.4	-4.28	$5.25 \cdot 10^{-5}$
2500	25.4	-2.20	$6.30 \cdot 10^{-3}$
3000	11.3	-0.818	0.125
3500	-2.85	0.177	1.505
4000	-17.2	0.935	8.60
4500	-31.5	1.52	33.00
5000	-45.9	2.0	100.00
6000	-64.8	2.26	181.50

Manganese oxide concentrate used as raw material contains up to 99.9% manganese oxides and represents mixture of MnO_2 , Mn_2O_3 and Mn_3O_4 . Depending on its color, the raw manganese oxide is divided to black and brown - Table 2.

Table 2. *Manganese content in the raw material*

Component	Contents in black raw material, mass %	Contents in brown raw material, mass %
Mn _{Total}	67.6	69.5
Mn ²⁺	43.1	48.9
Mn ⁴⁺	23.0	19.4

Granularity of the raw material, determined with metallographic microscope, is as it follows: less than 1 μm – 72.7 %, 1÷2 μm – 21.1 %, 2÷3 μm – 3.0 %, 3÷5 μm – 1.9 %, 5÷7 μm – 0.6 %, 7÷10 μm – 0.2 %. The raw material can be easily introduced into the reactor with the vibration powder-feeding device, at powder-carrying gas (Ar) consumption of 0.3 m³/h and 1g/min carried powder. In order to decrease the particles adhesion, the raw material is dried at 353÷373 K and metal pellets are placed in the vibration feeding device. The specific surface of initial powder and final NDP was determined by Kljachko-Gurvich method (Kljachko-Gurvich, 1961) – Fig. 7,

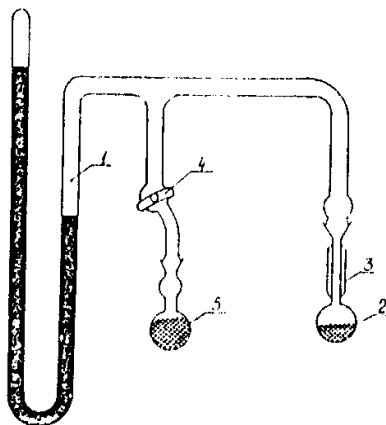


Fig. 7. Scheme of the device for specific surface determination by Kljachko-Gurvich method: 1- manometer, 2- ampoule with sample, vacuum-jacket of the ampoule with sample, 4-vacuum-valve, 5- ampoule with activated carbon

which is based on the nitrogen adsorption on the particles surface at the liquid nitrogen temperature. The accuracy is in the range of 10÷15 % (lower than the accuracy of the classical BET method), but the method is faster. The method can be applied with good accuracy when the total surface of the analyzed sample (S) is in the range of 7÷15 m². In our case S=5.8 m²/g for the black raw material and 5 m²/g – for the brown manganese oxide material.

Thermal destruction experiments were made with plasmatron nozzle of 5 mm. Plasma-forming Ar consumption was 2.0-2.5 m³/h and powder-carrying Ar consumption – 0.3 m³/h. Current was changes in the range 200 ÷ 400 A, with a step of 100 A. Quenching was made by Ar jets spraying (at consumption 1.2÷1.4 m³/h) and over water-cooling surface. Numerous experiments were made under described conditions, but each time the powder fed through the nozzle melted, formed ingots plugged the nozzle and process stopped. That means that the diameter of the anodic opening considerably influences the gas jet dynamics and processes of powder distribution and mixing with the gas jet. The process proceeds without problems at nozzle diameter of 7 mm. Experiments with black manganese oxide raw materials, quenching over water-cooling surface and with nozzle diameter of 7 mm were made. Process parameters are presented in Table 3. Experiments showed that when the quenching is over water-cooling surface, the reaction product is a mixture of NDP and solids that adhere on the quenching chamber walls.

In order to improve the conditions for reaction products condensation, which are very important for obtaining powders with highly developed specific surface, we studied more effective quenching method – simultaneous quenching over water-cooling surface and by cold gas spraying. Process parameters are presented in Table 4, where samples numbers 1 and 2 are of black and numbers from 3 to 5 – of brown manganese oxide raw material.

Table 3. *Parameters of plasma-chemical thermal destruction of black manganese oxide raw material at quenching over water-cooling surface*

Sample No	1	2	3	4
I, A	250	300	350	400
U, V	30	19	22	24
W, kW	7.5	5.7	7.7	9.6
S, m ² /g	4.8	2.3	-	6.1
Ar-pl-f, m ³ /h	2	2	2	2
Ar-p-c, m ³ /h	0.3	0.3	0.3	0.3

Ar-pl-f – plasma forming argon; Ar-p-c powder carrying argon

Table 4. *Parameters of plasma-chemical thermal destruction of manganese oxide raw material at simultaneous quenching over water-cooling surface and by cold gas spraying*

Sample No	1	2	3	4	5
I, A	400	400	200	300	400
U, V	29.5	26.5	30.0	30.5	27.0
W, kW	11.8	10.6	6.0	9.15	10.8
S, m ² /g	18.0	37.4	15.5	18.4	14.1
Ar-pl-f, m ³ /h	2.4	2.5	2.5	2.5	2.5
Ar-c-g, m ³ /h	1	1	1	1	1
Ar-p-c, m ³ /h	0.30	0.30	0.35	0.40	0.40

Ar-pl-f – plasma forming argon; Ar-c-g – argon used as cold gas; Ar-p-c powder carrying argon

After destruction, the obtained NDP samples were analyzed chemically and by X-Ray analysis. It turned out that samples contain mainly MnO. The amount of Mn^{2+} increases and that of Mn^{4+} decreases in treated samples compared to the raw material. The concentration of Mn^{2+} in the raw material is 43.1 % and in thermally destructed – 57.2 %; the concentration of Mn^{4+} in the raw material is 23 % and in thermally destructed – 10.5 %. Carrying out the plasma destruction at higher power consumption (respectively – higher temperatures) and application of simultaneous quenching over water-cooling surface and by cold gas spraying ensures production of powders with higher specific surface and higher MnO concentration, compared to the raw material. Without additional measures, the elemental Mn content in the final product is less than 6 %. This is due to the fact that the obtained Mn possesses high chemical activity and reacts with the O_2 from the air. Proceeding of the reverse reaction of the equilibrium (4) can be suppressed by addition of H_2 or H-bearing compounds in the PCR.

3. Plasma re-condensation

Evaporation of coarse-disperse or with micron dimensions raw material under LTP conditions and subsequent condensation of vapors represents an effective method for NDP producing. American Vitro Laboratory's Company has studied for many years the plasma re-condensation as a method for producing NDP of refractory materials, including oxides, carbides, metals and multi-component systems [4]. Particles size is in the range of 10-100 nm. Nano-dispersed oxide powders are obtained in recurrent semi-industrial installation with capacity of 4.5÷9.0 kg/h. Other materials, described above, are produced in pilot installations.

Nano-dispersed powders of W, Mo, Ti, Ni, Al and ZrO_2 were produced in plasma-metallurgy laboratories of the "A. A. Baikov" Metallurgical Institute at Russian Academy of Science by plasma evaporation of conventional metal powders and vapor condensation in warmed up gaseous jets. Electron-microprobe analyses showed that size of produced particles is in the range of tens nanometers. Particles are spherical, with large specific surface and high chemical activity. Work under inert atmosphere allows keeping the chemical purity of products.

Our studies on thermal destruction of Fe_2O_3 under conditions of LTP produced by Ar electrical arc lead to production of finely-dispersed iron powder with particles size in the range of 100-500 nm. Particles are spherical with high affinity towards O_2 from the air (expressed as pyrophoreness). Product intensive oxidation to Fe_2O_3 occurs at lack of measures for the final product passivation (usage of nitrous atmosphere with O_2 contents of 0.1÷0.2 vol. %).

Experiments on re-condensation of $\alpha-Al_2O_3$ with particles size less than 50 μm under LTP conditions were carried out in the installation shown in Figs. 1 and 2. Argon was used both as plasma-forming and powder-carrying gas with flow of 2 m^3/h and 0.3 m^3/h correspondingly. The average mass temperature of the PCR was 4000 K. Nano-dispersed Al_2O_3 was obtained, with specific surface in the range of 30÷50 m^2/g . Combined quenching with cold air jets (with flow up to 20 m^3/h) and over water-cooling surface was applied. The quenching rate $dT/d\tau=10^5-10^6$ K/s was achieved that lead to formation of

particles with size less than 100 nm and non-equilibrium crystal structure. Fast quenching allows meta-stable modifications fixing. $\delta-Al_2O_3$ is formed faster than $\alpha-Al_2O_3$ that is stable at temperatures higher than 1300 K. The fact is explained with the increased tetrahedral co-ordination of Al with the temperature raise. This co-ordination predominates also in the liquid Al_2O_3 . It could be supposed that this co-ordination is preserved at quenching and determines appearance of $\delta-Al_2O_3$ when, under quasi-equilibrium conditions, time is enough for octahedral co-ordination formation that is prerequisite for $\alpha-Al_2O_3$ appearance. The phenomenon can be explained also in another manner: Crystallization nucleus can be formed only at such extent of overcooling when γ - and $\delta-Al_2O_3$ are stable, because, at phase transition temperature, the crystallization heat can be enough to raise the material temperature only for coarse particles. Peaks intensity shows that $\gamma-Al_2O_3$ is the main constituent of the nano-dispersed Al_2O_3 and the share of $\delta-Al_2O_3$ is considerably lower.

Conclusion

Plasma-chemical destruction of complex substances (ores, minerals, oxygen-bearing salts, etc) represents an effective method for their decomposition to lower compounds. Plasma re-condensation of refractory materials represents an effective method for producing finely-dispersed and ultra-dispersed powders.

Summarizing the studies on NDP obtaining in neutral LTP medium, we can highlight the plasma-chemical method is suitable for producing products with particular properties. For obtaining certain materials this is the only possible method. The industrial implementation of plasma-chemical production of NDP will be determined by technology, quality of products obtained and economics.

References

- Berson, U., 1973, *J. Chem. Process.*, **19**, No 4, 9.
- Huska, P. A., C. W. Clump, E. C. Land, 1969, *Process Design and Development*, **6**, No 2, 1489.
- Klausler, J., 1969, *Machinenmarkt*, **75**, No 38, 794.
- Kljachko-Gurvich, A. L., 1961, *Izvestija AN SSSR, OHN*, No 10, 1884.
- Knuppel, H., K. Boltzman, F. Eberhart, *Stahl und Eisen*, 1958, **78**, 1871.
- Kubaneck, G. R., R. J. Munz, M. H. Gauvin, 1977, Plasma decomposition of molybdenum disulphide, *A progress report, Noranda research centre*, Pointe Claire, Quebec, Canada.
- Lamprey, H., R. L. Ripley, 1962, *J. Electrochem. Soc.*, **109**, No 8, 56.
- MacIin, B. A., J. C. Withers, 1967, *Proc. of the conf. on vapour deposition of refractory metals, alloys and compounds*, Carlington, Tennessee, 161.
- Scholz, W., D. W. Dagne, G. A. Timmons, 1961, *Trans. Metallurg. Soc. AIME*, **221**, 356.
- USA Patent, 1964, No 2979449.
- USA Patent, 1963, No 39099614.

Vissokov, G. P., Pirgov, P. S., 1998, Ultra-disperse powders – plasma-chemical production and properties, Sofia, Polyprint, 395.

Vissokov, G., 1987, Applied plasma-chemistry, part I, Low temperature plasma application in organic chemical technologies and metallurgy, Sofia, Tehnika, 295.

Vissokov, G., 1987, Applied plasma-chemistry, part II, Low temperature plasma application in inorganic chemical technologies, Sofia, Tehnika, 320.

Vissokov, G., M. Panayotova, 2003, Plasma-chemical processing of minerals and industrial waste, Annual of Univ. of Mining and Geology "St. Iv. Rilski", Part II, Mining and Mineral Processing, Vol. 46, p. 131-135.

Vissokov, G., Plasma technologies at ores and materials processing, Annual of Univ. of Mining and Geology "St. Iv. Rilski", Part II, Mining and Processing of Minerals, Vol. 46, 2004, p. 57-62.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Химия", МТФ

THE MANAGEMENT OF COPPER FLOTATION REVENUE IN THE MINE OF VELIKI KRIVELJ

Radolyub Jovanović

The Faculty of Management of Zajecar, 19000 Zajecar

ABSTRACT. The copper ore deposits represent a very important economic resource. Copper flotation has a key role in ensuring the conditions necessary for economically justifiable exploitation of copper. The main technological indicators of copper flotation which determine the level of revenue per mass unit of processed copper are exploitation and the copper content in concentrate. This thesis describes the economic-technological model of copper flotation which can help determine, for the given technological and market conditions, the optimal percentage of copper in concentrate, at which level the maximum revenue is achieved per ton of the processed ore in the process of flotation.

Key words: *copper flotation, economy, value of copper concentrate.*

УПРАВЛЕНИЕ НА ПРИХОДИТЕ ПРИ ФЛОТАЦИЯТА НА МЕДНИ РУДИ ОТ МИНА ВЕЛИКИ КРИВЕЛИ

Радолуб Йованович

Факултет по мениджмънт, Висше училище - Зайчар, 19000 Зайчар

РЕЗЮМЕ. Медоносните рудни находища представляват важен икономически ресурс. Медната флотация играе ключова роля в осигуряване условията, необходими за икономически оправдан добив на мед. Главните технологични показатели при флотацията на медни руди, които определят нивото на приход за единица маса от преработена мед са експлоатация и съдържанието на мед в концентрата. Описан е икономически изгодния технологичен модел при флотация на медни руди, който спомага да се определи, при определени технологични и пазарни условия, оптималното съдържание на мед в концентрата, при което се постигат максимални приходи за тон преработена руда в процеса на флотация.

Ключови думи: *медна флотация, икономика, цена на медния концентрат*

Introduction

The main parameters which influence the value of concentrate are the copper content in concentrate and the price of copper-metal in concentrate.

As a result of technology and process management, the higher the exploitation, the lower the copper content in concentrate¹, and vice versa.

Therefore, at the existing market price of copper, there is an optimal copper content in concentrate, whereat the value of concentrate which is processed per mass unit of ore achieves its maximum.

The model of managing copper flotation revenue

The value of copper (V_m) in concentrate which is obtained after processing one ton of ore is:

$$V_m = M_m \cdot C_{mk} \quad (1)$$

Whereby V_m stands for the value of copper in concentrate, (\$/t)
 M_m stands for the mass of copper in concentrate, (t)

C_{mk} stands for the price of copper in concentrate, (\$/t).

The mass of copper in concentrate (M_m) is:

$$M_m = \frac{u \cdot I}{10^4}, (t) \quad (2)$$

Whereby u stands for the copper content in the ore, (%) and
 I stands for the exploitation of copper, (%).

The price of copper in concentrate (C_{mk}) is defined by the smeltery of Bor and can be calculated by help of the following formula:

$$C_{mk} = C_m + 10^2 \cdot T \cdot \left(\frac{1}{k_r} - \frac{1}{k} \right) \quad (3)$$

Whereby: C_{mk} stands for the price of copper in concentrate, (\$/t)

C_m stands for the basic price of copper in concentrate at standard copper content in concentrate (k_r), (\$/t)

T stands for the smeltery coefficient, (\$/t)

k_r stands for standard copper content in concentrate, (%); for Bor smeltery and Veliki Krivelj the concentrate is $k_r=20,7\%$, and

k stands for copper content in concentrate, (%).

The correlation between the exploitation of copper (I) and the copper content in concentrate (k) in Veliki Krivelj flotation is given in the following form¹:

$$I = I_0 - b \cdot k \quad (4)$$

that is,

$$I = 97,8 - 0,62 \cdot k \quad (5)$$

$$k \in [19...26\%]$$

where I_0 are b are the parametres that depend on the ore and technology.

Taking into consideration the issues (2), (3), (4) and (5), the formula for calculating the value of copper in concentrate (1) gets its final form and is as follows:

$$V_m = \frac{u \cdot (I_0 - b \cdot k)}{10^4} \cdot \left[C_m + 10^2 \cdot T \cdot \left(\frac{1}{k_r} - \frac{1}{k} \right) \right] \quad (6)$$

$$k \in [19...26\%]$$

At the given market conditions the value of metal in concentrate, which is obtained after processing one ton of ore, depends only on the copper content in concentrate.

It goes without saying that the aim of every flotation is achieving the maximum value of copper in concentrate.

Therefore, the main task is to determine the value (k) at which equation (6) achieves its maximum. The solution consists in differentiating the equation (7) at (k) and equating the first derivative to zero.

$$\frac{\partial V_m}{\partial k} = \frac{u \cdot T \cdot I_0}{k^2} - u \cdot b \cdot \left(\frac{C_m}{10^2} + \frac{T}{k_r} \right) = 0 \quad (7)$$

Now we can derive the formula for the optimal copper content in concentrate (k_0):

$$k_0 = \sqrt{\frac{T \cdot I_0}{b \cdot \left(\frac{C_m}{10^2} + \frac{T}{k_r} \right)}}, (\%) \quad (8)$$

Taking into account the price of copper at the world market which is \$3200 per ton, the following is true for flotation in Veliki Krivelj:

$$C_m = 2008,64 \text{ $/t}$$

$$T = 88,97 \text{ $/t}$$

$$k_r = 20,7 \%$$

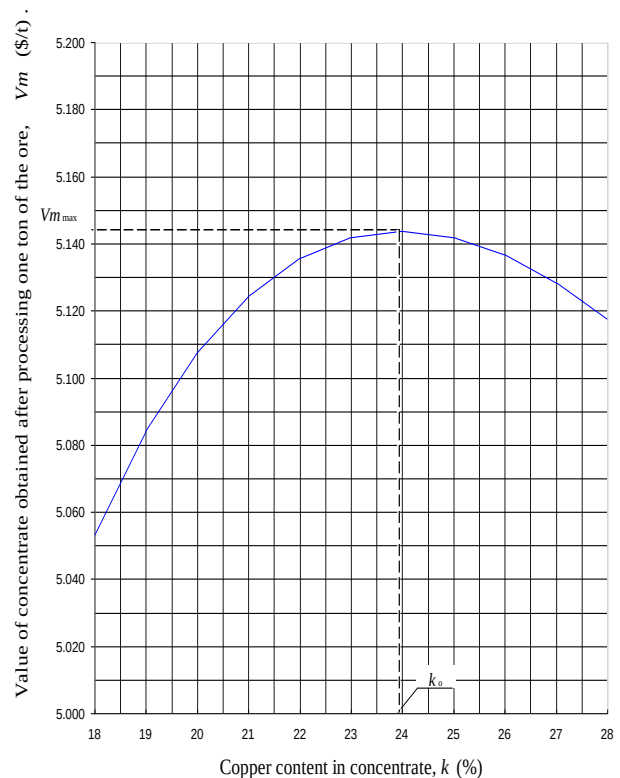
$$I_0 = 97,8 \%$$

$$b = 0,62$$

and as a result of equation (8) we can see that the optimal copper content in concentrate (k_0) is 24%. With such copper content in concentrate, the value of copper in concentrate achieves its maximum value which according to equation (6) is

$V_m = 5,144 \text{ $/t}$. The graphic representation of equation (6) related to flotation in Veliki Krivelj is shown in table 1.

Table 1. The value of copper in concentrate which is obtained from one ton of ore in Veliki Krivelj depending on the copper content in concentrate (k).



Equation (8) shows that the optimal copper content in concentrate does not depend on the copper content in the ore (u).

Equation (8) enables the management in charge of flotation to handle the process in the most efficient way possible. Taking into account the market price of copper as well as the price of processing concentrate in the smelter, this equation helps determine the optimal copper content in concentrate (k_0) when flotation achieves its highest revenue.

Conclusion

The given model enables the optimal management of the copper flotation process. Taking into account the trends in prices at the copper market and the prices of industrial processing of concentrate, this model makes it possible to determine, at any time, the optimal copper content in concentrate when flotation records the highest revenue

References

- Jovanović R., Ekonomsko tehnološki model upravljanja flotacijom bakra, B.Sc., Megatrend, the University of Applied Sciences of Belgrade (2005).
- Magdalinović N, Usitnjavanje i klasifikacija mineralnih sirovina, The School of Engineering of Bor (1985).

Recommended for publication by the Editorial board of Section "Mining and Mineral Processing"

СИНТЕЗ НА АМИДИ НА C – ЗАЩИТЕНИ ДИПЕПТИДИ С 2,3-ДИХИДРО-1,3-ДИОКСО-2-АРИЛ-1Н-ИНДЕН-2 – ОЦЕТНИ КИСЕЛИНИ

Недялко Софрониев¹, Стоян Минчев²

¹Минно – геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

²Икономически университет, ул. "Княз Борис" 77, 9002 Варна

РЕЗЮМЕ. Установено е, че естерите на дипептидите ацилирани с 2,3-дихидро-1,3-диоксо-2-арил-1Н-инден-2-оцетни киселини се получават по-удобно и с по-високи добиви по дициклохексилкарбодимидния метод. Структурата на тези съединения е потвърдена чрез елементен анализ, инфрачервени спектри и в някои случаи чрез успоредни синтези. За някои от дипептидите е предложено обяснение за наличието на пик 1800 /cm при инфрачервените им спектри.

Ключови думи: 2,3-дихидро-1,3-диоксо-2-арил-1Н-инден-2 – оцетни киселини (2-карбоксиметил-2-арил-1,3-индандиони), дипептиди, методи за синтез на пептиди – хидразиден метод, дициклохексилкарбодимиден метод и метод на киселинните хлориди.

SYNTHESIS OF AMIDES OF C-BLOCKED DIPEPTIDES WITH 2,3-DIHYDRO-1,3-DIOXO-2-ARYL-1H-INDENE-2- ACETIC ACIDS

Nenyalko Sofroniev¹, Stoian Minchev²

¹University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, Bulgaria

²University of Economics, 77 "Knyaz Boris" St., 9002 Varna, Bulgaria

ABSTRACT. It is established that the esters of dipeptides, acylated with 2,3 -dihydro -1,3 - dioxo - 2- aryl - 1H - indene--2 -acetic acids are obtained most conveniently and with higher yields by dicyclohexylcarbodiimide method. The structure of these compounds is confirmed by element analyses, IR – spectra and in some occasions by parallel syntheses. A supposition for explaining of the peaks of IR - spectra of some dipeptides by 1800 /cm is made.

Keywords: 2,3-dihydro-1,3-dioxo-2-aryl-1H-indene-2 - acetic acids (2-carboxymethyl-2-aryl-1,3-indandiones), dipeptides, methods of synthesis of peptides-hydrazide method, dicyclohexylcarbodiimide method and method of acid chlorides.

Въведение

Известно е, че хидрохлоридите на някои N, N - диалкиламиноалкилови естери на 2,3-дихидро-1,3- диоксо-2-фенил-1Н-инден-2 - оцетна киселина (2-карбоксиметил-2-фенил-1,3-индандион) притежават значително местно анестезиращо действие (Валтер, 1966; Валтер и др., 1966; Цируле и др., 1975). С оглед синтеза на нови анестетици от този ред са описани и N - алкиламиди на същата киселина (a Валтер и др., 1968; б Валтер и др., 1968). Описана е и синтезата на голям брой заместени в ариловия и фталоилов остатък 2-карбоксиметил-2-арил-1,3-индандиони (Minchev and Sofroniev, 1982). Както на незаместените (Minchev and Aleksiev, 1976), така и на различно субституираните киселини (Minchev et al., 1982) са получени амиди с естери на природни аминокиселини. Добре известно е, че под действието на алкални основи естерите и амидите на 2-карбоксиметил-2-заместените 1,3-индандиони търпят изомеризация. При естерите петатомният цикъл се разширява до шестатомен (Radulescu and Gheorgiu, 1927; Gheorgiu, 1939; Koelsch and Byers, 1940; Залукаев и др., 1976; Щербань и др., 1978), а амидите в зависимост от структурата им и от условията на взаимодействие, претърпяват допълнителна циклизация,

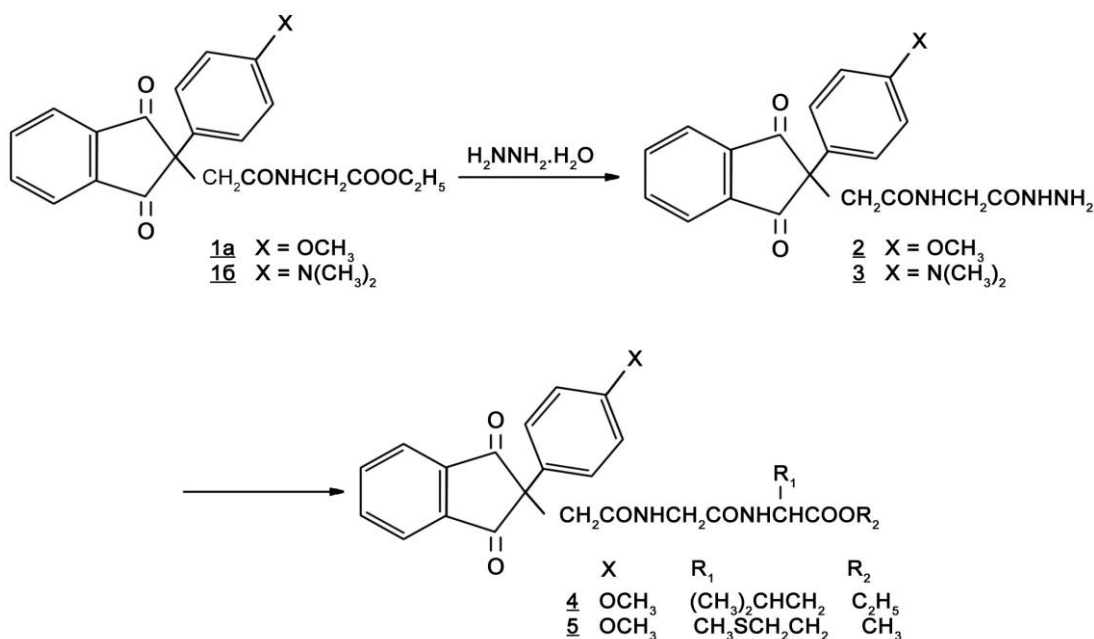
като се присъединява N–H от амидната връзка към цикличната карбонилна група, или пък се отваря петатомния цикъл от индандионовата система (б Валтер и др., 1968; а Валтер, 1969; б Валтер, 1969). Ето защо алкални основи не могат да се използват за осапунване на посочените естери. Напротив, под действието на хидразинхидрат, 2-карбетокси-2-фенил-1,3-индандион (Минчев, 1973), а също и естери на природни аминокиселини, ацилирани с 2-карбоксиметил-2-фенил-1,3-индандион се превръщат до съответните хидразида. Опитът обаче показва, че в първия случай хидразидът по всяка вероятност лесно се циклизира, както е посочено в литературата за аналогични производни (Валтер, 1970; Ванаг и Дрегерис, и др., 1964; Дрегерис и др., 1965; Данилова и Перекалин, 1965), до продукт който по - нататък не се превръща в азид. За разлика от него хидразидите на ацилираните с 2-карбоксиметил-2-фенил-1,3-индандион естери на природни аминокиселини, се превръщат в азиди и с ниски добиви се получават съответните дипептиди (Minchev and Aleksiev, 1976).

Целта на настоящата работа е да се получат амиди на дипептиди с 2,3-дихидро-1,3-диоксо-2-арил-1Н-инден- 2 - оцетни киселини. Наличието на пептидни остатъци в

молекулата на този тип съединения е предпоставка за поява на депоефект, който води до по-ясно изразено и по-дълготрайно анестезиращо действие на получените съединения.

Обсъждане

Използувахме естери на аминокиселини ацилирани с 2-карбоксиметил-2-арил-1,3-индандиони 1, от които по азидния метод получихме хидразидите 2 и 3, като хидразидът 2 се получава с висок добив. Въпреки това азидният метод се оказва неподходящ, тъй-като по този метод изолирахме дипептидите 4 и 5 с твърде ниски добиви (таблица).



Тези резултати ни накараха да изоставим азидния метод и да потърсим друга възможност за синтез на естери на дипептиди, ацилирани със субституирани 2-карбоксиметил-2-арил-1,3-индандиони. Добра перспектива за тази цел разкриват киселините 6, които се получават успешно от съответните естери чрез солно-кисела хидролиза във водно-ацетонова среда (Minchev and Sofroniev, 1983). Киселините 6 се разтварят добре в повечето органични разтворители. Това тяхно отнасяне ни позволи да приложим карбодиимидния метод за синтез на пептиди. По този начин успяхме да синтезираме дипептидите 7-25 с добри добиви (таблица). В инфрачервените спектри на дипептидите 7-25 се наблюдава сложна система от ивици за поглъщане на карбонилните групи в областта 1800 - 1660/см. При съединенията 11-14 са налице две ивици на поглъщане в областта 1740 и 1710/см, дължащи се на симетрични и асиметрични валентни трептения от β-дикарбонилната система от индандионовия остатък. За същите съединения има и ивица на поглъщане при 1740-1720/см, дължаща се на валентните трептения на естерна карбонилна група, която се препокрива с ивицата на симетричните валентни трептения на β-дикарбонилната система (1740/см), в резултат на което се наблюдава една обща широка ивица.

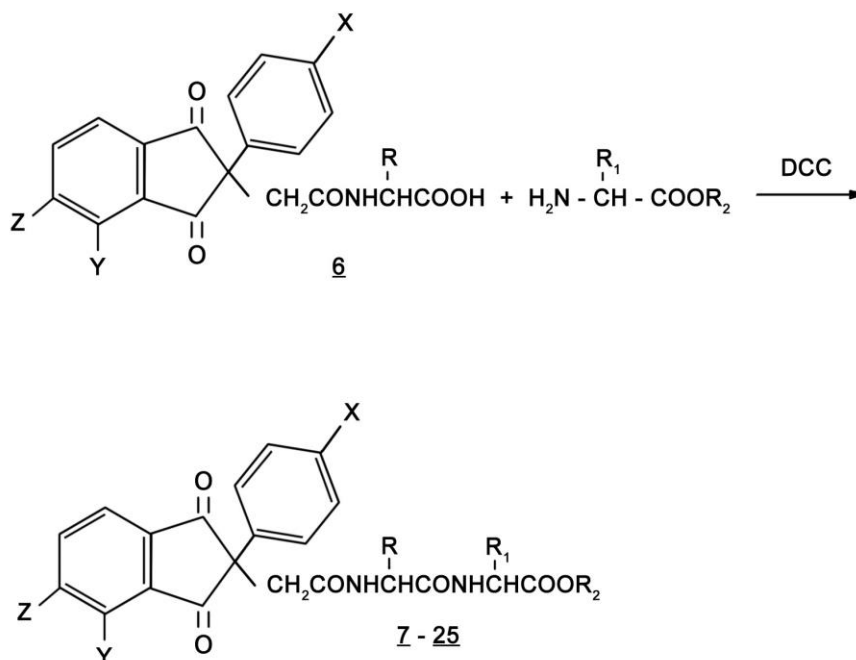
Освен това е налице и ивица за валентните трептения на амидната карбонилна група около 1660/см. При

дипептидите 7-10 и 15-25 в областта 1760-1660/см се наблюдава една интензивна широка ивица, а също така прави впечатление появяването на една интензивна ивица на поглъщане в областта 1800/см. Тази ивица при 1800/см се наблюдава, когато непосредствено свързаната с 2-карбоксиметил-2-арил-1,3-индандиона аминокиселина е глицин или D,L-аланин, като при аланина (съединения 11-13) тя е значително по-слабо интензивна и наред с нея се появяват две неособено интензивни ивици на поглъщане при 1740 и 1710/см. Постава ли се фенилаланин на мястото на аланина (дипептид 14), ивицата около 1800/см изчезва напълно, като остават само ивиците на поглъщане при 1740 и 1710/см, което е характерно за 2,2-дизаместени 1,3-индандиони. Освен това се наблюдава ивица за всички дипептиди 7-25 в областта 1570-1510/см, обусловена от взаимодействието на деформационните трептения на връзката N-H и валентните трептения на връзката C-N от групата C-N-H. При съединения 11-14 в областта 3300-3100/см има група от ивици, дължащи се на валентните трептения на връзката N-H. В спектрите на пептидите 7-23 са налице характерните ивици за асиметрични и симетрични трептения на N=O връзката от нитрогрупата в областта 1550 и 1350/см.

С оглед изясняването характера на ивицата при 1800/см, осъществихме синтезата на дипептида 15 от етиловия естер на глицилглицина и 5-нитро-2-карбоксиметил-2-

фенил-1,3-индандион, както по метода на киселинните хлориди, така и по карбодиимидния метод. Установихме, че по всички методи се получава едно и също съединение 15. По карбодиимидния метод осъществихме синтезата на дипептида 14 от 4-нитро-2-карбоксиметил-2-фенил-1,3-индандион и етиловият естер на фенилаланилглицина, а

също така и на дипептида 24 от 2-карбоксиметил-2-фенил-1,3-индандион и етиловия естер на глицилглицина. И тук се наблюдава пълно съвпадение на характеристиките на дипептидите 14 и 24, независимо от това по кой метод са получени.



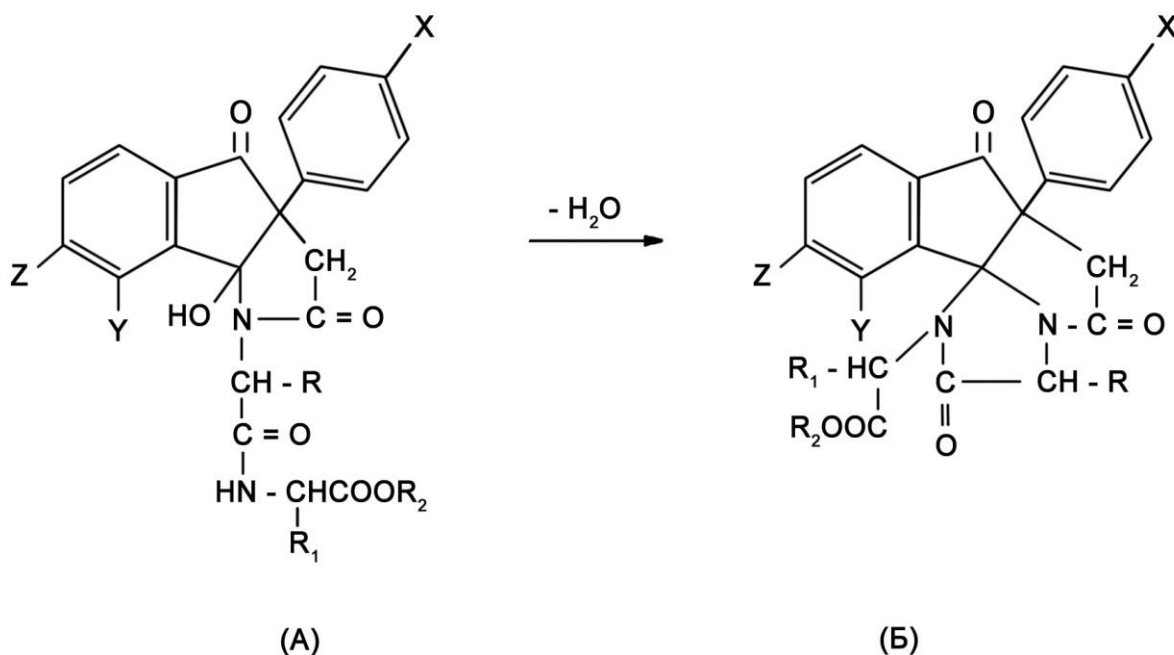
	X	Y	Z	R	R ₁	R ₂
<u>7</u>	H	NO ₂	H	H	D,L-CH ₃	C ₂ H ₅
<u>8</u>	H	NO ₂	H	H	C ₆ H ₅ CH ₂	CH ₃
<u>9</u>	H	NO ₂	H	H	(CH ₃) ₂ CHCH ₂	C ₂ H ₅
<u>10</u>	H	NO ₂	H	H	C ₂ H ₅ OCO(CH ₂) ₂	C ₂ H ₅
<u>11</u>	H	NO ₂	H	D,L-CH ₃	H	C ₂ H ₅
<u>12</u>	H	NO ₂	H	D,L-CH ₃	C ₆ H ₅ CH ₂	CH ₃
<u>13</u>	H	NO ₂	H	D,L-CH ₃	C ₂ H ₅ OCO(CH ₂) ₂	C ₂ H ₅
<u>14</u>	H	NO ₂	H	C ₆ H ₅ CH ₂	H	C ₂ H ₅
<u>15</u>	H	H	NO ₂	H	H	C ₂ H ₅
<u>16</u>	H	H	NO ₂	H	D,L-CH ₃	C ₂ H ₅
<u>17</u>	H	H	NO ₂	H	C ₆ H ₅ CH ₂	CH ₃
<u>18</u>	H	H	NO ₂	H	(CH ₃) ₂ CHCH ₂	C ₂ H ₅
<u>19</u>	H	H	NO ₂	H	C ₂ H ₅ OCO(CH ₂) ₂	C ₂ H ₅
<u>20</u>	OCH ₃	H	NO ₂	H	D,L-CH ₃	C ₂ H ₅
<u>21</u>	OCH ₃	H	NO ₂	H	C ₆ H ₅ CH ₂	CH ₃
<u>22</u>	CH ₃	H	NO ₂	H	D,L-CH ₃	C ₂ H ₅
<u>23</u>	CH ₃	H	NO ₂	H	(CH ₃) ₂ CHCH ₂	C ₂ H ₅
<u>24</u>	H	H	H	H	H	C ₂ H ₅
<u>25</u>	OCH ₃	H	H	H	H	C ₂ H ₅

Появата на широка ивица на поглъщане за дипептидите 7-10 и 15-25 около 1800/см вероятно се дължи на стерични причини. При тези дипептиди е възможна вътрешномолекулна циклизация (А), подобна на вече споменатите циклизации на амиди (Валтер, 1970; Ванга и

Дрегерис, 1964; Дрегерис и др., 1965; Данилова и Перекалин, 1965). По-нататък вероятно настъпва обезводняване и сключване на нов петатомен пръстен (Б). В случая, когато R съответствува на остатъка на фенилаланина, не настъпват циклизации от типа (А) и (Б).

По всяка вероятност голямото отместване в поглъщането на цикличните карбонилни групи се дължи на голямото

напрежение в полицикличната система (Б).



Съставът на новополучените дипептиди 4, 5 и 7-25 се потвърждава от хроматографския анализ на тоталните хидролизати. С помощта на свидетели се установява наличието на съответните аминокиселини, а из киселите хидролизати кристализират добре изходните 2-карбоксиметил-2-арил-1,3-индандиони, които идентифицирахме по смесена температура на топене. В полза на предлаганите структури на новосинтезираните - дипептиди са и резултатите от елементния анализ за азот.

Материали и методи

Температурите на топене са определяни в открита капилара без корекция. Инфракчервените спектри са снети в суспензия от нуйол на спектрофотометър ИКС-22. Специфичните ъгли на въртене $[\alpha]_D^{25}$ на оптически активните съединения са определяни с Carl Zeiss Polarimeter. Органичните разтворители са изпарявани при остатъчно налягане 14 мм живачен стълб. Чистотата на новополучените съединения контролирахме чрез тънкослойна хроматография на плочи SILUFOL. Използвани са следните хроматографски системи: А, етилацетат – петролев етер (1:2); Б, бензол – метанол – оцетна киселина (15:2:1); В, хлороформ – метанол (95:5); Г, н-бутанол – оцетна киселина – вода (4:1:1).

Изходните съединения синтезирахме по познати методи. Метилите и етилови естери на природните аминокиселини и пептиди получихме по Гриншtein и Виниц (1965), 4-нитро- и 5-нитро-2-карбоксиметил-2-фенил-1,3-индандионите по Minchev and Sofroniev (1982), 2-карбоксиметил-2-фенил-1,3-индандион по Radulescu and Gheorgiu (1927), етиловият естер на 2-(глицилацетил)-2-(4-метоксифенил)-1,3-индандион 1a и

етиловият естер на 2-(глицилацетил)-2-(4-диметиламинофенил)-1,3-индандион 1b по Minchev et al. (1982) и киселините 6 по Minchev and Sofroniev (1983).

Резултати

1. Получаване на хидразидите 2 и 3.

0,003 М от 1a (1,19 г) или 0,003 М от 1b (1,23 г) се разтварят на горещо в 60 мл абс. етанол. След охлаждане на разтвора до 40°C, се прибавя 5,6 мл хидразинхидрат, при което цветът на разтвора постепенно се углъбява до розов. След 72 часово престояване при стайна температура, разтворът се концентрира под вакуум, прибавя се вода до замътване и след охлаждане се получава жълтооцветена кристална утайка от хидразида 2 (добив 0,80 г/70,0 %; т.т.. 215°C; изчисл. N 11,02, намерен N 11,35) и бяла кристална маса от хидразида 3 – добив 0,05 г (4,2 %); т.т. 230°C.

2. Получаване на дипептидите 4 и 5 по азидния метод.

0,003 М (1,14 г) хидразид 2 се разтваря в 13 мл 2н солна киселина, 32 мл оцетна киселина и 20 мл диметилформамид. След охлаждане до -5°C, се прибавя 0,22 г натриев нитрит, разтворен в 3 мл вода. Разтворът се разбърква 5 мин на магнитна бъркалка, след което получената смес се екстрахира с етер. Екстрактът се промива с вода и смесен воден разтвор на натриев хлорид (18 %) и натриев бикарбонат (3 %), суши се бързо над безводен натриев сулфат и се филтрува върху съответните естери на аминокиселините метионин и левцин, разтворени в 13 мл сух етилацетат и 45 мл етер. След 24 часа разтворът се екстрахира с вода, 2н солна киселина, 8 %-ен воден разтвор на натриев бикарбонат и вода, суши се над безводен натриев сулфат и се изпарява

до сухо под вакуум. Маслообразните остатъци след прекристализиране из етанол-вода, водят до получаването на кристални дипептиди 4 и 5. Данни за получените съединения са посочени в таблицата.

3. Получаване на модифицираните дипептиди 7-25.

0,0015 М от съответната киселина 6 се разтваря в 20 мл сух етилацетат. Разтворът се охлажда до -5°C и към него се прибавя 0,0015 М от етиловия или метилов естер на съответната аминокиселина (глицин, фенилаланин, левцин, глутаминова киселина и D,L-аланин) разтворен в 10 мл етилацетат и също охладен до -5°C. Към получения разтвор се прибавя 0,0015 М (0,31г) дициклохексилкарбодиимид, разтворен в 10 мл сух етилацетат. Реакционната смес се държи 24 часа при 0°C. Прибавя се 0,5 мл 50 %-на оцетна киселина, след 1 час се филтрува отделения дициклохексилкарбамид, а филтратът се промива последователно с 2н солна киселина, вода, 10 % разтвор на натриев бикарбонат и вода. Суши се над безводен натриев сулфат и се изпарява до сухо под намалено налягане. Съединенията 7-23 се прекристализират из хлороформ- петролев етер, а 24 и 25 из 96 %-ен етанол. Данните за новополучените съединения са посочени в таблицата.

4. Получаване на дипептиди 14, 15 и 24 по карбодиимидния метод.

0,0015 М 5-нитро- или 4-нитро-2-карбоксиметил-2-фенил-1,3-индандион (0,49 г) или 0,0015 М 2-карбоксиметил-2-фенил-1,3-индандион (0,42 г) се разтварят в 20 мл сух етилацетат. Разтворът се охлажда до -5°C и към него се прибавят също охладени до -5°C, етилацетатните разтвори на 0,0015 М етилов естер на фенилаланилглицина (10мл) или етилов естер на глицилглицина (10мл) и 0,0015 М (0,31 г) дициклохексилкарбодиимид разтворен в 15 мл сух етилацетат. По нататък разработването на реакционната смес следва описанието дадено в т. 3. Получените дипептиди 14 и 15 се кристализират из хлороформ-петролев етер, а 24 из етанол. Температурата на топене за дипептида 14 е 157-158°C, за 15 е 205-206°C, а за 24 230-231°C. Добивът за съединение 14 е 51,4 %, за 15 67,2 % и за 24 61,4 %. Специфичният ъгъл на въртене за 14 е -37,5°(c=1, EtOAc).

5. Получаване на дипептида 15 по метода на киселинните хлориди.

0,0015 М (0,49 г) 5-нитро-2-карбоксиметил-2-фенил-1,3-индандион се разтваря в 15 мл хлороформ. Прибавя се 0,22 мл тионилхлорид и се кипи на обратен хладник в продължение на два часа. Разтворителят се изпарява до сухо под намалено налягане. Остатъкът се разтваря в 20 мл хлороформ, охлажда се до 0°C, след което към него се прикапва при разбъркване 0,003 М от етиловия естер на глицилглицина, разтворен в 15 мл сух хлороформ.. След престояване 12 часа при стайна температура, се отфилтрува отделения хидрохлорид на глицилглициновия естер, а филтратът се промива с 2н солна киселина, вода, 10 %-ен разтвор на натриев бикарбонат и вода и се суши над безводен натриев сулфат. Полученият дипептид 15 е безцветно кристално вещество с т.т. 206-207°C. Добив след прекристализация из хлороформ-петролев етер 72,1 %.

Таблица

№	Т.т.°C	Добив %	Анализ N, % изч. намер.	R _f	[α] _D при t°C C=1, разтворител
<u>4</u>	170	17,3	5,51 5,62	-	-
<u>5</u>	125-127	20,1	5,46 5,52	-	-
<u>7</u>	196-197	71,4	8,72 8,91	0,72 ^A 0,76 ^B	-
<u>8</u>	205-206	57,7	7,73 7,68	0,72 ^A 0,73 ^B	-43,2 ,19 C=1, EtOAc
<u>9</u>	207-209	63,2	8,02 7,98	0,58 ^A 0,68 ^B	-17,4 ,20 C=1, EtOAc
<u>10</u>	202-204	56,7	7,41 7,40	0,56 ^A 0,69 ^B	-19,1 ,20 C=1, ацетон
<u>11</u>	183-184	69,3	8,72 8,87	0,52 ^A 0,62 ^B	-
<u>12</u>	190-192	54,2	7,53 7,50	0,80 ^A 0,87 ^B	-
<u>13</u>	180-182	56,6	7,22 7,30	0,50 ^A 0,64 ^B	-
<u>14</u>	158-159	50,0	7,53 7,77	0,49 ^A 0,54 ^B	-37,3 ,20 C=1, EtOAc
<u>15</u>	206-207	68,8	8,99 8,78	0,87 ^A 0,94 ^B	-
<u>16</u>	112-114	63,5	8,72 8,61	0,67 ^A 0,76 ^B	-
<u>17</u>	212-214	47,9	7,73 7,83	0,66 ^A 0,78 ^B	-53,3 ,2 C=1, EtOAc
<u>18</u>	207-209	63,2	8,02 8,14	0,71 ^A 0,86 ^B	-13,9 ,17 C=1, ацетон
<u>19</u>	199-201	54,0	7,41 7,33	0,86 ^A 0,93 ^B	-17,1 ,19 C=1, ацетон
<u>20</u>	213-215	62,1	8,21 8,25	0,67 ^A 0,81 ^B	-
<u>21</u>	204-206	68,9	7,33 7,22	0,80 ^A 0,87 ^B	-37,0 ,19 C=1, EtOAc
<u>22</u>	206-208	70,3	8,48 8,35	0,68 ^A 0,79 ^B	-
<u>23</u>	201-203	60,0	7,82 7,54	0,77 ^A 0,89 ^B	-9,8 ,20 C=1, ацетон
<u>24</u>	230-231	73,8	6,63 6,56	0,85 ^B 0,62 ^Г	-
<u>25</u>	158-160	82,2	6,19 6,37	0,85 ^B 0,56 ^Г	-

Литература

- Валтер, Р. 1966. ЖОрХ, 2, 2201.
Валтер, Р., Артюх, М., Фреймане, З., Кипиня, А. 1966. "Химия дикарб. соед. ", Тез. докл., Рига, 16 с.
Цируле, Д., Фреймане, З., Артюх, М. 1975. Изв. Ан Латв..ССР, фармакология, (11), 96.
а Валтер, Р., Валтер, С., Кипиня, А. 1968. ЖОрХ, 4, 445.

б Валтер, Р., Валтер, С., Кипиня, А. 1968. сб. "Биолог. акт. соед. ", 213 с.
 Minchev, S., Sofroniev, N. 1982. Compt. rend. Acad. bulg. Sci., 35(3), 343.
 Minchev, S., Aleksiev, B. 1976. Compt. rend. Acad. bulg. Sci., 29(3), 363.
 Minchev, S., Sofroniev, N., Aleksiev, B., Ljapova, A., Nedev, H. 1982. Compt. rend. Acad. bulg. Sci., 35(3), 347.
 Radulescu, D., Gheorgiu, Gh. 1927. Ber. Deut. Chem. Ges., 60, 186.
 Gheorgiu, Gh. 1939. Bull. Soc. Chim., 6, 493.
 Koelsch, C., Byers, D. 1940. J. Am. Chem. Soc., 62, 560.
 Залукаев, Л., Щербань, А., Свиридов, О. 1972. ВИНТИ, № 5680-73, по С.А. 1976. 85, 32677 х.
 Щербань, А., Алексюк, М., Харитонов, Г. 1978. Изв. высш. учебн. завед., Хим., хим. технол., 21(3), 342.

а Валтер, Р. 1969. Изв. АН Латв. ССР, с.х., (1), 91.
б Валтер, Р. 1969. Изв. АН Латв. ССР, с.х., (6), 699.
 Минчев, С. 1973. Кандид. дисертация, ВХТИ – София.
 Валтер, Р. 1970. Изв. АН Латв. ССР, с.х., (2), 223.
 Ванаг, Г., Дрегерис, Я. 1964. Изв. АН Латв. ССР, с.х., (5), 559.
 Дрегерис, Я., Германе, С., Ванаг, Г. 1965. Изв. АН Латв. ССР, с.х., (6), 742.
 Данилова, Е., Перекалин, Б. 1965. ЖОрХ, 1, 1708.
 Minchev, S., Aleksiev, B. 1976. Compt. rend. Acad. bulg. Sci., 29(4), 527.
 Minchev, S., Sofroniev, N. 1983. Compt. rend. Acad. bulg. Sci., 136(2), 217.
 Гринштейн, Д., Вениц, М. 1965. "Химия аминокислот и пептидов", Мир, Москва.

Препоръчана за публикуване от
 Катедра "Химия", МТФ

ЕФЕКТИВНОСТ НА ВЕНТИЛАЦИОННИТЕ СХЕМИ С ВЕТРОВЕНТИЛАТОРИ

Елена Власева¹, Захари Динчев², Михаил Михайлов³

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

¹elena@mgu.bg, ²dincev@mgu.bg, ³mihailov@mgu.bg

РЕЗЮМЕ. Проветряването с ветровентилятори на промишлени и обществени обекти може да се осъществява с индивидуални и хибридни вентилационни схеми и системи. Критерият за сравнение на схемите е тяхната ефективност: Вентилационна; Икономическа и Екологична. В статията е разгледано и анализирано влиянието на вътрешни и външни, метеорологични, конструктивни и микроклиматични фактори върху ефективността на работа на система за проветряване с ветровентилятор. Дадени са зависимости за оценка на влиянието на основните външни и вътрешни фактори върху ефективността на системата. На основата на собствени изследвания на моделна вентилационна система е даден пример за степента на влияние на управляемите и неуправляемите фактори върху вентилационната ефективност на системата.

WIND FANS' VENTILATION SCHEMES EFFICIENCY

Elena Vlasseva¹, Zahari Dinchev², Mihail Mihailov³

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

¹elena@mgu.bg, ²dincev@mgu.bg, ³mihailov@mgu.bg

ABSTRACT. Ventilation of industrial and public facilities with wind fans can be organized either with individual or with hybrid schemes and systems. Criterion for implementation and comparison is their ventilation, economic and ecological efficiency. Paper presents, discusses and analyzes influence between different factors: indoor and outdoor parameters; meteorological, constructive and microclimatic ones and their impact on the efficiency of a system with wind fan operation. Expressions to evaluate the influence of main factors are also presented. Based on authors' research, performed on laboratory model of ventilation system, equipped with weather station, an example has been developed to show how controllable and non-controllable factors can be maintain in order to regulate and evaluate ventilation system efficiency.

Исторически бележки

Вятърът като енергийно средство е с хилядолетна история. Първите доказателства датират от древен Египет и са от 5000 г. пр. н. ера и са свързани с използването на ветроходи за придвижване от бряг на бряг. Първите вятърни мелници - машина с перки, закачени на ос за създаване на въртливо движение се предполага, че са построени в древен Вавилон около 2000 пр. н.е. Вятърни мелници за мелене на зърно с височина над 10 м са открити в земите на днешен Афганистан. Западният свят открива доста по-късно ветровите двигатели - едва през 12 век сл. н.е. за мелене на зърно. Преди 2 века тези машини са използвани в Холандия за изпомпване на вода и за увеличаване на сушата на тази равнинна страна.

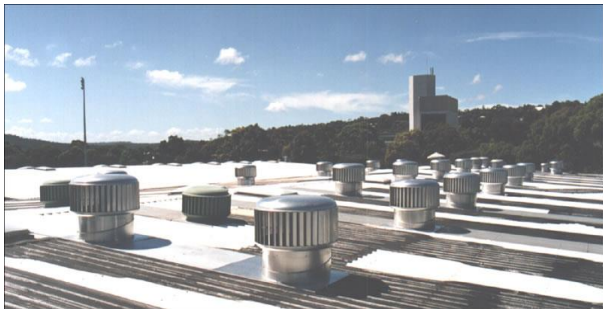
В края на 19 век САЩ започват производство на вятърни двигатели за осигуряване на вода за парните локомотиви. С въвеждането на двигателите с вътрешно горене употребата на вятъра като енергийно средство намалява, но не прекъсва, като се използва предимно за изпомпване на вода. Използването на вятъра за производство на електроенергия започва през 30 години на 20 век, като към края на века тази дейност се разраства към създаване на вятърни стопанства и в много страни заема съществен дял от произвежданата електроенергия. Прогнозите сочат, че

към 2020 г. чрез ветрогенератори ще се произвежда около 12% от електроенергията на планетата.

Едно малко разпространено приложение на вятърната енергия е използването на вятърни турбини (вентилятори, без двигатели [2]) за проветряване на жилищни и обществени сгради и индустриални предприятия. Пионери на тези приложения и водещи производители на ветровентилятори са Австралия, Нова Зеландия и САЩ. В тези страни действат поощряващи използването на възстановими източници на енергия наредби, свързани с ограничаване на вредните емисии.

Турбинни ветровентилятори

Турбинните ветровентилятори се използват като ефективно средство за изсмукване на въздуха от затворени пространства (помещения), които нямат производствени разходи за електроенергия и поддръжка поради факта, че се задвижват от вятъра. През последните години се наблюдава увеличаване на използването на тези типове вентилятори за проветряване на обществени и производствени помещения (фиг. 1).



Фиг. 1. Използване на турбинните ветровентилатори за проветряване на производствени помещения

Ветровите вентилатори (фиг. 2) са безмоторни съоръжения, които се задвижват от енергията на вятъра [2]. Действието на съоръжението е сигурно и просто. Даже и най-слаб вятър, достигнал до лопатките (научно разработени и изпитани), предизвиква задвижване на турбината. Центробежната сила, възникнала вследствие движението на турбината, създава частичен вакуум в нея, който предизвиква движение на въздушния поток от помещението към вентилатора и към външната атмосфера. Скоростта на въртене на турбината е пропорционална на скоростта на вятъра и не зависи от неговата посока.

Подробна информация за принципа на действие, конструкциите, изисквания за монтиране, експлоатационни характеристики са дадени в [3, 4 и 5].



Фиг. 2. Турбинни ветровентилатори

За съжаление теорията за създаването на подналягането и възникването на подемните сили, които се използват за засмукването на въздуха от турбинните ветровентилатори, все още не е дала категорични зависимости за връзката между типа, конструкцията и изпълнението на ветровентилатора с очакваната негова ефективност и производителност.

Настоящият доклад има за цел да изследва факторите, влияещи върху работата на вентилатора и да представи резултати от измервания, извършени на лабораторен стенд с ветровентилатор, изграден в катедра "Руднична вентилация и техническа безопасност" на МГУ-София. Подробно конструктивно и функционално представяне на стенда може да се види в [3].

Принципна схема за проветряване с ветровентилатори

Ветровентилаторите се монтират на покрива на сградата, която следва да се проветрява по начините представени на фиг. 3, а именно:

- ⇒ проветряване на цялото пространство (фиг. 3а) чрез един или серия от ветровентилатори;
- ⇒ насочено отвеждане на вредностите чрез изграждане на аспирационна система с тръбопровод от мястото на отделяне на вредности до устието на вентилатора (фиг. 3б).

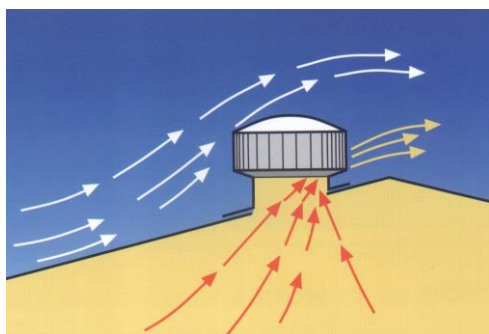
Критерии за ефективност на схемите с ветровентилатори

Избор на проветряване с ветровентилатори почива на три основни показателя, формулирани на основата на вентилационна, икономическа и екологична ефективност.

Тяхното съдържание е както следва:

✓ Вентилационна ефективност. Извежда се като условия, при които е неприемливо или нерентабилно от вентилационна гледна точка прилагане на конвенционални вентилационни подходи. Такива са случаите за проветряване на помещения при изискване за сигурност и херметичност; поддържане на вентилационен комфорт при прекъснат режим на работа; избягване на скъпи съоръжения във взривобезопасно изпълнение при изнасяне на вредности с риск от самозапалване или образуване на взривоопасна смес. Много подходящи за проветряване с ветровентилатори са следните обекти:

- Училища – много ученици седят продължително време в затворено помещение и при неадекватна вентилация се уморяват и не се концентрират достатъчно. Като правило училищата нямат много финансови средства и по този начин могат да пестят електроенергия;
- Складове за храни, химикали, и други материали – изискват адекватна вентилация 365 дни в годината и по правило са с голям обем;
- Складове за боеприпаси и взривни материали - от съображения за безопасност е по-добре вентилацията да не е с електрически съоръжения;
- Асансьорни шахти и стълбища във високи сгради;
- Зали, кина и други обществени сгради, където се събират много хора;



а) проветряване на цялото пространство



б) насочено отвеждане на вредностите (аспиратор, тръбопровод, вентилатор)

Фиг. 3. Начини за свързване на ветровентилатори

✓ **Икономическа ефективност.** В таблица 1 са дадени присъщите разходи, свързани с монтирането и използването на електрически и на ветровентилатори. Данните в таблицата показват, че при използване на ветровентилатори разходите се изчерпват с доставката и монтажа на съоръжението. Няма текущи разходи за електроенергия и поддържане на инсталация, което води до неутрализиране на направените разходи за период от 3-4 години, в зависимост от вида и изпълнението на ветровентилатора.

✓ **Екологична ефективност.** Базира се на спестени (не отделени) вредни емисии при икономия на конвенционална електроенергия. Всяка единица електричество, спестена при използване на енергията на вятъра, може да замени единица електричество, произведено от ТЕЦ с въглища или газ. Британското парламентарно бюро за наука и технологии [1] използва следните осреднени емисионни норми при ТЕЦ с въглища: EC = 860 g CO₂/ kWh
ES = 10 g SO₂/ kWh
EN = 3 g NO_x/ kWh

За българските условия тези стойности следва да се уточнят, тъй като състава на въглищата е различен и отделянето на серни оксиди е с по-високи стойности. Емисионните редукиции се изчисляват по следните зависимости:

Таблица 1.

Сравнение на разходите при използване на електрически и на ветровентилатори

ЕЛЕКТРИЧЕСКИ ВЕНТИЛАТОРИ		ВЕТРОВИ ВЕНТИЛАТОРИ	
Разход	%	Разход	%
Доставка	17	Доставка	40
Адаптиране към наклона на покрива	3	Адаптиране към наклона на покрива	0
Доставка на електрическо табло с бутонен пост	8	Няма пускова апаратура	0
Доставка на електрически кабели	2	Не са необходими ел. кабели	0
Изработване и монтаж на вентилационните канали и вентилатори	30	Монтаж на вентилаторите	32
Монтаж на електрическа инсталация и довършителни работи	29	Не е необходима ел. инсталация	0
Разход на ел. енергия за първата година	10	Няма разходи за ел. енергия	0
1-ва година поддръжка	1	Не изисква поддръжка	0
Всичко за 1-вата година	100	Всичко за 1-вата година	72
Разходи за 2 – 5 година 4 x 11 %	44	Разходи за 2 – 5 година	0
Разходи до 5-тата година	144	Разходи до 5-тата година	72
Откупуване на вентилаторите - не		Откупуване на вентилаторите – за 3 – 4 години	
Гаранция не повече от 1 година		Гаранция – до 5 години	
Шум - 83dBA		Шум – практически безшумен	
Тегло – до 80% по-голямо от това на еквивалентни ветровентилатори		Тегло – до 80% по-малко електрическите вентилатори	

$$m_{CO_2} = \frac{A \cdot n \cdot 8760 \cdot EC}{10^6}, t$$

$$m_{SO_2} = \frac{A \cdot n \cdot 8760 \cdot ES}{10^6}, t$$

$$m_{NO_x} = \frac{A \cdot n \cdot 8760 \cdot EN}{10^6}, t$$

където: A – мощност, необходима за проветряването на обекта с конвенционални средства и съответстваща на мощността на въздушния поток, преминаващ през ветровентилатора, kW;

8760 – часове в една година, h;

EC, ES, EN – емисии на CO₂ SO₂ NO_x при производството на 1 kW/h от конвенционална ТЕЦ, g/kWh

n е коефициент, отчитащ продължителността на проветряването с ветровентилатор $0 \leq n \leq 1$

Влияещи фактори върху работата на ветровентилаторите

Работата на ветровентилаторите зависи от климатичните условия на мястото, където е разположено проветряваното помещение, от начина на монтиране на съоръжението и не на последно място – от вредностите, които следва да се изнасят. Влияещите фактори могат да се разделят в две групи - външни и вътрешни (фиг.1).

Външни фактори. В тази група външни климатични и външни конструктивни фактори. Външните климатични фактори са неуправляеми и се отнасят до метеорологичните условия на мястото, където ще работи ветровентилатора:

- ⇒ скорост на вятъра (V_b , m/s);
- ⇒ температура ($t_{вн}$, °C); налягане ($P_{вн}$, Pa); плътност ($\rho_{вн}$, kg/m³) на въздушната среда около ветровентилатора.

Външните конструктивни фактори се отнасят до конструктивните особености на покрива и начина на монтиране на ветровентилатора към покрива:

- ⇒ височина на сградата, (h_c , m);
- ⇒ вид на покрива – наклон, смущаващи свободното течение на вятъра;
- ⇒ разположение на ветровентилатора на покрива;
- ⇒ височина на поставяне на ветровентилатора над покрива, (h_b , m).

Вътрешни фактори. Те се отнасят до условията в проветряваното помещение и до начина на улавяне и отвеждане на вредностите и се класифицират като микроклиматични и конструктивни.

Вътрешни микроклиматични фактори:

- ⇒ температура, относителна влажност, плътност и налягане на въздуха на различни места в проветряваното пространство;
- ⇒ вид, условия на отделяне и разпространение на вредностите.

Вътрешни конструктивни фактори:

- ⇒ тип и характеристики на въздуховода, по който се отвеждат вредностите (диаметър, съпротивление, пад на налягане, дебити);
- ⇒ вид и характеристики на смукателите;
- ⇒ наличие на регулиращи съоръжения в тръбопровода;
- ⇒ разстояние на смукателните отвори до покрива;
- ⇒ херметичност на помещението.

Така формулираните и категоризирани влияещи фактори се обвързват чрез следните зависимости:

Мощност на ветровия поток през вентилатора:

$$E_{\text{вятър}} = \frac{1}{2} m_{\text{вятър}} v^2 = \frac{1}{2} \rho_{e-x} A v v^2 = \frac{1}{2} \rho_{e-x} A v^3, W \quad (1)$$

където: A – обтекаема площ на ветровентилатора, m²;
 v – скорост на вятъра, m/s;
 ρ_{e-x} – плътност на външната среда, kg/m³

Мощност на потока през тръбопровода, свързващ ветровентилатора с помещението

$$E_{\text{отр. въздух}} = R Q^3 = \Delta P Q, W \quad (2)$$

където: R – аеродинамично съпротивление на тръбопровода (линейни и местни съпротивления), kg/m⁷;
 Q – обем дебит на отработения въздух, m³/s;
 ΔP – загуба на налягане на тръбопровода, Pa.

Обем дебит като резултат от топлинната тяга:

$$Q = C_d A \sqrt{\frac{2gh(T_i - T_o)}{T_i}} \text{ ако } T_i > T_o$$

$$Q = C_d A \sqrt{\frac{2gh(T_o - T_i)}{T_o}} \text{ ако } T_o > T_i \quad (3)$$

където: C_d е дебитен коефициент $\approx 0,65$

h – вертикално разстояние между входа и изхода, m;

T_o, T_i – външна / вътрешна температура, K;

Лабораторен стенд с ветровентилатор

Изпитване на работата на ветровентилатори беше извършено с лабораторен стенд (фиг. 4, 5 и 6), чрез който се изследва производителността на вентилатора в реални условия в зависимост от изменението на метеорологичните фактори. За направата на стенда и неговото пълноценно функциониране бяха изградени следните възли:

✓ вентилационна връзка между външната атмосфера на покрива на лабораторния блок при МГУ “Св. Иван Рилски” и лаборатория 631^a - ПВЦ тръбопровод ($\varnothing 160\text{mm}$) преминаващ през комин с обща дължина 6 метра и възможност за монтаж на ветровентилатори на покрива.

✓ мачта в близост до вентилационния изход на тръбопровода на покрива на сградата за монтирането на апаратурата за измерване на метеорологичните условия (скорост на вятъра, посока, температура и др.)



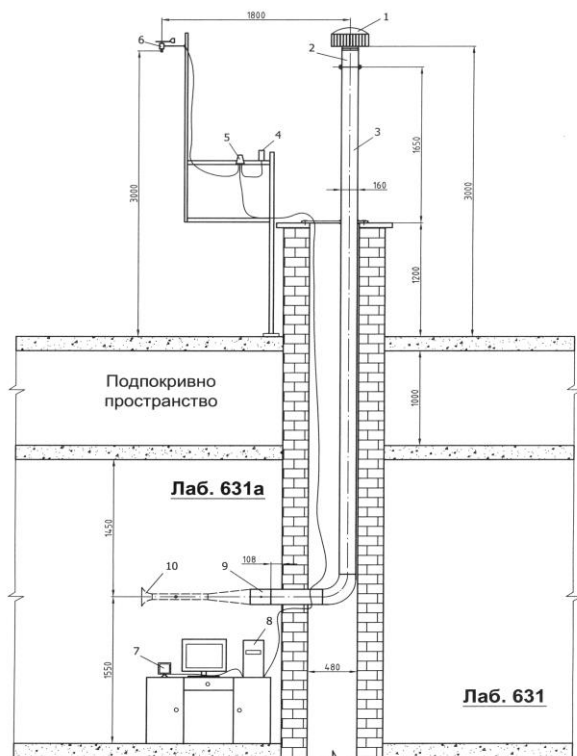
Фиг. 4. Външна част на стенда



Фиг. 5. Вътрешна част на стенда

✓ входящи устройства с възможност за монтиране на измервателна апаратура (анемометри, манометри и т.н.) разположени в помещението на лаборатория 631а и монтирани на вентилационната тръба за измерване на параметрите на работа на ветровентилаторите;

✓ монтирана на мачтата метеорологична станция за измерване на метеорологичните условия на покрива на сградата и микроклиматичните условия в помещението на лаборатория 631а.



Фиг. 6. Конструктивна схема на стенда

Метеорологичната станция [3] е модел WS2300 с възможност за пренос, съхранение и запис на данните на персонален компютър. Основната част от сензорите за мониторинг на външните параметри са монтирани на външната мачта на покрива на лабораторния блок.

- **базова станция** – служи за измерване и визуализация на вътрешните параметри на микроклимата, както и на данните от външните сензори. Комуникацията с външните сензори се осъществява чрез технологията (wireless) или чрез кабелна връзка.

- **външни сензори** - служат за измерване на външните параметри на микроклимата и трансфер на данните към базовата станция.

- Комбиниран външен температурен сензор, хигро сензор и предавател;
- Сензор за измерване на количеството на валежите;
- Сензор за отчитане на скорост и посока на вятъра

- **специализиран софтуер** – за визуализация, обработка и трансфер на данните от метеорологичната станция (*Heavy Weather, HeavyWeather Review u HeavyWeather Publisher*)

Параметрите които се измерват и записват от метеорологичната станция са съответно :

- ✓ P_{atm} – атмосферно налягане, hPa
- ✓ t_{in} – вътрешна температура (в помещението), °C
- ✓ t_{out} – външна температура, °C;
- ✓ ϕ_{in} – относителна влажност на въздуха - вътрешна (в помещението), %
- ✓ ϕ_{out} – относителна влажност на въздуха - външна (на покрива), %
- ✓ t_k – температура на кондензация на водните пари, °C
- ✓ t_u – температура на усеждане, °C
- ✓ V_w – скорост на вятъра, m/s
- ✓ D_g – посока на вятъра, deg,
- ✓ W_r – количество паднал валеж, mm
- ✓ t – час на измерването, чч:мм
- ✓ D – дата на измерването, дд.мм.гггг

От момента на монтирането и пускането в действие на метеорологичната станция са реализирани над 85000 записа за стойностите на измерваните параметри в продължение на 1 година, които са структурирани в отделни файлове във формат EXEL по месеци. Таблица 2 представя формата на представяне на данните.

Таблица 2.

Данни от метеорологичните измервания

P_{atm}	t_{in}	ϕ_{in}	t_{out}	ϕ_{out}	t_k	t_u	V_w	D_g	W_r	t	D
[hPa]	[°C]	[%]	[°C]	[%]	[°C]	[°C]	[m/s]	deg	[mm]		
952.6	25.7	35	33	19	6.3	33	1.4	E	6.2	15:44	18.7.2004
952.5	25.7	35	32.8	19	6.1	32.7	2.5	SSE	6.2	15:59	18.7.2004
952.5	25.7	35	32.5	19	5.9	32.4	2.4	ENE	6.2	16:14	18.7.2004
952.4	25.8	35	33.8	19	7	33.8	2.9	ESE	6.2	16:29	18.7.2004
952.5	25.8	35	33.7	19	6.9	33.7	1.5	WSW	6.2	16:44	18.7.2004
952.4	25.8	35	31.1	19	4.7	31.1	1.4	E	6.2	16:59	18.7.2004
952.4	25.8	35	29.7	19	3.6	29.7	0	S	6.2	17:14	18.7.2004
952.3	25.8	35	29.4	19	3.4	29.4	0.6	E	6.2	17:29	18.7.2004
952.3	25.8	35	28.8	22	5	28.4	2.3	ESE	6.2	17:44	18.7.2004
952.1	25.8	35	31.4	19	5	31.4	0	ENE	6.2	17:59	18.7.2004
952.3	25.8	35	32.3	19	5.7	32.3	1.2	S	6.2	18:14	18.7.2004
952.2	25.8	35	32.3	19	5.7	32.3	1.8	SSE	6.2	18:29	18.7.2004
952.2	25.8	35	32.2	19	5.6	32.2	0.6	WSW	6.2	18:44	18.7.2004

Тези данни са достатъчни за извършване на емпирични и прогнозни изчисления по изрази (1-3), както и да се извършва статистическа обработка за извеждане на корелационни зависимости за взаимодействието между скоростта на вятъра, производителност на вентилатора, конструктивни особености на тръбопровода и вентилаторната установка.

Резултати от измерванията

На фиг. 7 – 10 са представени следните измервания, извършени с лабораторния стенд:

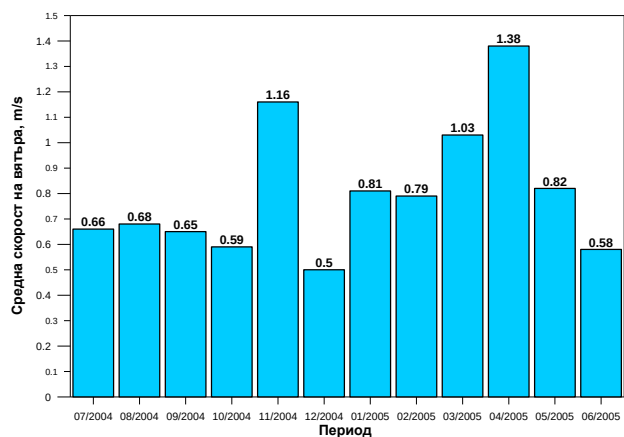
- Фиг. 7 – средна скорост на вятъра за едногодишен период. Те варират в диапазона 0,5 – 1,38 m/s. Тези стойности в сравнение с данните за България са ниски,

което означава, че ветровентилатори могат да работят ефективно в по-голяма част от страната;

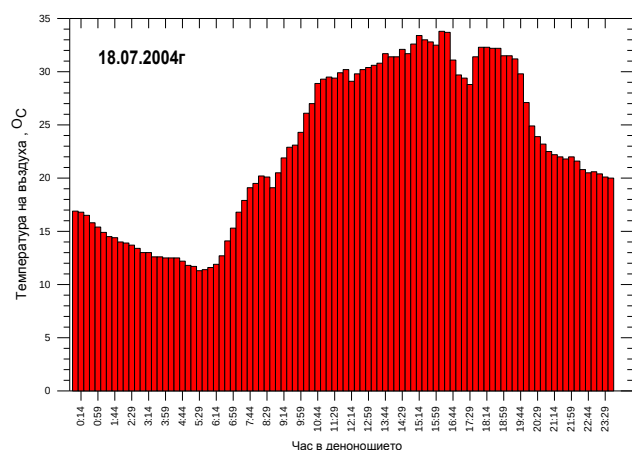
- Фиг. 8 и 9 представят изменение на външната денонощна температура за студен и топъл период от годината. След анализ на изчисления по емпирични и моделни зависимости могат да се направят препоръки за ефективно приложение на ветровентилатори през различни сезони и части от денонощието, включващи и прилагането на хибридни схеми на вентилация.

- Фиг. 10 и 11 представят измервания за денонощно изменение на скоростта на вятъра и също могат да се използват за уточняване на схемите и периодичността на вентилация за различни случаи;

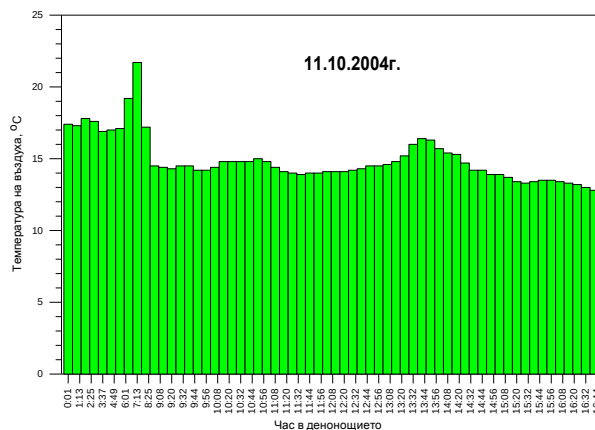
- Фиг. 11 представя измерените с лабораторния стенд обемни дебити при различни скорости на вятъра. Тези дебити включват и естествената тяга, която следва да се отчита отделно, особено по отношение на положително или отрицателно влияние върху работата на ветровентилатора.



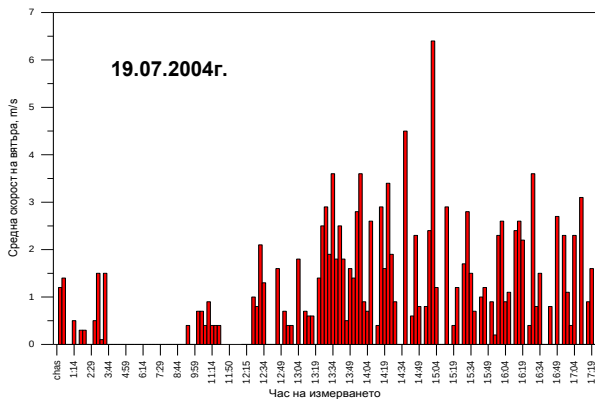
Фиг. 7. Средна скорост на вятъра по месеци за едногодишен период



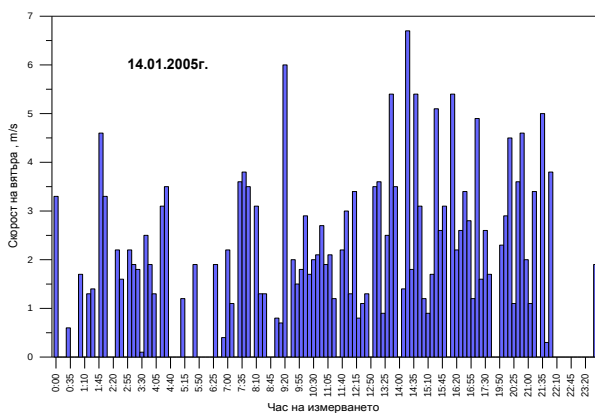
Фиг. 8. Денонощна външна температура - топъл период от годината



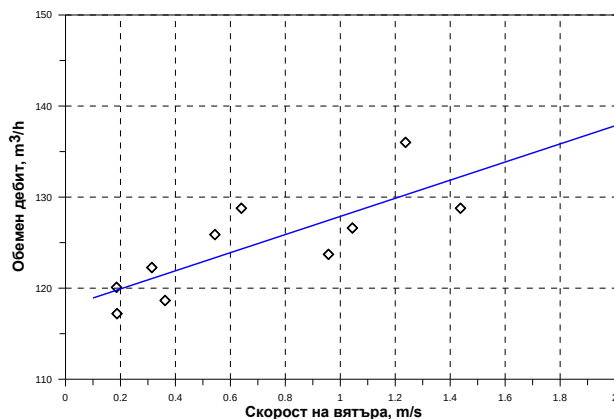
Фиг. 9. Денонощно външна температура - средно топъл период



Фиг. 10. Изменение на средната скорост на вятъра в рамките на денонощие за топъл период от годината



Фиг. 11. Изменение на средната скорост на вятъра в рамките на денонощие за студен период от годината



Фиг. 12. Обемни дебити на ветровентилатор в зависимост от скоростта на вятъра

Заклучение

Представените идеи за прилагане на възстановими източници на енергия, каквито са турбинните вентилатори, за проветряване на промишлени и граждански обекти са основа за въвеждане в нашата страна на тези нови съоръжения. Данните от вентилационните измервания на стенда за работата на турбинните ветровентилатори заедно с метеорологичните данни се използват за определяне на параметрите на работа на тези вентилатори и областта на тяхното ефективно приложение при използването им за проветряване на различни обекти.

Литература

1. UK Parliamentary office of science and technology, 1994, *Select committee briefing: Environmental aspects of wind generation* (<http://www.auswea.com.au>).

2. М.Михайлов, З.Динчев, Е.Власева, Т.Петров, И. Тенев. Форсиране на естественото проветряване на електролитни цехове. Юбилейна международна научна сесия 50 години МГУ"Св.Иван Рилски", София 14-16 май 2003. Св. "Добив и преработка на минерални суровини", стр.159-164.
3. Отчет на дог. МТФ 28/2004 Лабораторни изследвания на влиянието на метеорологичните фактори върху рационалната област на приложение на ветрови и обемни вентилатори в промишлената вентилация, архив НИС на МГУ.
4. Australian patent – EDMONDS PRODUCYS Pty Limited "Wind Driven Turbine Ventilator", Document No – AU-B-81755/91.
5. www.edmonds.com; www.mpvent.com; www.chinfor.com; www.mcmaster.com; www.apmelite.com.au.
6. Договор 1777 (2002), Подобряване на естествената вентилация в цех електролитен на Юмикор мед АД, архив на НИС.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Руднична вентилация и техническа безопасност", МТФ

ОТНОСНО КРИТИЧНОСТЕТЕ, КРИТИЧНИТЕ СИТУАЦИИ И СЪБИТИЯ В ПРОИЗВОДСТВЕНИТЕ ЕРГОНОМИЧНИ СИСТЕМИ

Владимир Томов

Русенски университет "Ангел Кънчев", 7017 Русе, ул. "Студентска" №8

РЕЗЮМЕ. В работата терминологично и аналитично се дефинират критичностите, критичните ситуации и събития-понятия, които се използват в сферата на безопасността, но досега не са изведени. Това става на базата на определението за диференциална и интегрална опасност. Диференциалната опасност представя опасните явления и опасните действия поотделно. Интегралната опасност ги обединява с опасните ефекти-вредите и се разглежда като свойство на ергономичните системи. Оценката на опасностите се извършва чрез диференциални и интегрални рискове, чието изчисляване става въз основа на логически модели. Критичните ситуации се разглеждат като състояние на системите, които отразяват опасните явления и действия. Критичните събития представят и опасните ефекти-вредите, появили се в резултат на тяхното възникване и развитие. Критичността се дефинира по аналогичен начин, като аналитично се изразява чрез съвкупността от диференциални рискове-диференциална критичност и от интегралните-интегрална критичност. Въвеждането на тези индикатори позволява обективно и точно отразяване на степента на безопасност, респективно опасност, на производствените ергономични системи. Чрез тях се прецизира терминологията и аналитичния апарат в теорията на безопасността.

ABOUT CRITICALITIES, CRITICAL SITUATIONS AND EVENTS IN MANUFACTURING ERGONOMIC SYSTEM

Vladimir Tomov

University "Angel Kanchev" of Ruse, 7017 Ruse, ul. "Studentska", 8

ABSTRACT. This paper defines terminologically and analytically criticalities, critical situations and events – terms which are used in the area of safety but are not derived so far. It is made on the basis of the definition of differential and integral danger. Differential danger presents dangerous events and dangerous actions separately. Integral danger unites them with the dangerous effects – harms and is considered a property of ergonomic systems. Assessment of dangers is made through differential and integral risks, which are calculated on the basis of logical models. Critical situations are examined as conditions of the systems, which reflect dangerous events and actions. Critical events present also the dangerous effects-harms, which arise as a result of their occurrence and development. Criticality is defined analogically, and in analytical way it is expressed through the totality of differential risks – differential criticality and integral risks – integral criticality. Introduction of these indicators allows objective and accurate reflection of the degree of safety, respectively danger, of manufacturing ergonomic systems. Terminology and analytical apparatus are specified through these indicators.

Въведение

Обективното оценяване на опасностите в производствените ергономични системи е условие за точно анализиране, а от там и ефективен синтез на безопасността. В EN 1050 опасността се отъждествява с източниците на опасни фактори, а рискът се представя чрез вероятността за появяване на вреда и тежестта на вредата. Двете дефиниции са ограничени и не могат да бъдат използвани рационално особено в случаите, когато чрез тях се тълкуват критичните ситуации и събития-термини навлезли в последно време в редица закони и подзаконови актове. Досега няма точно определение за критичните ситуации и събития, колкото и разбираеми да изглеждат в тълковно отношение. Необходимо е да се аргументира съдържанието им, както и да се обоснове аналитичното им определяне. Така въз основа на количествената им стойност ще могат правилно да се класифицират и ранжират.

Изложение

В наши изследвания (Томов, 1993) обосноваваме ново универсално определение за опасността. Разглеждаме я като свойство на ергономичните системи, което се състои от три диференциални съставлящи:

- опасност от възникване на опасни явления;
- опасност от възникване на опасни действия;
- опасност от възникване на опасни ефекти.

Всяка съставляща се определя от система показатели.

Показатели на диференциалната опасност от първи род-опасните явления са:

- причини за възникване. Това са конкретния вид и тип дейност и явления-антропогенни или природни. Антропогенните причини са производствени, битови, управленски и редица други, които са създадени и се извършват от хората. Следва да се отбележи, че дейностите са с доказан или предполагаем вреден ефект. Ако не се налага производствена дейност, то няма да има и опасно явление. С други думи, в контекста на

настоящата работа, производствените дейности са причини за поява на опасности;

- източници на опасни явления. Такива са системите, които изпълняват опасните дейности. Отново отнесено към производството, източници са производствените системи, т.е. човеко-машинните системи, които генерират и емитират опасни фактори;

- опасни фактори. Това са факторите от физично, химично, биологично и психофизиологично естество;

- емисии на опасни фактори. Опасните фактори, които се генерират в източниците, трябва да бъдат отделени, да бъдат емитирани. Използваме термина “емисия” в широкия смисъл на думата, т.е. отделяне на опасен фактор - газ, топлина, лъчение, миризма и т.н. В зависимост от анализираната система емисията може да бъде в производствената среда на работните помещения, може да бъде и в природната среда;

- нива на емисиите. Този показател отразява големината на емисиите. Когато те са в нормираните граници, установени за определен обект на въздействие, опасно явление няма. Т.е. има причина за опасно явление и източници и опасни фактори и емисии, но те не предполагат вреди.

Показатели на диференциалната опасност от втори род-опасните действия са:

- обект на въздействието. Такъв е обектът, по отношение на който се определя опасността. В системния анализ, който се прилага, обект може да бъде човекът-оператор, машини, строителна конструкция, елементите на околната среда и т.н.

- среда на разпространение на опасния фактор. Този показател определя в значителна степен контакта на обекта на въздействието. Освен това характерът на разпространението и закономерностите му зависят пряко от свойствата на средата, а от там и пространството на действие на опасните фактори.

- емисии на опасните фактори. Определят се като резултатен процес от емитирането на конкретен фактор, който под влияние на други характеристики се получава в определена точка на пространството.

- ниво на емисията. Този показател на опасното действие определя големината на опасния фактор в дадена точка на пространството.

- пространство на действие. Определя се размерно в ортогоналната координатна система. Оценява се за ситуации на съвместимост с обекта на въздействие на рисковите фактори.

- време на действие. Оценява се по експозицията на въздействието на рисковите фактори върху обекта. Експозицията може да бъде нормирана по продължителност и честота.

Показатели на диференциалната опасност от трети род-опасните ефекти са:

- вид на вредите (материални, икономически, екологични, здравословни, други);

- локализация, която се определя от мястото на възникване на вредата, размера на зоната на поражение и разположените в нея обекти;

- размери на вредата - материални щети, икономически загуби, брой загинали и интоксикирани хора, унищожени материали, суровини, продукция;

- възстановяемост - естествена, изкуствена, смесена;

- време за възстановяване, което е косвен, но значим показател, в определена степен конкретизиращ размера на вредата;

- разходи за възстановяване на вредите.

Всеки от изложените показатели на диференциалните опасности се определя чрез характеристики, които отговарят на естеството му.

Рискът разглеждаме като количествен критерий на опасността. В традиционното му определение той акцентира върху последиците във вероятностен аспект. Изложените определения е невъзможно да бъдат използвани, когато няма регистрирани вреди от определени опасности. Това се наблюдава при внедряване на нови технологии, за които няма установени злополуки, заболявания и други вредни събития. Аналогично е и когато не са провеждани наблюдения върху въздействието на конкретни рискови фактори и редица други случаи на липса на информация за вреди, включително комбинирано действие на рисковите фактори.

За разлика от използваните досега критерии за оценка на риска въвеждаме диференциални рискове и интегрален риск.

Диференциалните рискове оценяват опасностите за появяване на опасни явления, опасни действия и опасни ефекти.

Интегралният риск R обединява диференциалните рискове и е общ критерий за риска (Томов, 2005). Той се изчислява чрез произведението

$$R = RF.RA.RE \quad (1)$$

където RF е диференциалният риск за появяване на опасни явления;

RA - диференциалният риск за опасни действия;

RE - диференциалният риск за възникване на вреди.

Рискът RF е произведение на риска RLC за появяване на опасни явления през различните фази на жизнения цикъл на продукцията, риска RER на ергономичната система и риска REM на емисията на опасните фактори. Всеки от тези рискове се структурира чрез логически модели използващи операциите И, ИЛИ, НЕ.

Диференциалният риск RLC се структурира чрез модел използващ оператора ИЛИ. Поради това се определя чрез зависимостта

$$RLC = \{1 - [(1 - P(Flc1))(1 - P(Flc2))(1 - P(Flc3))(1 - P(Flc4))(1 - P(Flc5))(1 - P(Flc6))]\} \quad (2)$$

където $P(Flc1)$ е вероятността за възникване на опасни събития при добиване и преработване на природни ресурси; $P(Flc2)$ - при производство на продукция; $P(Flc3)$ - при складиране, съхраняване, дистрибуция; $P(Flc4)$ - при

потребление; $P(Flc5)$ - при рециклиране; $P(Flc6)$ - при обезвреждане и унищожаване на продукцията.

Рискът на ергономичната система RER отразява основните взаимодействия между съставните ѝ елементи. Той трябва да представя процедурата на генериране на конкретен рисков фактор. Поради това аналитично се формира от два класа показатели:

I клас. Показатели за взаимодействията в ерготехническите системи:

- вид, тип и марка машина или друго технологично оборудване;
- фаза на функциониране: потребление, ремонт, обслужване, други;
- операция на взаимодействието: излъчване, поглъщане, събиране, насочване и т.н.
- област на взаимодействие: информационна, управляваща, защитна;
- вид на взаимодействието: веществено, енергийно, информационно, пространствено;
- взаимодействащи подсистеми: човек-машина; човек-обработваем обект; човек-защитна система; човек-производствена среда; човек-природна среда; контактни места: средства за представяне на информацията; органи за управление; корпуси; направляващи и др.

II клас. Показатели на функционалните и структурни опасности:

- функционални опасности:
 - опасна функция на човека: рецепторна, ефекторна, защитна, логическа, алтернативна;
 - опасна функция на взаимодействащия структурен елемент;
- структурни опасности:
 - -опасно състояние на човека;
 - -опасно състояние на взаимодействащия структурен елемент.

Рискът RER се определя чрез следното произведение, което се дължи на спазване на действието на оператора И:

$$RER = P(FER) \cdot P(FAZ) \cdot P(FIE) \cdot P(FAD) \cdot P(FIA) \cdot P(FCP) \cdot P(FDFP) \cdot P(FDFS) \cdot P(FSD), \quad (3)$$

където $P(FER)$ е вероятността за възникване на опасни явления с различните видове техника; $P(FAZ)$ - във фазите на функциониране; $P(FAD)$ - при различни видове взаимодействия; $P(FIE)$ - при различни взаимодействащи елементи на ергономичните системи; $P(FIA)$ - при различни области на взаимодействия; $P(FCP)$ - при различни контактни места; $P(FDFP)$ - при функции, изпълнявани от човека; $P(FDFS)$ - при функции, изпълнявани от взаимодействащия системен елемент; $P(FSD)$ - поради структурни опасности.

Рискът на емисията REM е

$$REM = P(FEM) \cdot P(FEMD), \quad (4)$$

където $P(FEM)$ е вероятността на възникване на емисия; $P(FEMD)$ - вероятността на емисионната доза, представляваща произведение на нивото на даден фактор по времето на действие.

Диференциалният риск RA на опасното действие се структурира на риск RD на разпространение на опасните фактори, риск RIM на емисиите и риск REX на опасните взаимодействия:

$$RA = RD \cdot RIM \cdot REX. \quad (5)$$

Чрез RD се отчита средата, пространството и времето на разпространение

$$RD = P(AM) \cdot P(AD) \cdot P(AT), \quad (6)$$

където $P(AM)$ е вероятността за разпространение в определена среда; $P(AD)$ - за разпространение в определено пространство; $P(AT)$ - за разпространение през определено време.

Рискът на емисиите RIM се определя по аналогична на емисиите зависимост, отчитаща вероятността за появяване на имисия $P(AIM)$ и вероятността на емисионната доза $P(AIMD)$

$$RIM = P(AIM) \cdot P(AIMD). \quad (7)$$

Те се структурират чрез операторите ИЛИ в зависимост от природата и конкретния им вид - физични, химични или биологични агенти. Отчита се типа и характера на имисията и се определя имисионната доза.

Рискът на опасните взаимодействия REX се представя чрез произведението

$$REX = P(AO) \cdot P(AS), \quad (8)$$

където $P(AO)$ е вероятността за въздействие върху конкретен обект; $P(AS)$ - вероятността за пространствено и времево съвместителство на обекта на въздействието и имисията на опасния фактор.

Тези вероятности се извеждат чрез операторите ИЛИ като събития, определени от характера на съвместяването - детерминирано, случайно, съответно дискретно или индискретно.

Диференциалният риск за възникване на опасен ефект RE се определя чрез произведението

$$RE = RH \cdot RLOC \cdot RSIZ, \quad (9)$$

където RH е рискът за възникване на конкретен вид вреда; $RLOC$ - рискът за възникване на определена локализация на вредата;

$RSIZ$ - рискът на тежестта на вредата.

RH е със структура, която се описва с оператора ИЛИ и се представя с израза

$$RH = \{1 - [(1 - P(Et1))(1 - P(Et2))(1 - P(Et3))], \quad (10)$$

където $P(Et1)$, $P(Et2)$, $P(Et3)$ са вероятностите за възникване на първична, вторична и на неуточнена вреда.

Рискът $RLOC$ за локализация на вредата е

$$RLOC = \{1 - [(1 - P(EI1))(1 - P(EI2))(1 - P(EI3))(1 - P(EI4))(1 - P(EI5))(1 - P(EI6))(1 - P(EI7))(1 - P(EI8))(1 - P(EI9))(1 - P(EI10))(1 - P(EI11))], \quad (11)$$

където $P(E1)$, $P(E2)$, $P(E3)$, $P(E4)$, $P(E5)$, $P(E6)$, $P(E7)$, $P(E8)$, $P(E9)$, $P(E10)$, $P(E11)$ са вероятностите за локализация на вредите. Отделните локализации са свързани с оператора ИЛИ. Съобразени са с Международната класификация на болестите (МКБ-9).

Рискът $RSIZ$ на тежестта на вредата

$$RSIZ = P(Es1)P(Es2), \quad (12)$$

където $P(Es1)$ и $P(Es2)$ са вероятностите на характера на последствията и възстановяемостта им.

Обобщавайки изложеното, както и въз основа на опита ни в прилагане на представения подход при изследване на производствени опасни ситуации и събития (Томов, 2003), бихме отбелязали следното:

- системното дефиниране на опасността, както и обосноваването морфологичен модел я отразяват обективно и я третираме като свойство, което се изменя във времето. Това позволява на всеки етап да се извърши редукция на опасността чрез прекъсване на каузалната ѝ верига;

- въведените видове причини, съвместно с известните логико-трансформационни методи, дават възможност за по-пълно установяване на “механизма” на възникване на опасните явления, които са генератори на опасността;

- възприетите текущи опасни ситуации, като комбинация на показателите на опасността във времето, както и резултатното опасно събитие, дават възможност за всеки момент от периода на наблюдение да се направи оценка на риска и да се предвидят съответни защитни действия;

- в случаите, когато не може да се установи диференциалният риск за възникване на вреда, интегралният риск може да се определи по диференциалните рискове за възникване на опасни явления и опасни действия. Това води до превантивен ефект с особена значимост;

- въведените диференциални и интегрални рискове са критерии за опасностите на ергономичните системи, тъй като обобщават и обхващат областите на изменение не само на показателите на опасните явления, действия и ефекти, но и техни комбинации.

Следователно чрез предложения метод опасностите стават дефинируеми и количествено измерими. Те са причини за критичности.

Критичността в българския език се тълкува като съдбовност, сериозност, опасност. От там идва прилагателното критичен, което е свойствено на криза, кризисен, мъчителен, съдбоносен, опасен.

Критичността се свързва с явления, състояния и ситуации.

Критичното явление се изразява в проявяване на особени свойства на физични, химични, биологични или други ефекти.

Критичното състояние на определена система е такова, което определено по дадени характеристики, при колкото и

малка тяхна промяна, води до превръщания и преобразувания на системата.

Критичната ситуация е специфична категория. Ситуацията може да се представи като съвкупност от обстоятелства и условия, които създават конкретни отношения, положения, състояния и явления. Следователно критичната ситуация обхваща критичните явления и състояния и ще има свои характеристики и индикатори, тъй като води до нови взаимоотношения, до съдбовност и опасности.

Критичната ситуация е много често използвана лексическа единица в политиката, икономиката, управлението, военното дело, медицината. Това не става винаги аргументирано, а като че ли повече емоционално и интуитивно. Не се извеждат спецификата, ориентираността, същността и последствията. Освен това много са случаите на използване на критическа вместо критична, което тълковно не е абсолютно равностойно.

Критичната ситуация може да се определи като такова състояние на ергономичната система при което се установяват диференциални опасности от първи и втори род-опасни явления и действия. Няма вреда, а са налице само необходимите условия за вреда. Съществува потенциал за появяване на вреда. Поради това се идентифицира с диференциалните опасности.

Възниква въпросът за идентичността на термина “критична ситуация” с определението за опасна ситуация, дадено в EN 1050-“всяка ситуация, в която човек е изложен на една или повече опасности”. Идентичност би имало в случай, че се приеме едно и също определение за опасност. Съгласно същия стандарт, опасността е “източник, който може да причини нараняване или увреждане на здравето”. Следователно няма съвпадане на определенията, тъй като опасността в настоящата работа се тълкува и извежда по коренно различен начин. Освен това се разглежда като свойство на качествата на ергономичните системи, което се променя във времето.

Критичното събитие възниква при появяване на вреда или е съвкупност от опасни явления, действия и ефекти. Този начин на определение е по-точен в сравнение с класифицирането на инцидентите, злополуките, аварияте, катастрофите като опасни събития. Опасността е “възможност за вреда” (Андрейчин, 2004), а тези събития са с конкретни и явни, вече появили се резултати, вреди, поражения. Следователно критическото събитие трябва да се идентифицира чрез интегралната опасност.

Изложеното не противоречи на изведените тълкувания за диференциалната и интегралната опасност. Напротив въвеждането на термините “критически ситуации” и “критически събития” допълва терминологията по безопасност на ергономичните системи и я конкретизира. В определено сечение на времето всяка възможна комбинация на показатели, характеристики и размерности на опасните явления и действия приемаме като текуща критична ситуация. Критична е, тъй като има опасно действие върху конкретен обект, пространство и време. Когато има само опасно явление случаят не е критичен,

тъй като няма обект на въздействието, няма “съдбовност, заплаха, опасност” за нещо или някого.

Изложеното, представеният морфологичен модел и съображения за критичност на ергономичните системи ни дават основание да формулираме две категории критичност, а именно:

Диференциална критичност е съвкупността от текущи критични ситуации, определени от показателите, характеристиките и размерностите на опасните явления и действия.

Интегралната критичност е съвкупността от появяващи се във времето текущи критични събития, чиито опасни явления и действия са причинили опасни ефекти-вреди.

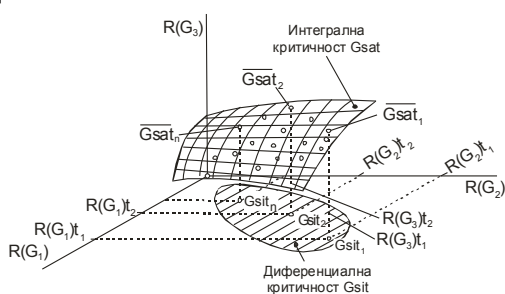
За да отговаря тази категоризация на въведените и съответстващи опасности допълнително критичностите класифицираме на ерго- и екокритичности, които могат да бъдат от диференциален и интегрален вид.

Въз основа на направените съждения всяка комбинация от показателите на трите компонента - явление, действие и ефект, представлява текущо критично събитие. Тя може да бъде представена като точка в ортогонална координатна система $R(G_1) \equiv RF$; $R(G_2) \equiv RA$; $R(G_3) \equiv RE$. Това е илюстрирано с фиг. 1.

$\overline{Sat}_1$ е текущото критично събитие в момента или периода от време t_1 , през който е извършен анализът на опасностите и са установени стойностите на диференциалните рискове $R(G_1)t_1$, $R(G_2)t_1$, $R(G_3)t_1$. Това е точка или вектор на интегралния риск в момента t_1 , т.е. $\overline{Gsat}_1 \equiv R(G_3)t_1$. Съответно $\overline{Gsat}_2 \equiv R(G_3)t_2$ при $R(G_1)t_2$, $R(G_2)t_2$, $R(G_3)t_2$. Аналогично се получават векторите, респективно интегралните рискове $\overline{Gsat}_3$, $\overline{Gsat}_4$, ..., $\overline{Gsat}_n$.

Текущите критически ситуации $Gsit_1$, $Gsit_2$, ..., $Gsit_n$ се определят от стойностите на диференциалните рискове $R(G_1)t_1$, $R(G_2)t_1$, $R(G_3)t_1$; $R(G_1)t_2$, $R(G_2)t_2$, $R(G_3)t_2$, ..., $R(G_1)t_n$, $R(G_2)t_n$, $R(G_3)t_n$.

Повърхнината $Gsat$, образувана от векторите $\overline{Gsat}_3$, $\overline{Gsat}_4$, ..., $\overline{Gsat}_n$, е графичен израз на интегралната критичност.



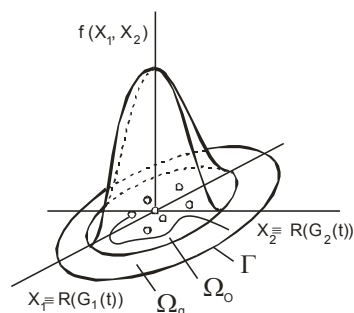
Фиг.1. Диференциални $R(G_1)$, $R(G_2)$, $R(G_3)$ и интегрални рискове $\overline{Sat}_1$, $\overline{Gsat}_2$, $\overline{Gsat}_3$, $\overline{Gsat}_4$, ..., $\overline{Gsat}_n$, диференциална $Gsit$ и интегрална критичност $Gsat$

Областта на текущите критични ситуации $Gsit_1$, $Gsit_2$, ..., $Gsit_n$ представлява диференциалната критичност $Gsit$.

Определянето на диференциалната и интегрална критичност става чрез диференциалните и интегрални рискове във всеки момент на времето.

Разглеждаме състоянията на дадена ергономична система, като своеобразно нейно “движение” във времето. При това движение върху нея действат разнообразни смущаващи въздействия, които влияят върху развитието, динамиката на опасните явления, действия и ефекти.

Първоначално задачата се ограничава до разглеждане на случаите на критични ситуации. Появяването на критичното събитие може да стане под влияние на случайни въздействия и причини. Може да се приеме, че в безкраен времеви интервал не възниква вреда, т.е. не се появява критично събитие и съществуват само критични ситуации. Въвежда се фазово пространство, чиито координати отговарят на диференциалните рискове от първи и втори род. Тези рискове са координати на точките във фазовото пространство. Изменението на координатите във времето определя “преместването” на тези точки (фиг. 2). Критично събитие не възниква докато преместването на определена точка е в някаква област Ω_0 на фазовото пространство. Интересно, обаче, не е само случайното преместване, блуждаене на тази точка в Ω_0 , но и на цялото безкрайно множество от такива точки, което определят всевъзможни реализации на процеса на изменение на състоянието на ергономичната система, респективно на критичните ситуации.



Фиг.2. Плътност на вероятностите и граници на изменение на състоянията

Когато състоянието на ергономичните системи се променя около някакво, условно казано “устойчиво равновесно положение”, то на него ще отговаря определена област на фазовото пространство. Тогава точките, съответстващи на състоянията-критичните ситуации, се групират в тази област и се разсейват.

Приема се, че процесът на преход на ергономичната система от една в друга точка на фазовото пространство, от една в друга критична ситуация за стационарен. Плътността $f = (X_1, X_2, ..., X_n)$ на точките е функция само на координатите $X_1, X_2, ..., X_n$.

Във фазовото пространство може да се отдели определена област $\Delta\Omega_0 \in \Omega_0$ и да се запише интегралът

$$\int_{\Delta\Omega_0} f(X_1, X_2, \dots, X_n) dX_1, dX_2, \dots, dX_n. \quad (13)$$

Той определя относителния брой точки-критични ситуации в областта $\Delta\Omega_0$ и вероятността за появяване в същата област.

Координатите на всяка от точките определя положението им, а от там и на ординатите на процеса на състоянието на ергономичната система.

Функцията $f(X_1, X_2, \dots, X_n)$ се разглежда като плътност на разпределение на вероятностите на появяване на диференциалния риск за възникване на вреди $R(G_3)$, а от там и на критични събития.

На фиг. 2 е представено фазовото пространство и плътността $f(X_1, X_2)$ на вероятностите, съответстваща на процесите $X_1(t)$ и $X_2(t)$, изменящи се във времето t . Тук $X_1(t) \equiv R(G_1(t))$ и $X_2(t) \equiv R(G_2(t))$.

Функцията $f(X_1, X_2, \dots, X_n)$ в областта на възможните значения на X_i трябва да удовлетворява условието за нормиране

$$\int_{\Delta\Omega_0} f(X_1, X_2, \dots, X_n) dX_1, dX_2, \dots, dX_n = 1. \quad (14)$$

В общия случай се включва също и зависимостта на тази функция от времето, т.е. уравнението за непрекъснатост

$$\frac{df}{dt} + \sum_{i=1}^n \frac{d}{dX_i} (\dot{X}_i f) = 0. \quad (15)$$

То изразява закона за запазване на броя на траекториите във фазовото пространство. Същественото е, че влизащата в уравнението за непрекъснатост производна $\dot{X}_i = \frac{dX_i}{dt}$ се определя чрез уравнението на изменение на състоянието на ергономичната система

$$\frac{dX_i}{dt} = F_i(X_1, X_2, \dots, X_n, t), \quad i = 1, 2, 3, \dots, n. \quad (16)$$

Това уравнение вече бе прието като уравнение на движение, на изменение на системата във времето.

Траекторията на изменение на състоянията се определя чрез (16), а плътността на вероятностите на ординатите на процеса чрез уравнение (15). Следователно функцията $f(X_1, X_2, \dots, X_n, t)$ може да се получи като решение на уравнението с частни производни (15). Необходимо е да бъдат изпълнени началните условия и условията за границата на областта на определяне на тази функция. Това става чрез решаване на съответната крайна задача, съставена на основание на уравнението за движение (16).

Изложеното налага да бъдат разгледани началните и крайни условия на задачата. Допускаме, че интензивността на действащите върху ергономичната система случайни въздействия се усилва. Усилването може да бъде с по-малка или с по-голяма интензивност. И в двата случая редът за търсене на решение ще бъде един и същ, но при по-интензивните въздействия влиянието на началните условия ще е по-силно. Разглеждаме случая на изменение на случайното въздействие от m_1 до m_2 , като $m_2 > m_1$ и $m_2(t) = \text{const}$. Тъй като в началния момент t_0 състоянието на ергономичната система е съвършено случайно, то ще се определя от статистическа съвкупност на изобразените точки (фиг.2) във фазовото пространство или чрез началната плътност на вероятностите $f_0(X_1, X_2, \dots, X_n)$. Смустващото външно въздействие е случайно във времето. Същият характер ще имат състоянията на системата. Поведението на различните траектории на изменение ще се различават съществено. Въпреки това във времето съществува определена закономерност на изменение за областта Ω , която включва всички изобразени точки (фиг.2). Областта може да остане постоянна, да се разширява или да достига границата Γ на допустимата област Ω_D . При излизане на точка извън границите на тази област на фазовото пространство възниква вреда, следователно критично събитие-злополука или друг вид вредно събитие. Тук следва да се направи уточнението, че случайността на началните условия и действащите смущения допускат да има такива стойности на процеса на изменение на състоянията на ергономичната система, които за продължителен период от време остават в допустимата област, макар, че предварително да са известни случаи на такива смущения, които водят до критични ситуации.

Именно поради това разглеждаме само такива смущаващи въздействия, които водят до критично събитие, тъй като е необходимо да бъдат изведени критериалните оценки на тези състояния.

Известно е (Томов, 2005), че границите на областта на допустимите състояния са функция не само на параметрите на ергономичната система, но и на действащите ѝ смущения. Ето защо по-нататък ще разгледаме границите на устойчиво изменение на състоянията. В този случай неминуемо ще има колебания около някаква статична стойност $\theta_{зак}$ със скорост $\dot{\theta}_{max}$. Уравнението на състоянията на ергономичната система под действието на случайни въздействия може да се представи като

$$\begin{aligned} \frac{dX_i}{dt} &= \varphi_i(X_1, X_2, \dots, X_n, t) + \\ &\sum_{m=1}^n g_{em}(X_1, X_2, \dots, X_n, t) \psi_m(t), \\ i &= 1, 2, \dots, n, \end{aligned} \quad (17)$$

където $\psi_m(t)$ са смущения от независими "бели шумове" в тесния смисъл на думата; φ_i и g_{em} - коефициенти.

При съставяне на (17) се предполага, че външните смущения имат различна интензивност и могат да бъдат получени чрез преобразуване на бял шум в някакво "формиращо устройство". Неговото уравнение на движение е добавено към уравнението на "движението" на ергономичната система. Ето защо в (17) X_I е характеристиката на изменението на ергономичната система и "формиращото устройство", което моделира съвместното действие на смущенията.

За да бъдат отчетени началните условия въвеждаме векторът $\bar{X}_0$, който е с координати $X_{01}, X_{02}, \dots, X_{0n}$. Векторът $\bar{X}(t)$ на състоянието на системата с координати $X_1(t), X_2(t), \dots, X_n(t)$ съвпада с вектора $\bar{X}_0$ при $t = t_0$, където t_0 е началния момент.

При $t > t_0$ еволюцията на системата се описва чрез (15). $\dot{X}_I$ се замества с дясната част на (17) и се извършва стандартна процедура на преобразуване. При начално условие $f(\bar{X}, t) = \delta(\bar{X} - \bar{X}_0)$ се преминава към второто уравнение на Колмогоров за условната плътност на вероятностите $F(\bar{X}, t | X_0, t_0)$. Функцията на началното условие се решава чрез първото уравнение на Колмогоров.

Важно е обаче условието на границата на областта на допустимите състояния на задачата за възникване на вреда-критично събитие. Вредата не трябва да се допуска. Тогава точката, съответстваща на конкретна критична ситуация, не трябва да преминава граничната линия. Тази линия трябва да "погълне" точката на състоянието на ергономичната система. Процесът на поглъщане и неговото следствие, вероятността да не се достигне границата на областта Ω_g разглеждаме детайлно в (Томов, 2005). Съответства на определено гранично

условие. Вероятността $F(t | \bar{X}_0, t_0)$ за събитието, че системата ще се намира в точката $\bar{X}_0$, при $t = t_0$ и за интервала от t_0 до t няма да премине границата Γ на допустимите състояния Ω_g дефинираме като условна диференциална критичност. Получава се пълната вероятност да не възникне критично събитие, както и условното средно време на диференциалната критичност.

Заклучение

На основание на нов модел на опасностите, на диференциалните и интегралните им рискове се извежда определение за критичностите, критичните ситуации и събития в ергономичните системи. Определя се условната диференциална критичност и условното й средно време. По този начин аналитично се дефинират критичностите в производствените системи, позволяващи да бъдат ранжирани и да се обосноват подходящи решения за синтез на безопасността им.

Литература

- Томов, В. 2003. Относно опасността на производствените системи. Академия на Министерството на вътрешните работи. С., *Сборник Доклади на II научна конференция "Пожарната и аварийната безопасност-2003"*, 167-173.
- Томов, В. 2003. Теория на риска. Анализ и оценка на риска в производството. Русе, Русенски университет, 440 с.
- Томов, В. 2005. Морфологичен модел на риска в ерготехническите системи. С., *Сборник доклади III научна конференция "Пожарната и аварийна безопасност 2005"*, 31-37.

Препоръчана за публикуване от Редакционния съвет на Секция „Добив и преработка на минерални суровини“

ДЕФИНИРАНЕ НА ПАРАМЕТРИ И ФАКТОРИ ЗА ОПТИМАЛНА ОЦЕНКА И УПРАВЛЕНИЕ НА КОМПЛЕКСНИЯ РИСК, СЪПРОВОЖДАЩ ВЗРИВНИЯ ПРОЦЕС

Христо Стоев

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Настоящата публикация е разработена във връзка с необходимост от скоростно адаптиране на всички процеси и подходите за тяхната реализация при изискванията, продиктувани от бъдещата ни европейска интеграция. Към тези процеси съвсем определено могат да бъдат отнесени и взривните системи, чийто продукт е взривната дейност с последващи, както позитивни-разрушителни ефекти, явяващи се цел на процеса, така и в множество случаи явяващи се негативни рискови елементи. В публикацията е изложен своеобразен опит за предварително дефиниране на параметри и фактори на взривния процес. Въведените понятия енергиен еквивалент „ЕЕ“, взривна система – „ВС^{ма}“ „формат“ на „взривно разрушаване“ и „взривен процес“ – „ВП“, са обвързани с оптималната оценка и управление на комплексния риск.

DEFINING PARAMETERS AND FACTORS FOR OPTIMAL EVALUATION AND COMBINED RISK MANAGEMENT IN BLASTING PROCESS

Christo Stoev

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", Sofia

ABSTRACT. This paper is developed according to the necessity for quick adaptation processes and methods of their realization in order to integrate into EU. Parts of these processes are the blasting systems. The product of blasting systems is positive destructive action – the target of the process, and in many cases negative risk elements. This paper is a test for preliminary defining of parameters and factors of blasting process. Introduced terms: Energetic Equivalent "EE", Blasting System "BS", "Format of Blasting Destruction" and "Blasting Process" – "BP", are related to optimal evaluation and combined risk management in blasting process.

Настоящите и бъдещи изисквания относно оценка и управление на риска при всяка дейност, логично подсказват за една неотложна необходимост и при взривната дейност от разработване и предлагане на предварителни подходи и начини за оценяване на комплексния риск.

За постигане на така формираната цел автора предлага въвеждането във взривната дейност на обобщаващи и интегрирани единици, чрез които се търси подход за въздействие върху системата във фазата на нейното планиране.

Взривна система („ВС^{ма}“)

Принципен „формат за разрушително въздействие“ („ФРВ“), базиран на анализа и оценката на влиянието и взаимовръзката с постоянни и променливи фактори, определящи системата на риска.

Съдържание и последователност

1. Наличие на конкретен обект и група обекти предназначени за физическа ликвидация (разрушаване).

2. Необходимост от въздействие за инициране на разрушителен режим.

3. Информация за обекта

- a) налична:
 - теренна
 - проектна
 - административно-правна
- b) проучване:
 - основно (геолошко и др.)
 - помощно – спомагателно (екологично и др.)

4. Принципен избор за разрушително въздействие

- a) Механичен начин
- b) Взривен начин
- c) Смесен начин

5. Предпроектни проучвания и предпроектна подготовка

- a) Избор на метод(и) и технология(и) за взривно разрушаване
- b) Проектиране
- c) Съгласуване и утвърждаване на проектната документация.

6. Подготвяне за изпълнение

- a) Организация: персонал, механизация, взаимовръзка.

- b) Безопасност: нормативно – регламентирана рамкова база.
- c) Технологична подготовка.
- d) Обезопасяване: подготовката за изпълнение и цялостно обезопасяване на взривния процес.
- e) Техническа подготовка: осигуряване на проектно-необходимите взривни и помощни материали, окомплектовани с необходимите съоръжения, прибори и инструментариум.
- f) Зарядни работи: конструкция и монолитност.
- g) Управление на процеса чрез въздействие в съответния инициращ импулс.
- h) Последен контрол и организационни мерки, непосредствено преди разрушителния етап.

7. Взривно изпълнение

Инициране на подготвената взривна система („BC_{ма}”) и възпроизвеждане на взривния процес.

8. Последващ вид действие: технологична пауза, осигуряваща прочистане (проветряване) на работната среда от вредни прахо- и газотоксични емисии.

9. Оценка на получения резултат

- a) Постигнат ефект на разрушително въздействие
 - предизвикани последствия и щети, наличие или отсъствие и степен на поражение върху:
 - Население, флуора, фауна.
 - Околна среда, техника и др.

10. Последствия след отстраняването на вредните въздействия и щети, предизвикани от взривната дейност.

- a) Природно-екологични
- b) Социални
- c) Психологични

11. Отстраняване или частично ликвидиране на евентуални негативни последици и въздействия

- a) Технически: елементи за допълнително разрушаване.
- b) Екологични: мониторинг на процеса на взривното и следвзривното въздействие.
- c) Евакуация и др.
- d) Икономически: оценка на поносимостта на изпълнявания процес или търсене на алтернативни подходи.

Взривен процес („ВП”)

Хронологична последователност от базови параметри и показатели.

Охарактеризиращи взривния процес („ВП”) и даващи възможност за оценка и управление на комплексния риск при извършване на взривни дейности, дефинирани чрез:

1. Устойчиви параметри, характеризиращи процеса на входа на системата.
2. Променливи параметри, подлежащи на критериален подбор.

3. Избор на критериите за определяне на променливите параметри, въз основа на заложения енергиен еквивалент и минимизиран риск.

4. Изход на системата, представящ количественото дефиниране на променливите параметри и оценяване степента на комплексния риск при взривния процес (ВП).

Подбор на параметрите, участващи в моделирането на взривния процес (ВП)

Структурираният чрез по-горе представен алгоритъм описващ, като цяло взривния процес (ВП) и очакваните от него резултати, базирани на основата на генетичното програмиране, изисква по-нататъшно дефиниране на описаните параметри от отделните звена на алгоритъма.

Дефинираните, като постоянни и променливи параметри на отделните слоеве на алгоритъма, предопределят и техниката на тяхното предварително оценяване. В основата на това оценяване е заложен анализа по отношение на възможността за въздействие върху параметрите техния, принос към общата устойчивост на енергийния еквивалент (Е.Е.) от една страна и степента на риск от друга. При структурирането на алгоритъма авторът е подхождал към решаване на задачата, чрез организиране на взривния процес за отделните типове съоръжения в конкретни сценарии. Като пример за сценарий "1" е приета реализация на взривен процес в промишлени условия.

Дефинираните, като „устойчиви параметри”, са характеристика на обекта, върху който ще бъде приложено взривно въздействие. Тези параметри са предопределени от:

1. Структурата на обекта.
2. Площта, обема и формата му.
3. Материалите, от които е изпълнен.

Показателите даващи количествената оценка на тези параметри, могат да се представят в следните групи: „А”, „Б” и „В”.

Група „А”

- 1) Коравина (пластичност), определена чрез конструктивната структура на обекта.
- 2) Еднородност (хомогенност) на средата.
- 3) Плътност (порьозност).

Група „Б”

- 1) Пространствено разположение на елементите на взривната система („BC_{ма}”).
- 2) Форма, обем и плътност на елементите на взривната система („BC_{ма}”).

Група „В”

Тази група показатели характеризират като цяло, въздействието на взривния процес (ВП) върху околната среда и са елемент на оценка по скоро на риска, отколкото на енергийния еквивалент (Е.Е.).

- 1) Среда на взривяване (въздушна, твърда, течна, смесена).
- 2) Ситуиране на обекта върху релефа.

- 3) Форма и вид на релефната база (критерии за определяне на контура на пространственото замърсяване, вследствие взривния процес (В.П)).

Количествената оценка на „променливите параметри“ подлежащи на критериален подбор, чрез който като цяло се постигне управлението на взривния процес (В.П), могат да се представят чрез показатели организирани отново в групи по отношение на тежестния им принос в енергийния еквивалент (Е.Е.).

Групата показатели „А“, дефиниращи мощност на взривния състав се представят чрез:

- A(1,2,3) 1. Скорост на разпространение на детонационната вълна във взривното вещество.
A(1,2,3) 2. Работоспособност на взривното вещество.

Групата показатели „Б“, дефиниращи мястото на разположение на заряда се представят по следния начин:

- Б 1.1. Открито позициониране.
1.2. Позициониране на заряда в средата на взривяване.
Б 2.1. Обемна концентрация на заряда:
– Съсредоточен;
– Разсъсредоточен – степен на разсъсредоточеност: 25% „50%“ и „75%“.
– Съставни заряди (комбинация от двата).

И третата група показатели „В“, влияещи върху взривния процес (В.П.) и позволяващи управлението им във времето, което практически ги прави променливи са:

- B(1,2,3) 1. Моментно взривяване, при което се реализира времева стъпка равна на „0“.
B(1,2,3) 2. Милисекундно взривяване, включващо схема на взривяване с времеви интервал от 10÷50 mS.
B(1,2,3) 3. Секундно взривяване - с времеви интервал на последователност от взрив от 250÷500 mS.

Следващата стъпка в алгоритмичната схема, приложена в подхода на генетичното програмиране е избора на критерии за подбора на променливите параметри въз основа на енергиен еквивалент (Е.Е.) и минимизиран риск.

Въведеното понятие (Е.Е.), само по себе си представлява интегрална характеристика, включваща в себе си:

- Мястото на разположение на заряда в средата на протичане на взривния процес (В.П.).
- Вида и мощността на взривното вещество.
- Схемата за управление на процеса чрез разсъсредоточаване на заряда във времето. Количествените измерения на енергийния еквивалент (Е.Е.) се представя чрез бездименсионни величини, ползвани в процеса на критериалната оценка при изготвянето на модела, зад който стоят количествено дефинирани параметри и характеристики на вече посочените съставни елементи.

Диапазона на изменение на тези бездименсионни значения варира в границите от 0% до 100%, където долната граница 0% съответства на:

- Пълен отказ на реализация на взривния процес (В.П.) (т.е. нулев ефект от работата на взривната система („BC^{ма}“))

И горна граница 100%, съответства на:

- Цялостна реализация на взривната система („BC^{ма}“) с напълно постигнат ефект на разрушаване.

Като междинни стойности са приети 50% и 75%, които съответстват на ефект даващ достатъчност, като цяло в постигане на целта на взривната система („BC^{ма}“).

Оценката на рисковите ситуации в случая е приета да се представи в схематизиран вид чрез контура, описващ разсейването на остатъчните ефекти и продукти от взривния процес (В.П.).

Спецификата на тези продукти и големината на околните площи са елементи, които на практика предопределят здравно-екологичния риск за работа при предварително спазени всички административни и технологично регламентирани изисквания за безопасност на работа.

Този контур по принцип е повлиян и от метеорологични фактори, които обаче към момента не могат да бъдат привлечени в критериалната оценка, тъй като досегашната практика на взривни работи не са коректно отчитани техните параметри.

В алгоритъма по-принцип е запазена опция, която дава възможност да се вземат предвид тези фактори в детайлизиран или систематизиран вид под формата на посока и скорост на вятъра, предопределящи процеса на утаяване на остатъчните продукти от взривния процес (В.П.).

Представянето на контура в двумерно пространствено измерение става чрез линейно измерими величини. Макар и не изцяло характеризиращи неговата форма, тези метрични показатели дават възможност за неговото схематизиране с достатъчна точност (правоъгълен, елипсовиден или други форми контури).

Количествената оценка за степента на комплексния риск базирана върху големината на контура и степента на разпространение и утаяване на отделни ефекти компоненти, генерирани, като вредни последствия при взривното въздействие се представят чрез:

Ефекта на сеизмично въздействие, като количествено изражение ползва показателя „масова скорост“, като прагова стойност на тази скорост при оценката е приета стойност от 3 см/сек, като в случаи на взривяване в близост до специализирани обекти праговата скорост може да спадне до „0“.

Друг параметър, чийто, показатели се включват в оценката на комплексния риск е изхвърлянето и разлитане на едра твърда фракция раздробен материал и ударно - въздушна вълна.

Количествено те могат да бъдат представени, като два условно приети варианта:

- Поразяващи флора, фауна и материални обекти
- Отсъствие на вредно въздействие

Като следващ параметър при оценката на риска се използва степента на утаяване на прахови емисии с радиоактивно, химично и други натоварвания. Количествено тези показатели се представят чрез нивата на измерени концентрации в различните зони, повлияни от взривния процес (В.П.) върху които е разпространен контура на замърсяването.

Като самостоятелен критерий, който има същия генезис на генериране се използва утаяването на имитираните газове при взривното въздействие. На този параметър е отделена специална тежест, доколкото в практиката са налице множество случаи на регистриран риск по отношение на работещите след реализацията процес (В.П) в околната среда чрез проекта – опасна зона.

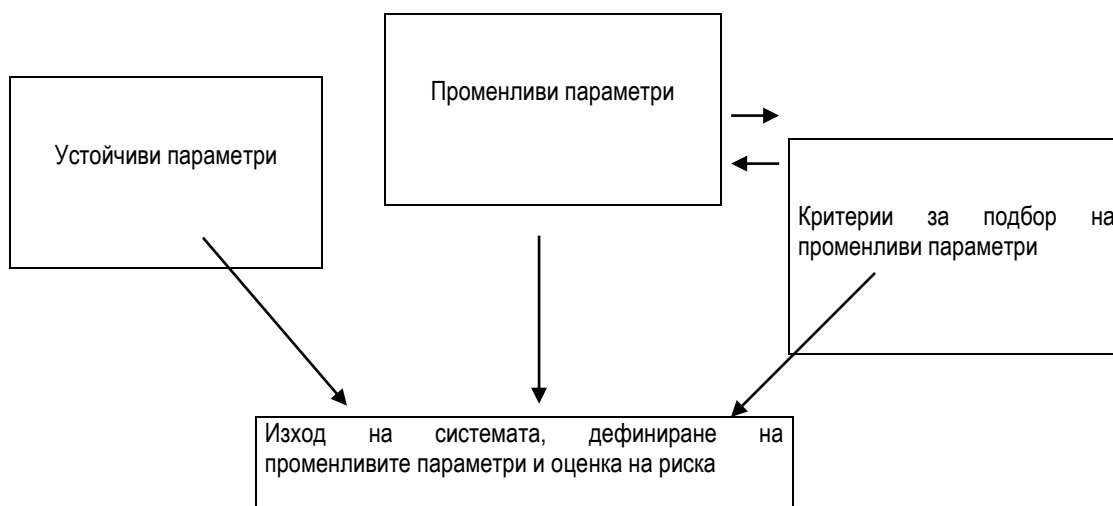
Този критерий количествено се представя, чрез регламентираното от ПБТВР (Правилник по Безопасност на Труда при Взривни Работи) време и пределно допустими концентрации (ПДК) преди достъпа в зоната.

Като последно звено от алгоритъма описван, чрез генетичното програмиране е “изходът” на системата представящ количественото дефиниране на променливите параметри и определяне степента на комплексния риск.

Количественото дефиниране на отделните променливи се извършва на базата на итерационните подходи при оптимизирани параметри на системата, чрез масиви от исторически данни, групирани в сценарии в зависимост от характера на обекта.

Оценката на комплексния риск при вече дефинираните променливи параметри е базирана върху количествени стойности за отделните показатели в рамките на околните зони в сравнение с техните пределно допустими нива.

Така изложените параметри с техните показатели и взаимовръзката между тях се представя на фиг.1.



Фиг.1. Алгоритмична схема на описание на оптимизационния процес:

Заклучение

Целта на настоящата публикация е да представи един по различен подход при предварително оценяване на ползваните при проектирането основни изчислителни параметри въз основа на моделиране на взривна система („ВС^{ма}“), като цяло и в частност взривен процес (В.П.).

В случая не са представени числени примери, даващи цифрово изражение на описваните параметри и техните показатели, тъй като въведения енергетичен еквивалент (Е.Е.) като интегрална характеристика е в процес на регламентиране и оптимизиране.

Препоръчана за публикуване от
Катедра “Открито разработване на полезни изкопаеми
и взривни работи”, МТФ

Литература

- Безопасност при работа – (комисия на ЕС) – 1998.
Директива на ЕС (89/391/ЕЕС).
Нормативни документи за оценка на рискове за здравето, 2002.
Нормативни документи за оценка на рискове за безопасност, 2002.
ПБТВР, 1997.
Проекти за техн. ликвидация на обекти в страната.