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

Том 49
СВИТЪК II: ДОБИВ И ПРЕРАБОТКА НА МИНЕРАЛНИ СУРОВИНИ

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

Volume 49
PART II: MINING AND MINERAL PROCESSING

Издателска къща "Св. Иван Рилски"
Publishing House "St. Ivan Rilski"
София, 2006
Sofia, 2006

ISSN 1312-1820

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 Десислава Костова - председател на редакционен съвет
инж. Зоя Велева
инж. Теодора Христова

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 Михаил Михайлов
доц. д-р Любен Тотев
доц. д-р Койно Боев
доц. д-р Паулин Златанов

С Ъ Д Ъ Р Ж А Н И Е

Георги Михайлов	Модел на добивна технология при подземно разработване на рудни находища	7
Кръстю Дерменджиев, Георги Стоянчев	Върху една идея за камерна система на разработване и нейната проектна реализация	15
Ивайло Копрев Атанас Атанасов	Технически средства за отделяне на добиваните блокове от скалния масив	21
Атанас Атанасов Ивайло Копрев	Определяне стойността на разрезите при добиване на скални блокове с каменорезни машини	25
Димитър Анастасов	Челно източване в зависимост от кривината на елипсоидите и конфигурацията на загребващия орган	29
Катрин Леман	Възобновими енергийни източници и развитието на лигнитните мини в Германия, Лузатия – конфликт или шанс в бъдещето на енергоснабдяването	33
Методи Маждраков	Дванадесет методологични проблема при автоматизиране на управлението на минните работи в откритите рудници	43
Драгиша Станукич Деян Богданович	Приложение на линейно програмиране с неопределени (размити) параметри в минното производство	49
Койно Боев	Нормативните документи на концедента – приоритетна задача при опазване на подземните природни богатства	53
Венцислав Иванов	Геомеханична оценка на масива след закриване на рудник “Росен”, Бургаски медни мини ЕАД	57
Венцислав Иванов	Сравнение на две методики за якостни изпитвания на скални образци с неправилна форма	65
Пешка Стоева Георги Трапов Паулин Златанов	Оценка на устойчивостта на откоси с отчитане на прекъснатостта на масива	71
Георги Михайлов Георги Трапов	Изследване на напрегнатото и деформирано състояние на масива при разработване на мощни рудни тела	75
Евгения Александрова Пешка Стоева	Оценка на устойчивостта на непродуктивните депа в открит рудник “Неделище”	85
Михайл Вълков	Информационно – технологичен подход към една задача от кинематика на минната мулда	89
Магдалина Захариа Корнели Дан Ене	Влиянието на кинематиката върху работата (действието) на помпи с нарастваща кухина	95
Михайл Вълков	Методът на правите в една задача от кинематика на минната мулда	99
Елена Демирева	Подземни хидроизолации	103

Юлиян Димитров	Оптимално представяне на приложните модели на минната механика	107
Любомир Георгиев **Васил Ангелов**	Изследване на един математически модел на четирипроводна предавателна линия	113
Гергана Камбурова	Нов характер на формулата за протичане на взривната химична реакция	117
Гергана Камбурова **Валери Митков**	Изследване чувствителността на удар на вторични бездимни барути съгласно новите изисквания на ЕС	123
Валери Митков	Изследване и определяне на най-подходящите свързващи и желиращи агенти за производство на съвременни водонапълнени експлозиви	129
Валери Митков **Гергана Камбурова**	Метод, технология и съоръжения за далабориране на ненужни боеприпаси с получаване на вторичен бездимен барут	135
Димитър Христанов	Изисквания за разработване на проекти и паспорти за пробивно-взривни работи	141
Димитър Христанов	Ликвидиране на отказали заряди при взривни работи	145
Христо Стоев	Структурни подходи към параметри на взривното въздействие за оценка на риска чрез генетичното програмиране	149
Ирена Григорова **П. Цветанов** **Любомир Кузев**	Брикетиране на кафяви въглища с органични вещества	153
Адонис Каладзис **Б. Денев** **Валентин Велев** **Иван Нишков**	България и световното производство на карбонатни микропродукти	159
Мануела Ивон Фриш-Трънкау	Реинженериг на икономическата система – подходящ инструмент за възстановяване и технологична рехабилитация в обогатяването	167
Л. Петкова **Антоанета Ботева**	Изследване влиянието на йонния състав на флотационния пулп върху ζ–потенциала на колоидните разтвори от органични депресори	171
Рарес Мунтеану **Емилия Дунка**	Нови възможности за развитие на районите със затихващи функции на минната промишленост	175
Красимир Йонков **Кремена Деделянова**	Изследване флотационните свойства на реагент DUBOFLOT за селективна флотация на барит	179

C O N T E N T S

Georgi Mihaylov	A mining method model for underground mining of ore deposits	7
Krastu Dermendjiev **George Stoianchev**	About an idea for deeper bord-and-pillar method of mining and it project realization	15
Ivaylo Koprev **Atanas Atanasov**	Technical resources for extracting stone blocks from rock massives	21
Atanas Atanasov **Ivaylo Koprev**	Determination of the value for section of stone blocks with cutting machines	25
Dimitar Anastasov	Face release depending on ellipsoid's curve and configuration of scooped organ	29
Kathrin Lehmann	Renewable energies and the development of lignite mines in Germany, Lusatia – conflict or chance of the future of energy supply?	33
Metodi Mazhdrakov	Twelve methodological problems with the automation of management of working in open mines	43
Dragisa Stanujkic **Dejan Bogdanovic**	Application of linear programming with fuzzy parameters in mining	49
Koino Boev	The normative documents of the conzedent – priority task of the underground Natural resources preservation	53
Ventzislav Ivanov	Rock massif geomechanical assessment after closing of "Rosen" mine, Bourgaski medni mini EAD	57
Ventzislav Ivanov	Comparative analysis of two methods for strength determination of irregular shaped rock speciments	65
Peshka Stoeva **Georgi Trapov** **Paulin Zlatanov**	Estimation of stability of slopes by massif discontinuity	71
Georgi Mihaylov **Georgi Trapov**	Study of the strain - stress state of the rock mass during mining of thick ore bodies	75
Evgenia Alexandrova **Peshka Stoeva**	Stability valuation of no productive depots in open mine "Nedelishte"	85
Mihail Vulkov	The et approach towards a mining subsidence problem	89
Magdalena Zaharia **Corneliu Dan Ene**	The influence of cinematic on performances of progressive cavity pumps	95
Mihail Vulkov	The strait line method in a problem of mining subsidence kinematics	99
Elena Demireva	Underground waterproofing	103

Julian Dimitrov	Optimal presentation of the applied models of the mining mechanics	107
Vasil Angelov **Ljubomir Georgiev**	Investigation on mathematical model of four-conductor transmission line	113
Gergana Kamburova	Title new character of the formula for running of the blasting chemical reaction of industrial explosives	117
Gergana Kamburova **Valeri Mitkov**	Research of the blow sensibility of secondary smokeless powders according to the new requirements of the EC	123
Valery Mitkov	Examination and definition of the most appropriate binding and jelliying agents for the production of contemporary water filled explosives	129
Valeri Mitkov **Gergana Kamburova**	Method, technology and equipment for delaboration of needless ammunitions and receiving of secondary smokeless powder	135
Dimitar Hristanov	Requirements for working out projects and passports for blasting duties	141
Dimitar Hristanov	Liquidation of explosions refused during explosion duties – reasons for their exestance and ways of their liquidation	145
Hristo Stoev	Structural approach to the parameters of the explosive influence for risk assessment through genetic programming	149
Irena Grigorova **P.Tzvetanov** **Lubomir Kuzev**	Brikqetting of brown coals with organic agents	153
Adonis Kaladzis **B. Denev** **Valentin Velev** **Ivan Nichkov**	Bulgaria and the global production of calcium carbonate microproducts	159
Manuela Ivonne Fritsch-Trancău	Reengineering of economical systems – instrument for re-technologizing and rehabilitation applicable in extractive industry	167
L. Petkova **Antoaneta Boteva**	Investigation the influense of ionic contante in flotation pulp at ζ-potential of the coloidal liquides from organic reagents	171
Rareş Munteanu **Emilia Dunca**	Ew opportunities for the areas with mining industry on the wane	175

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

МОДЕЛ НА ДОБИВНА ТЕХНОЛОГИЯ ПРИ ПОДЗЕМНО РАЗРАБОТВАНЕ НА РУДНИ НАХОДИЩА

Георги Михайлов

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

РЕЗЮМЕ. Върху избора на добивна технология оказват влияние природни, минно-технически, екологични, социални фактори. Съвременната добивна механизация създава предпоставки за голяма адаптивност към изменчивостта на природните условия. Представени са концепциите за изграждане на модел на добивна технология при подземно разработване на рудни находища. Разглежда се необходимостта от детайлна оценка на разходите за добивни работи, които са структурирани в две групи: разходи по производствени процеси и разходи по елементи. Така се достига до определяне на "сегашната нетна стойност – *Net Present Value" (NPV)* , която се явява основен критерий за оценка при избора на добивна технология.

A MINING METHOD MODEL FOR UNDERGROUND MINING OF ORE DEPOSITS

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

ABSTRACT. The selection of a mining method is influenced by natural, technical, environmental and social factors. The present-day mining machinery and equipment is instrumental in achieving greater adaptability to changing natural conditions. The concepts applicable to a mining method model for underground mining of ore deposits are set out herein. The need for a detailed appraisal of operating costs is considered, with the costs being structured into two groups: costs by production processes and costs by elements. Thus the net present value *(NPV)* which appears to be a key appraisal criterion for selection of a mining method has been derived.

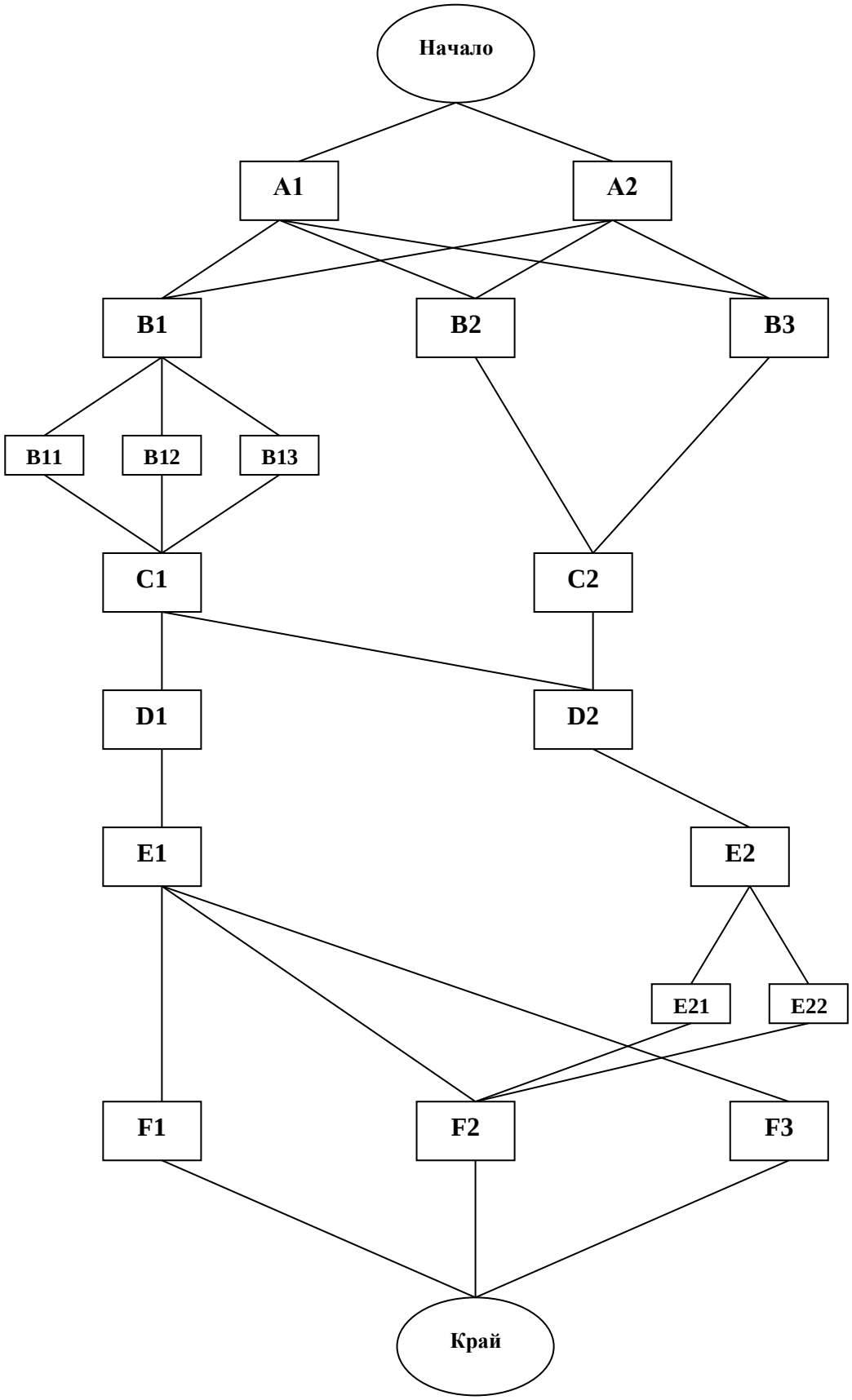
Въведение

Върху избора на добивна технология оказват влияние множество фактори, които най-често се систематизират като: природни, минно-технически, технико-икономически, екологични, социални и др. В условия на остра конкуренция съвременният етап на развитие на подземния рудодобив е немислим без използване на високопроизводителна механизация на производствените процеси в добивния забой. Това изисква сериозни инвестиции, които по принцип се оценяват в дългогодишен аспект на развитие на минните работи. Благодарение на високата адаптивност на добивната механизация към изменението на природните условия (в определени граници, разбира се) тяхната относителна тежест върху избора на добивна технология все повече намалява. При наличие на мощни рудни тела много често един геоложки блок (рудно тяло) се разработва само от един добивен блок, като срокът на експлоатация на рудното тяло продължава 8-10 години. Забелязва се тенденция към обединяване на използваните системи на разработване, като практически се разглеждат три класа добивни технологии: с открито добивно пространство, със запълване, с обрушаване. По този начин съществуващите класификации се идентифицират с множеството варианти и подварианти, за генерирането на които практически няма ограничение.

Това налага принципно нов подход при анализа и оценката на приложимите системи на разработване. Методологично той трябва да съчетае съществуващите досега норми като себестойност на 1 t добита руда, щети от загубите и обедняването с възможността да се оценяват голям брой варианти. Задължително условие е отчитането на фактора време на инвестиционния процес, необходим за поддържане на конкурентна способност и ефективност на всяка добивна технология.

Формиране на множество варианти

На фиг. 1 е показан алтернативен граф, илюстриращ възможното многообразие от технически решения при разработване на мощни находища, представени от средно устойчиви руди и странични скали. Алтернативният граф се състои от шест нива, означени съответно A, B, C, D, E, F. **Ниво A** характеризира начина на развитие на минните работи в границите на рудничното поле. **Ниво B** – начина на развитие на минните работи в границите на етажа. **Ниво C** – начина на отбиване на рудата. **Ниво D** – прилаганата система на разработване. **Ниво E** – начина на поддържане на добивното пространство. **Ниво F** – начина на управление на скалния натиск. Конструкцията на алтернативния граф се усложнява от необходимостта за въвеждане на две допълнителни поднива съответно на ниво B и ниво E. Възможният брой алтернативи се идентифицират с първата цифра. Втората цифра характеризира алтернативите на даденото подниво. В



Фиг. 1. Алтернативен граф

такъв случай означенията в алтернативния граф имат следния смисъл:
A1 – възходящо изземване на запасите в границите на рудничното поле;
A2 – низходящо изземване;
B1 – изземване на запасите в етажа чрез разделяне на ленти;
B2 – изземване на подетажи;
B3 – изземване наведнъж по цялата височина на етажа;
B11 – изземване на хоризонтални ленти;
B12 – изземване с наклонени ленти;
B13 – изземване с напречно-наклонени ленти;
C1 – отбиване с взривни дупки;
C2 – отбиване със сондажи;
D1 – непрекъснати системи на разработване;
D2 – камерно-целикови системи на разработване;
E1 – поддържане на добивното пространство със стълбообразни целици
E2 – поддържане на добивното пространство с лентови целици;
E21 – едновременно изземване на 1/5 част от запасите на блока;
E22- прилагане на схема "камера-целик-камера"
F1 – управление на скалния натиск чрез прилагане на хидравлично запълнение;
F2 – чрез втвърдяващо запълнение;
F3 – чрез уплътнено сухо запълнение.
Символите "Начало" и "Край" характеризират съответно началото и края на процедурата.

Както се вижда от конструкцията на алтернативния граф съществуват несъвместими връзки между отделните нива и поднива. При теоретичен брой на вариантите $N_{вар}$=360, броят на приложимите варианти надхвърля 200, т.е. $N_{прил}$>200. Обработването на необходимата информация за намиране на множество от допустими варианти (по предварително избран критерий) и от там на оптимален вариант е немислимо без изграждане на подходяща процедура за анализ и оценка. По аналогия с графиката като геометрично представяне на функция, алтернативният граф е геометрично представяне на отношение между обекти (Зыков, 1987). Неговата морфология гарантира задължително попадане на оптималния вариант в така формираното (генерираното) множество от технически решения.

Системен подход за анализ и оценка

Процесът, свързан с избора на решения в конкретна минно-добивна ситуация, се отличава с особена сложност най-вече заради трудното описание на реалните природни условия. Заедно с необходимостта от генериране на множество варианти налице е обстоятелството, че всяка добивно технология се отличава с голямата си инертност. Резултатите от избраните технически решения се проявяват значително по-късно, след старта на практическата реализация. Не са редки случаите, когато неподходящо избрано техническо решение трудно може да се коригира в процеса на развитие на минните работи и се отразява негативно върху крайните технико-икономически показатели. За да се избегнат посочените по-горе недостатъци за анализ и оценка на добивните технологии се използва системният подход. В основата е залегнал принципът за формиране на комплекс от елементи. Изменението на един от тях води до изменението на всички останали в технологичната верига. Голямото многообразие на елементите налага задължително тяхното систематизиране като физически, информационни, аналитико-изчислителни. Решаващо условие е безопасното развитие на минните работи. При разработване на находища, представени от мощни рудни тела, залягащи в средно устойчиви и/или устойчиви масиви (руда и странични скали) геомеханичните фактори определят равнището на безопасност на добивната технология. Затова анализът, изграден върху системния подход,изисква процедурата да бъде изцяло ориентирана към геомеханичните фактори. На фиг.2 е показана структурната система на процедура за избор на добивна технология. По-конкретно тя е ориентирана към камерно-целикова система (КЦС) на разработване, която има най съществени предимства в разглежданите конкретни условия (мощни рудни тела, средно устойчиви до устойчиви руда и странични скали). Физическите елементи включват съпоставката между прилаганата добивна технология и добивен блок с реални геоложки и геометрични параметри(Блок 1 и Блок 2). Извършеният анализ с помощта на алтернативния граф дава възможност да се формира множеството на предпочитаните варианти, което следва да бъде обект на разглеждане по-нататък. Наличието на добивен блок с реални геоложки и геометрични параметри идентифицира процедурата с обекта, за който се търси оптималното техническо решение. Информационните елементи включват набор от информация, за която съществуват множество канали: Блокове 4, 5, 6, 7, 8. Без да се навлиза в същността на формиране на информационните потоци, следва да се подчертае необходимостта на висока достоверност. Особено що се касае до обстоятелството, че по същество тази информация се характеризира с голяма степен на изменчивост. Аналитико-изчислителните елементи включват блокове 9, 10, 11, 12, 13. Тук особено внимание се отделя на блок 10 – определяне на опасните зони на разрушаване и анализ на получените резултати. Позициите от 1 до 7 характеризират най-често срещаните форми на загуба на устойчивост. Тяхното систематизиране представлява отворена структура, която дава възможност за непрекъснато обогатяване на наличния информационен ресурс и усъвършенстване на методите за неговото обработване. В тази част съществуват две особено важни съставки на системния подход: наличие на обратна връзка за анализ и оценка с оглед подобряване на избраното техническо решение – Блокове 9 и 13; логически оператор, определящ приложимостта на дадено решение в зависимост от обективно избрани критерии – Блокове 11 и 12. Наличието на набор от приложими методи за изследване на напрегнатото и деформирано състояние на масива (НДС) около добивните изработки, както и изборът на подходящ критерий за оценка на устойчивото състояние на конструктивните елементи на системата на разработване – Блок 8, поставят специални изисквания към организацията на изчислителния процес. Той задължително се извършва в интерактивен режим и по този начин допълва смисъла на системния подход. На фиг.3 е показана структурната схема, по която се извършва изчислителният процес. Операция 1 предвижда въвеждане на базовите показатели. По принцип те са формирани в

Блок 9 (вж.фиг.2), така че структурната система на процедурата и структурната схема на изчислителния процес представляват органично единство. Операция 2 формулира същността на опасните зони на разрушаване (в конкретния случай при използване на КЦС на разработване). Операция 3 подлага на анализ НДС на масива около добивните изработки. Тук от особена важност е определяне големината на ефективните напрежения, характера на тяхното разпределение, величината на преместванията като основен фактор за нарушаване на устойчивото състояние на напукани скали с крехко разрушаване. Операция 4 осигурява необходимата степен на достоверност на полученото решение, следвайки логиката на изградените връзки в аналитико-изчислителните елементи. Най-сериозният проблем е корекцията на механичните показатели, която е неизбежна в преходните състояния на средата, определени като еластичност, вискозност, пластичност, включително и латентни състояния. Операция 5 оценява устойчивото състояние на конструктивните елементи на системата на разработване при определено равнище на коефициента на устойчивост. Изискването за висока степен на безопасност не противоречи на възможността отделните конструктивни елементи да имат различни коефициенти на устойчивост. Техните стойности се намират във функционална зависимост от категорията на даденото съоръжение и разходите за неговото изграждане и експлоатиране. Активна роля в този процес играе инвеститорът на проекта, по чиято поръчка той се разработва. Ако коефициентът на устойчивост съответства на предварително избрано равнище, може да се пристъпи към реализация на проектните решения *{П}*. В противен случай се въвежда т.н. първа корекция на показателите, след което се повтарят операции 2, 3, 4, 5. При необходимост се въвежда втора корекция. Налице е итеративен процес, като практиката по неговото използване категорично доказва наличието на сходимост.

Структура на производствените разходи като база за оценка на ефективността

Генерирането на множество допустими технически решения, както и процедурата за формиране на група предпочитани варианти поставят на преден план въпроса за критерии на оценка на тяхната ефективност. Като алтернатива на широко разпространения подход за намиране на оптимално решение в *n-мерното* пространство се предлага търсене на определено съчетание на разходите за добивна технология с отчитане на инвестиционния процес. Това налага детайлно изследване на структурата на производствените разходи с оглед тяхното минимизиране. Структурата на разходите е от вида R_{ijk}. Идентификацията на индекса $i = \overline{1, m}$ съответства на производствените процеси в добивния забой. Това са: отбиване на рудата в добивното пространство *(i = 1)*; натоварване *(i = 2)*; доставка до извозната галерия *(i = 3)*; закрепване на призабойното пространство *(i = 4)*; управление на скалния натиск *(i = 5)*; проветряване на добивния забой *(i = 6)*; ремонтно-възстановителни работи *(i = 7)*; При тази формулировка на производствените процеси очевидно *m* = 7. Индексът $j = \overline{1, n}$ има следната идентификация: разходи за ФРЗ, включително начисления *(j = 1)*; разходи за амортизационни отчисления *(j = 2)*; разходи за материали *(j = 3)*; разходи за енергия *(j = 4)*; разходи за осигуровки *(j = 5)*; разходи за услуги *(j = 6)*; общо-руднични разходи, включени в блоковата себестойност на рудата *(j = 7)*. Следователно *n* = 7. Индексът $k = \overline{1, p}$ има следната идентификация: условно постоянни разходи *(k = 1)*. Променливи разходи *(k = 2)*. Следователно *p* = 2. Следвайки топологията на алтернативния граф (вж.фиг.1) и структурната система на процедурата за избор на добивна технология (вж.фиг.2 и фиг.3) е ясно, че предмет на анализа ще бъдат техническите решения общо *s* на брой при пореден номер на всяко едно от тях в интервала $q = \overline{1, s}$. В такъв случай моделът, характеризиращ разходите за всяка добивна технология ще има вида

$$R(q) = \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{m} \sum_{k=1}^{p} R_{ijk} \to \min$$

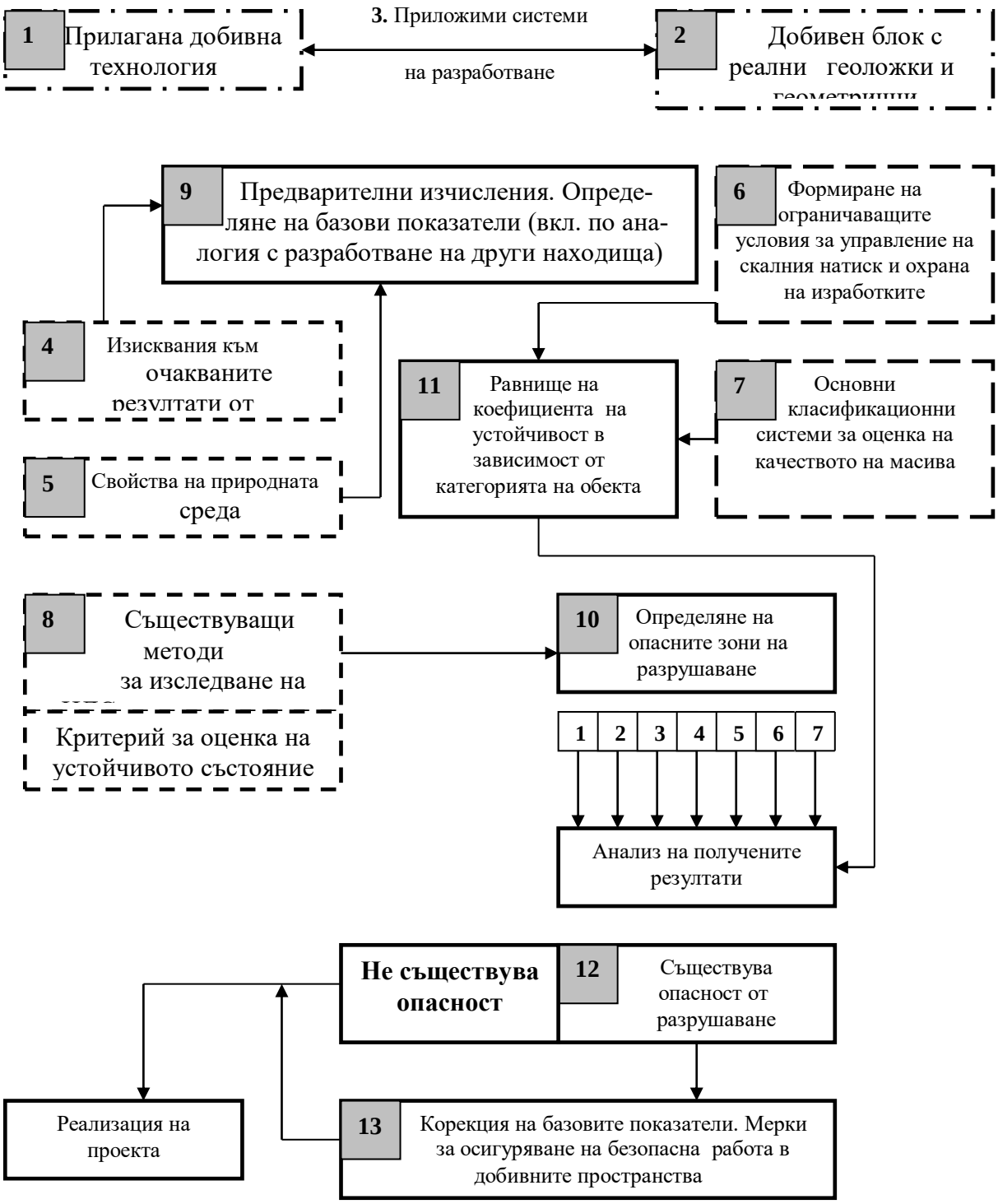
Горният израз представлява необходимо, но недостатъчно условие при съставяне на комплексния модел на експлоатационните разходи. Задължително следва да се отчетат разходите за подготвително-нарезни работи (ПНР), както и щетите от загубите и обедняването. Същността на тези две групи разходи е представена съответно в (Михайлов, 2003) и (Михайлов, 2005).

Ограничаващи условия

Създаване на модел на добивна технология върху основата на генерирано множество варианти поставя изискването за формиране на ограничаващи условия. От една страна е налице процедура, с която се гарантира, че търсеното решение се намира в определен затворен контур. Изчислителният процес е немислим обаче без налагане на обективно съществуващи ограничаващи условия. Те трябва да имат комплексен характер, за да гарантират формирането на т.н.множество на допустими варианти като обект на по-нататъшен детайлен анализ. Този подход дава отговор на въпроса за необходимостта от изграждане на модел на добивна технология , отчитайки голямото многообразие на елементите, които я съставят. Върху осите на пространствена координатна система се формират следните групи ограничаващи условия:

- ос на природните (минно-геоложките) ограничаващи условия;
- ос на икономическите ограничаващи условия;
- ос на организационните ограничаващи условия.

По този начин в пространството се формира паралелепипед, в който с пълна убеденост може да се твърди, че се намира търсеното (оптималното) решение. Постига се така необходимото съчетание между обективните и субективните фактори, представени съответно като природни и икономически от една страна и като организационни от друга. Предимството на този подход в сравнение с използването на комплексен критерий в *n-мерното* евклидово пространство е, че субективният



Легенда:

Аналитико – изчислителни елементи

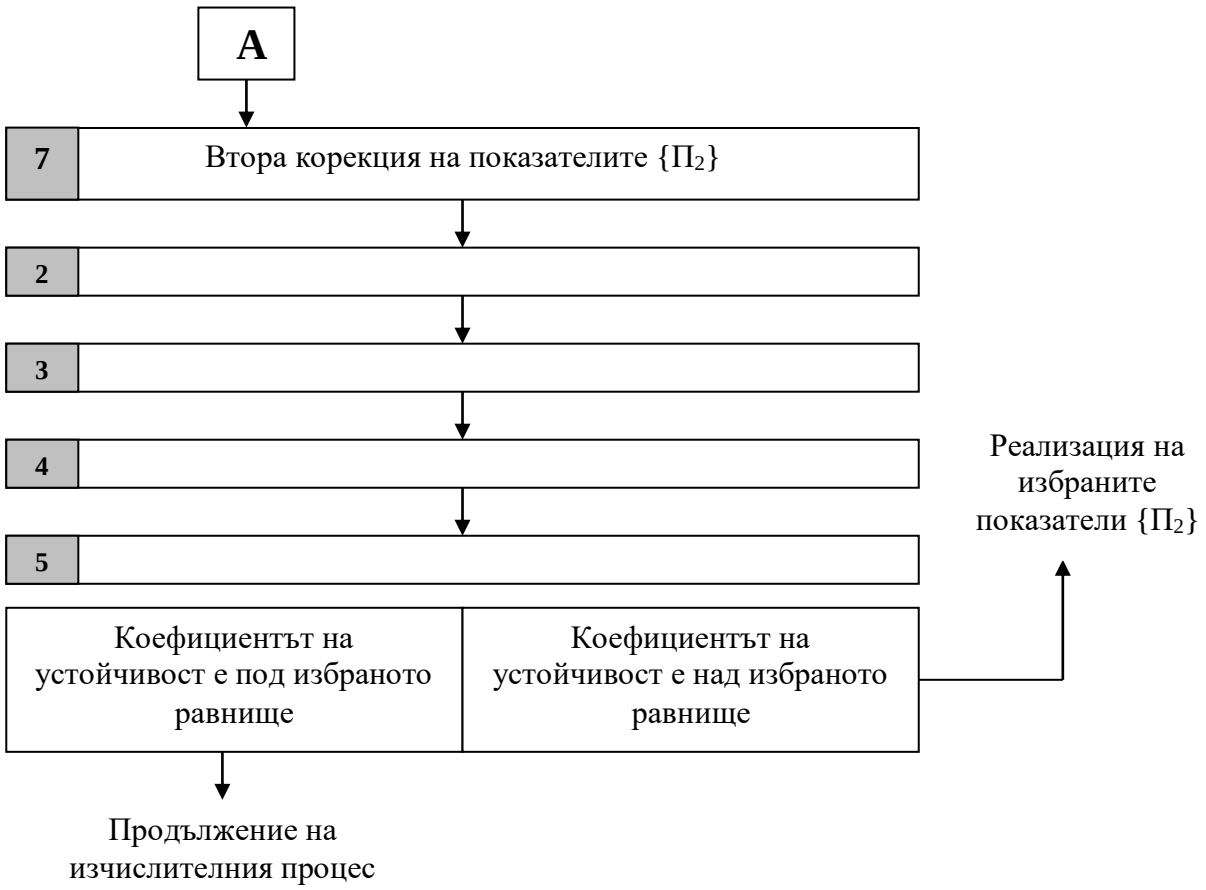
Информационни елементи

Физически елементи

1. Разрушаване на целици
2. Отлепване на плочи от тавана на камерата
3. Отлепване на блокове от страничните стени
4. Нарушаване на устойчивостта на подготвителните изработки
5. Подработване на отгоре лежащия масив.
6. Надработване на масива
7. Други нарушения

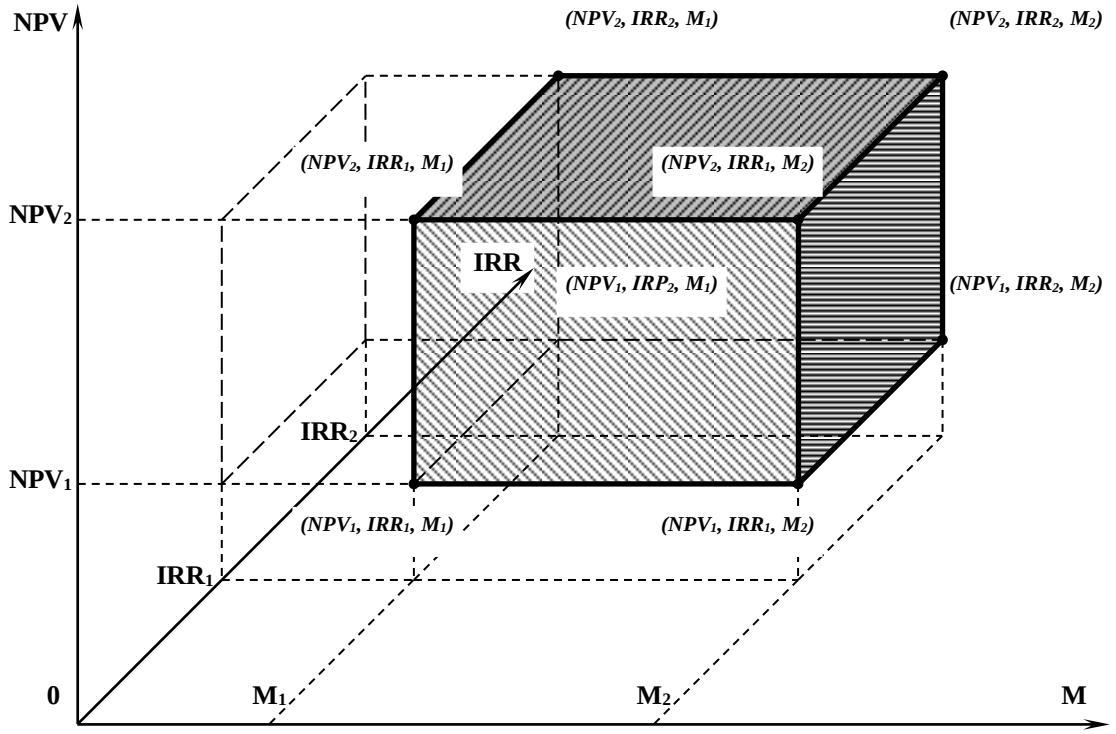
Фиг. 2. Структурна система на процедура за избор на добивна технология по геомеханични фактори

1
Въвеждане на базовите показатели {П}
2
Определяне на опасните зони на разрушаване на конструктивните елементи на системата на разработване
3
Анализ на напрегнато и деформирано състояние в опасните зони на разрушаване: ефективни напрежения; зони на концентрация на напрежения; характер и големина на деформациите
4
Корекция на механичните показатели, характеризиращи преходното състояние на средата (еластичност, вискозност, пластичност, латентни състояния)
5
Оценка на устойчивото състояние при предварително зададено равнище на коефициента на устойчивост
Коефициентът на устойчивост е под избраното равнище
Коефициентът на устойчивост е над избраното равнище
Реализация на избраните показатели {П}
6
Първа корекция на показателите {П1}
2
3
4
5
Коефициентът на устойчивост е под избраното равнище
Коефициентът на устойчивост е над избраното равнище
Реализация на избраните показатели {П1}
A



Фиг. 3. Структурна схема на изчислителния процес в системната процедура за избор на добивна технология по геомеханични фактори

фактор е сведен до минимум: практически не се налага нито съставяне на множество критерии, нито експертна оценка за определяне на тяхната тежест в общата процедура. На фиг.4 е показана схема на паралелепипеда на ограничаващите условия. Оста на природните ограничаващи условия включва изменението на дебелината *M* на рудното тяло като фактор за приложимостта на дадена технология. Тук е възможно да се използват и други фактори: устойчивост на рудата и страничните скали, хидравличен радиус, определящ устойчивите размери на откритите пространства, ъгъл на наклона, дълбочина на разработване (характер на напрегнатото състояние на ненарушения масив). Оста на икономическите ограничаващи условия включва сегашната нетна стойност *(Net Present Value)* като най-често прилаган метод за оценка при превеждане на доходите и инвестиционните разходи към определен момент от време-обикновено към началото на влагане на инвестициите (Шушулова, Шушулов, 2003). В зависимост от конкретните особености на процедурата за избор на добивна технология е възможно използването на други икономически категории. Но в основата на всяка една от тях ще залегне структурата на производствените разходи *R(q)*, разгледани по-горе. Оста на организационните ограничаващи условия отразява избрания ред за развитие на минните работи в рамките на добивния участък. Въз основа на прилаганата добивна технология и изготвения календарен план, времето за изземване на запасите ще се изменя в твърде широки граници (например при технология със запълване или обрушаване на добивното пространство). С отчитане на изменението на качеството на добиваната руда, цените на металите на световните борси, рентабилността на инвестиционните проекти, подходящо е в качеството на ограничаващо условие да се използва показателят вътрешна норма на възвръщаемост *(Internal Rate of Return)*. Този показател изравнява алгебричната сума на дисконтираните положителни и отрицателни парични потоци (Митев 2003). Определянето на *IRR* има особено важно място в общия анализ на приложимите добивни технологии. На базата на определения срок за разработване на даден участък, както и на очакваните темпове в изменението на цените на металите на световните борси, може да се оценява и друг организационен фактор – адаптивността на добивната технология към евентуално изменение на нейните конструктивни елементи. На този етап задачата се свежда до определяне на размерите на паралелепипеда на ограничаващите условия. Уравненията на неговите стени се извеждат чрез линейни интерполации на функционалните зависимости, които неизбежно съществуват между величините, нанесени върху трите оси на пространствената координатна система. По-нататъшният



Фиг. 4. Формиране на ограничаващи условия за определяне на оптималното решение

път на развитие на тази процедура се свежда до анализ на съотношението между отделните страни на паралелепипеда (анализ и оценка на формата, големината на обема, ориентация в пространството и др.) с оглед определяне на тежестта на отделните групи ограничаващи условия. Не по-маловажно продължение е използването на полиноми от по-висока степен за извеждане на подходящи аналитични изрази на формиралите се пространствени тела като алтернатива на паралелепипеда.

Заключение

Върху основата на КЦС като най-добро техническо решение за разработване на мощни рудни тела е изграден подходящ модел на добивна технология. Природата на всяка добивна технология е такава, че тя се развива в режим на постоянна конфликтна ситуация. От една страна е динамиката на променящите се природни условия и цените на металите (влияещи върху крайните финансови резултати). От друга е голямата инертност на системата на разработване като обект на управление. За да се сведе до минимум субективният фактор при избора но оптимална добивна технология се приема пространствена координатна система, чиито оси характеризират ограничаващите условия: природни, икономически, организационни. По този начин се формира паралелепипед на ограничаващите условия. Неговата форма и големина определят тежестта на всяко едно от тези условия.

Сложните процеси, свързани с анализа и оценката на получените решения показват, че най-добрият път за избор на оптимална добивна технология е: генерирани на множество допустими варианти – избор на група от предпочитани варианти – технико-икономически анализ на групата предпочитани варианти. По този маршрут на изследователския процес съществено място заема структурата на производствените разходи. Тяхната големина е непосредственият критерий за равнището на добивните работи. Заедно с разходите за ПНР и щетите от загубите и обедняването, те формират комплексния модел на добивна технология като база за сравнение и оценка.

Литература

Зыков, А.А. 1987. Основы теории графов. “Наука” , Москва.

Михайлов, Г.А. 2003. Процедура за избор на оптимална добивна технология с отчитане на влиянието на коефициентите на извличане и изменение на качеството на добитата руда. Годишник на Минно-геоложкия университет “Св.Ив.Рилски”, том 46, св.II, “Добив и преработка на минерални суровини”.

Михайлов, Г.А. 2005. Модел на подготвително-нарезни работи при подземно разработване на рудни находища. Годишник на Минно-геоложкия университет “Св.Ив.Рилски”, том 48, св.II, “Добив и преработка на минерални суровини”.

Шушулова, Ив., Г.Шушулов. 2003. Възможности за гъвкаво отразяване на динамиката в технологичната и икономическа среда при оценката на техническите решения в минно-добивната промишленост. Годишник на Минно-геоложкия университет “Св.Ив.Рилски”, том 46, св.IV “Хуманитарни и стопански науки”.

Митев, В. 2003. Класификация на методите за оценка на инвестиционни проекти в минния отрасъл. Годишник на Минно-геоложкия университет “Св.Ив.Рилски”, том 46, св.IV “Хуманитарни и стопански науки”.

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ВЪРХУ ЕДНА ИДЕЯ ЗА КАМЕРНА СИСТЕМА НА РАЗРАБОТВАНЕ И НЕЙНАТА ПРОЕКТНА РЕАЛИЗАЦИЯ

Кръстю Дерменджиев, Георги Стоянчев

[1]Минно-геоложки университет "Св.Иван Рилски", София 1700, България , E-mail: krderm@mgu.bg

РЕЗЮМЕ. Първоначалната идея за проектиране на различни системи и добивни технологии се променя в процеса на анализа на изходните условия и ограничения и конструирането на идейни решения. Тези необходими промени най-силно се налагат при реалното конструиране на вариантните решения за основните характеристични елементи на участъковата добивна технологична схема и особено при симулацията на тази схема в реални условия. В подкрепа на горното в доклада е представено развитието на една първоначална идея за камерна система с къси камери и последващото й трансформиране в система с дълги камерни изработки. При симулирането на участъковата технологична схема са определени очакваните технико-икономически резултати, въз основа на които е наложено решението за прилагане на две различни добивни технологични схеми в две части от камерната изработка.

ABOUT AN IDEA FOR DEEPER BORD-AND-PILLAR METHOD OF MINING AND IT PROJECT REALIZATION

Krastu Dermendjiev, George Stoianchev
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilsky", Sofia 1700, Bulgaria, e-mail: krderm@mgu.bg

ABSTRACT. The first idea for the project of the different mining systems and technologies in the analytical process of the starting conditions, limitations and the coming decision's construct are changed. It is needed mainly on the reality construct of deferent decisions for part mining technology's fundamental parameters and especially when this technology is simulated in reality conditions. To the support above at the paper is presented the development of an idea for deeper bord-and-pillar method with short rooms and next it transforms into the dept bord system of mining. By the simulation of part technological scheme are fixed technical and economical results. Thus the decision to the application of two different mining technological schemes into two bords methods of mining are imposed.

В минната практика често се налага да бъдат разработвани сравнително малки участъци от рудничното поле. В повечето случаи, това са участъци, останали извън полетата, обект на разработване със съвременен добивни технологии, предпазни стълбове и др. Те се характеризират със сложна конфигурация и усложнени минно-геоложки и миннотехнически условия.

При разработването на такива участъци е оправдан стремежът да бъдат използвани производителни системи и добивни технологии със сравнително добра ефективност, но с изискването да бъдат използвани съществуваща техника и оборудване, техническият и технологичен опит в рудника.

В такива случаи, предпроектно, оценката и изборът на решение за участъкова добивна технологична схема е сложен процес, при който първоначалните идейни предложения могат да претърпят силна промяна.

Нека проследим проектния процес при реализацията на една идея за камерна система и добивна технология за условията на мина „Оброчище".

Обект на проектиране и внедряване е камерна система, с комбайнова добивна технология в условия, характеризиращи се с набор от ограничения, изразяващи се в следното:

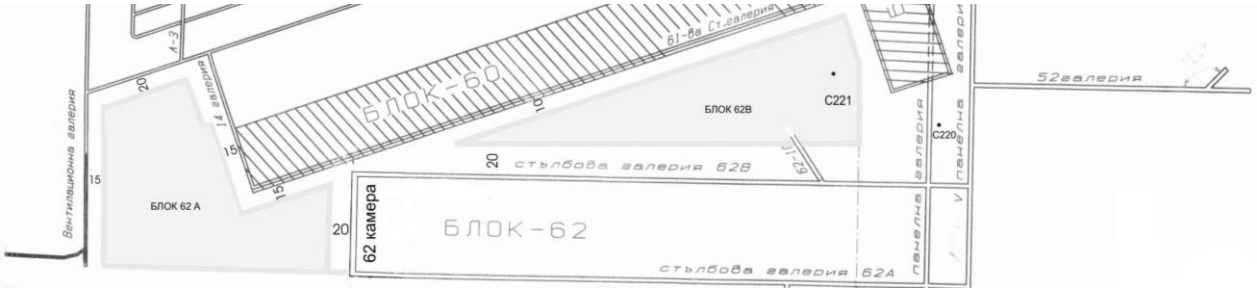
- мрежата от подготвителните, нарезни и добивни изработки да бъде вписана в участъци със сложна конфигурация , (фиг.1).
- изкопните работи в подготвителните, нарезните и добивните изработки да се осъществяват с проходческия комбайн АМ-50;
- за осигуряване на устойчивостта на подготвителните и нарезни минни изработки да се прилага в максимална степен наличния и използван в рудника крепеж, като: тип на профила; конструкция на рамката; вид на обшивката; вид на разпънките и др.;
- за осигуряване на крепенето и управлението на скалния натиск в добивните изработки може да бъдат използвани наличните в мината хидравлични стойки с външна хидравлика и оборудването за тяхното обслужване;
- транспортно-претоварващата функция между галерийния комбайн и основното транспортно средство да се осъществява с наличните и ефективно използвани претоварачи;
- като основни транспортни средства в дълги подготвителни и нарезни изработки да се използват усвоените в рудника гумено-транспортни ленти "ГТЛ" в режим на удължаване и скъсяване;
- вентилацията да бъде осъществявана за сметка на общорудничната депресия, чрез вентилатори за местно проветряване;

- запазване и използване в максимална степен на организационно-технологичната структура и опит на предприятието.

В тези условия беше лансирана идеята за разработване и внедряване на проект за камерна система на разработване с комбайнова добивна технология в участъка, показана на фиг. 2, като бе възприет обратен ред на подготовка и отработване на участъка.

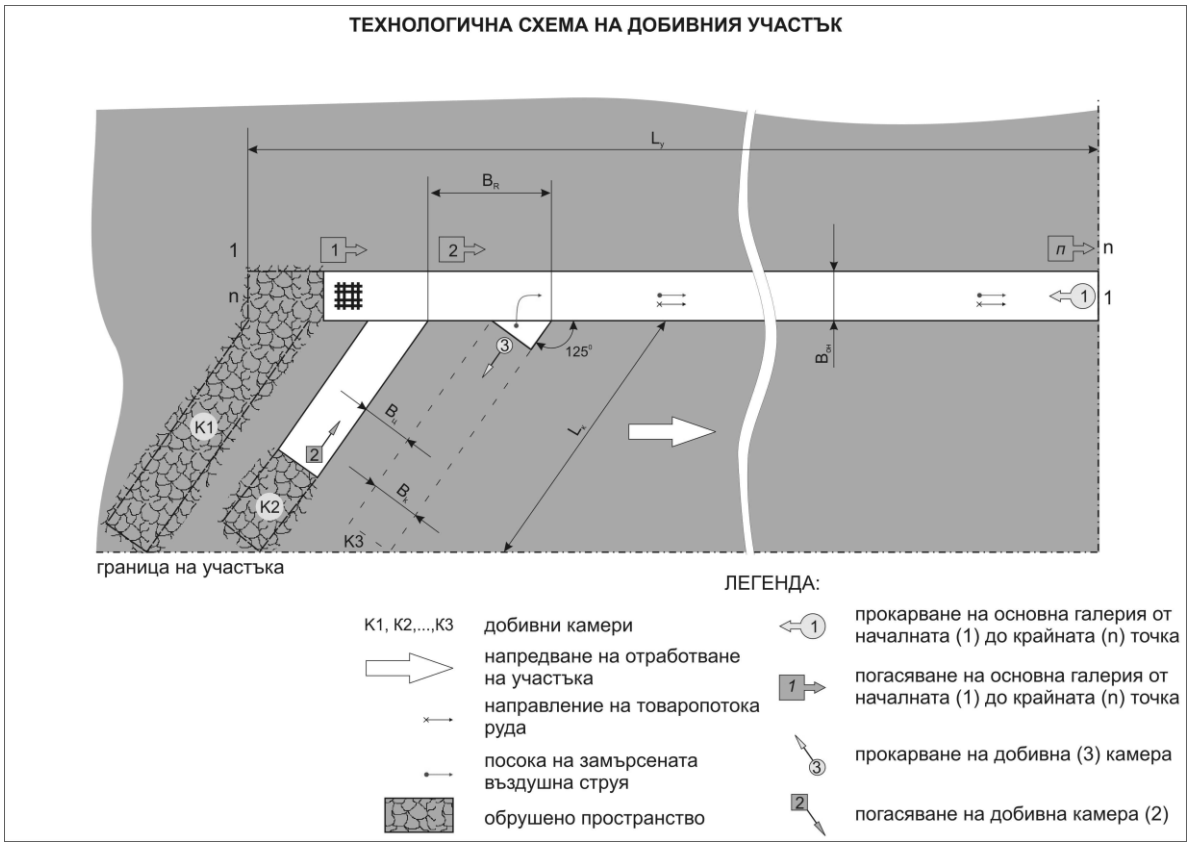
За проектната реализация на идеята беше формирана укрупнена изчислителна схема с определяне на основните елементи-позиция-модули на системата и характерните за тях параметри (фиг.3).

При симулиране на различни алтернативни решения, чрез нарочно създадена електронна таблица на база "Excel", бяха определени различни очаквани технико-икономически показатели (табл.1). Въз основа на тези показатели, както и от графичната реализация на вариантите беше установено следното:



Фиг.1. Конфигурация на участъците, обект на разработване

- иззети пространства; - запаси за изземване; - прокарани изработки



Фиг.2

- при късите камери – до 30 m, се увеличава обемът на кръстовите операции;
- коефициентът на извличане е нисък;
- управлението на скалния натиск е сложно.

За елиминиране на тези недостатъци се стигна до идеята за дълги комбинирани камери с добивна част и демонтажна част за погасяване. Тази технологична схема, в рамките на бл.62А, е показана на фиг.4.

Камерните изработки се вписват в конфигурацията на участъка, като дължината им може да варира от 30 до 180 m. Тези изработки са разделени на два участъка: участък тип „А” и участък тип „В”. Участъкът тип „А” се прокарва като обикновена подготвителна изработка и е закрепена с арков крепеж. На обратния ход тази част се погасява, чрез демонтиране на крепежа. Участъкът тип „В” е с постоянна дължина от 30 m и намалено сечение. Обслужва се от сдвоен претоварач без удължаване на гумено-транспортната лента. Крепенето се осъществява с инвентарен рамков крепеж от хидравлични стойки и метални капи. На обратния ход крепежа се демонтира и с комбайна „заразно” се изземва част от пласта в горнището и странично. Ликвидирането на камерата е чрез пълно обрушаване. Прието е група от камера и камерен целик да образуват камерен панел.

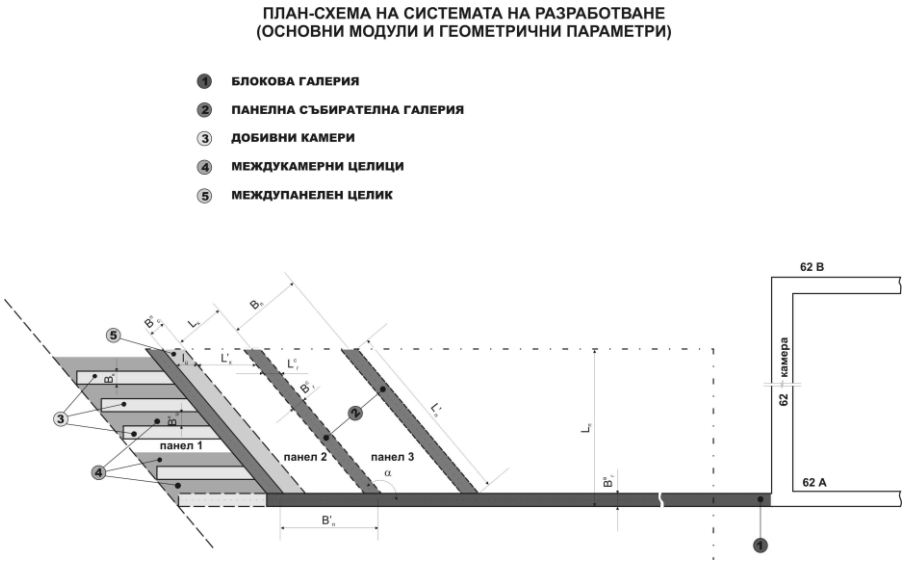
Наименованието на отделните елементи на технологична схема и съответните обозначения и параметри са представени на фиг.4 и табл.2.

За определяне на очакваните технико-икономически показатели, беше създадена конкретна изчислителна схема, базирана на електронна таблица.

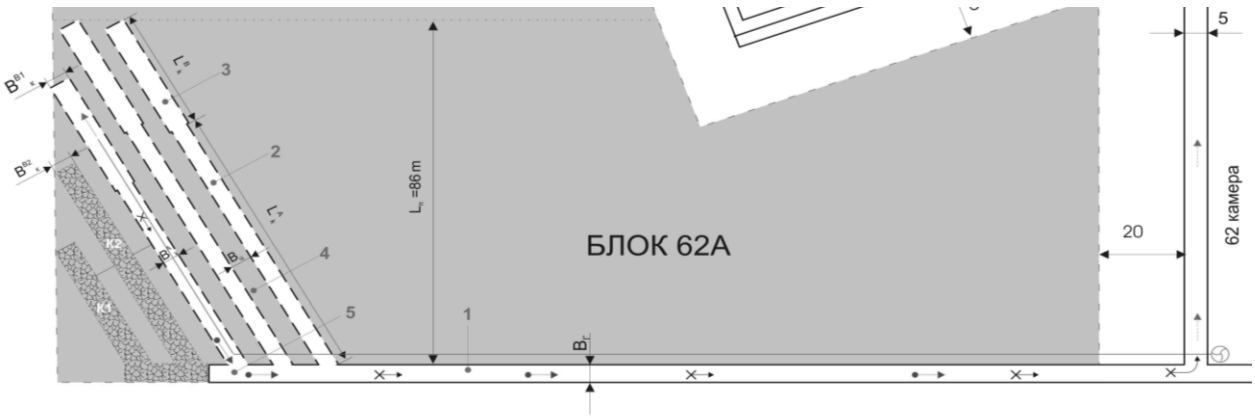
При симулиране на вариантните решения за система с дълги комбинирани камери, както и разположението на камерите и тяхната променлива дължина в полето (табл.2) беше установено силното влияние на дължината на погасяваната с демонтажни работи камера върху основните технико-икономически резултати на системата.

За установяване на това влияние, на базата на електронна таблица (табл.2) беше определено влиянието на $l_к$ върху:

- производителността на труда;
- извличането;
- доставката.



Фиг.3



Фиг.4.Технологична схема на добивния участък (блок 62А)
1 – блокова галерия; 2 – добивна камера участък “А”; 3 – добивна камера участък “В”; 4 – междукамерен целик; 5 – камерен кръст; - посока на товаропотока; - въздухопровод; - посока на замърсената въздушна струя; - посока на чистата въздушна струя

Таблица 1.

№	Основни технико-икономически показатели на системата		Мярка	Значения за вариант						
				I	II	III	IV	V	VI	VII
1	Средна дебелина на залежа	$m_{ср}$	m	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5
2	Средна плътност на полезното изкопаемо	$\gamma_{ср}$	t/m^3	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
3	Ъгъл на отклонение на подготвителната изработка	α	$....^0$	125	130	160	135	90	125	110
4	Работен-изчислителен ъгъл ,	β	$....^0$	55	50	20	45	90	55	70
5	Средна ширина на блоковата галерия,	$B^б_г$	m	4	4	4	4	4	4	4
6	Средна ширина на събирателната галерия	$B^с_г$	m	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5
7	Средна височина на блоковата галерия	$H^б_г$	m	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5
8	Средна височина на събирателната галерия	$H^с_г$	m	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2
9	Дължина на камерата	$L'_к$	m	30	30	30	30	30	30	30
10	Ширина на камерата	$B_к$	m	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5
11	Височина на камерата	$H_к$	m	3	3	3,2	3	3	3	3
12	Дебелина на панелен целик	$h_ц$	m	4	5	5	5	5	5	5
13	Дебелина на междукамерен целик	$B_ц$	m	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	4	4
14	Наклонена ширина на събирателна галерия	$L^с_к$	m	4	5	10	5	4	4	4
15	Наклонена ширина на панелен целик	$l_ц$	m	5	7	15	7	5	6	5
16	Наклонена ширина на панела	$B'_п$	m	39	41	55	42	39	40	39
17	Широчина на панела	$B_п$	m	32	31	19	30	39	33	37
18	Наклонена дължина на панела	$L'_п$	m	100	100	100	100	100	100	100
19	Дължина на панела	$L_п$	m	82	77	34	71	100	82	94
20	Количество запаси в панела	$Z_п$	t	22452	22037	13132	20799	26950	23152	25684
21	Количество загуби в междупанелен целик	$Z_{мп}$	t	2720	3406	3458	3413	3378	3400	3385
22	Количество на единични камерни загуби	$Z^е_{кз}$	t	30	36	118	43	0	30	16
23	Брой на камерите в панела	$N_к$	бр.	11	10	4	10	14	10	12
24	Общо количество на камерните загуби	$Z^о_{кз}$	t	334	373	508	409	0	312	187
25	Количество загуби в междукамерни целици	$Z_{мкз}$	t	9513	9282	4717	8656	11760	10502	11864
26	Общо количество на загубите в панела	Z_z	t	3085	13061	8683	12478	15138	14214	15436
27	Общо количество извлечени запаси	$Z_д$	t	19367	8976	4450	8322	11813	8939	10248
28	Общопанелен коефициент на извличане	K_η	t	0,86	0,41	0,34	0,40	0,44	0,39	0,40
29	Добита руда от блоковата галерия	$Q^б_г$	t	1096	1151	1536	1177	1078	1131	1093
30	Добита руда от събирателна галерия	$Q^с_г$	t	2167	2171	2209	2177	2150	2167	2156
31	Добита руда от камерите	$Q_к$	t	7012	6534	2899	6004	8640	6545	7557
32	Действително добита руда в панела	$Q_п$	t	10275	9856	6645	9357	11868	9842	10806
33	Действителен общопанелен коефициент на извличане	$\eta_п$		0,46	0,45	0,51	0,45	0,44	0,43	0,42

Таблица 2..
Таблица с технико-икономически показатели на вариантите на камерна система

№	Основни технико-икономически показатели на системата		Мярка	Значения за вариант						
				I	II	III	IV	V	VI	VII
1	Средна дебелина на залежа	$m_{ср}$	m	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5
2	Средна плътност на полезното изкопаемо	$\gamma_{ср}$	t/m^3	2,02	2,02	2,02	2,02	2,02	2,02	2,02
3	Ъгъл на отклонение на камерата	α	$....^0$	120	120	120	120	120	120	120
4	Работен-изчислителен ъгъл ,	β	$....^0$	60	60	60	60	60	60	60
5	Средна ширина в черно на блоковата галерия,	$B^б_г$	m	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2
6	Средна височина в черно на блокова галерия	$H^с_г$	m	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5	3,5
7	Дължина на камерен участък тип"А"	$L^A_к$	m	30	40	50	60	70	80	90
8	Средно сечение в черно на камерен участък тип "А"	$S^A_к$	m^2	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5
9	Дължина на камерен участък тип "В"	$L^B_к$	m	30	30	30	30	30	30	30
10	Средно иззето сечение в участък тип "В"	$B^B_к$	m	17,15	17,15	17,15	17,15	17,15	17,15	17,15
11	Средна ширина на междукамерния целик	$B^к_ц$	m	5	5	5	5	5	4	4
12	Средна ширина на камерната изработка	$B_к$	m	4	4	4	4	4	4	4
13	Обща ширина на камерен панел	$B^п_к$	m	9	9	9	9	9	8	8
14	Количество запаси в камерен панел	$Z^п_к$	t	4126	4763	5399	6035	6672	6496	7062
15	Количество загуби в междукамерния целик	$Z_{мп}$	t	2121	2475	2828	3182	3535	3111	3394
16	Общопанелен коефициент на извличане	K_η		0,49	0,48	0,48	0,47	0,47	0,52	0,52
17	Добита руда чрез блоковата галерия	$Q^б_г$	t	309	309	309	309	309	274	274
18	Добита руда чрез камерен участък тип"А"	$Q^A_к$	t	818	1091	1364	1636	1909	2182	2454
19	Добита руда чрез камерен участък тип "В"	$Q^B_к$	t	1039	1039	1039	1039	1039	1039	1039
20	Общо количество руда добито в камерата	$Q_к$	t	1857	2130	2403	2675	2948	3221	3494
21	Общо количество руда добито в камерен участък	$Q_{ку}$	t	2166	2439	2711	2984	3257	3495	3768
22	Коефициент на извличане в камерен участък	η		0,52	0,51	0,50	0,49	0,49	0,54	0,53

Заключение

При проектирането, оценката и изборът на рационална добивна технологична схема за подземен рудничен участък със:сложна конфигурация, ограничени размери и тежки минно-геоложки условия; изисквания за прилагане в максимална степен на използваните в практиката на мината техника, технически и технологичен опит и постигането на определени технико-икономически резултати е необходимо извършването на многостранен качествено-количествен анализ на вариантни решения на различни нива и за всички характеристични модули (елементи) на схемата.

За избягване на заблуждаващи идейни проектни предложения и свързаните с тях решения за модули те още в началния, условно-качествен етап на конструиране на вариантите е необходимо да бъдат правени точни геометрични построения, симулиране на технологичната схема в

рамките на участъка, както и извършване на многофакторен анализ.

При осъществяване на тези дейности, в цялостния етап на проектиране, се намалява броя на рационалните варианти, облекчава се оценъчния процес, постига се вътрешна оптимизация на вариантите и се избира за прилагане съответния рационален вариант. Изборът се извършва от инвеститора, на базата на критерии, повечето от които са били задавани от него, като изисквания и ограничения към проекта.

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

Литература

Проект за система и добивна технология за условията на рудник „Оброчище". „Евроманган" АД, Архив на „Евроманган" АД, май-юни, 2006.

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ТЕХНИЧЕСКИ СРЕДСТВА ЗА ОТДЕЛЯНЕ НА ДОБИВАНИТЕ БЛОКОВЕ ОТ СКАЛНИЯ МАСИВ

Ивайло Копрев, Атанас Атанасов

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

РЕЗЮМЕ. Разгледани са техническите средства за отделяне на добиваните блокове в нашите кариери, като особено място е отделено на новите технологии с ползването на водни и въздушни възглавници и хидротласкачи. Дадени са някои технически параметри с цел прилагането им в нашата практика.

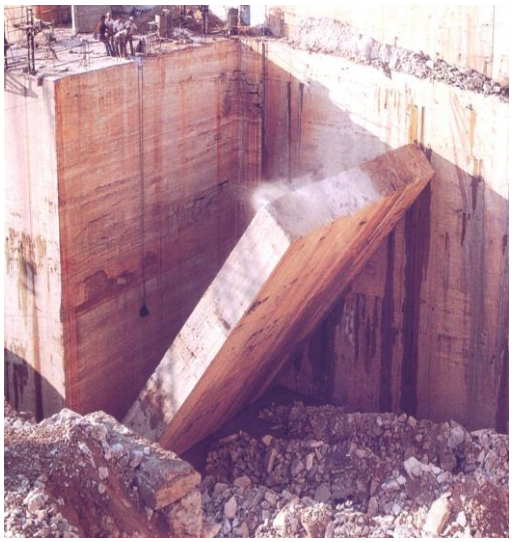
TECHNICAL RESOURCES FOR EXTRACTING STONE BLOCKS FROM ROCK MASSIVES

Ivaylo Koprev, Atanas Atanasov
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT. Here are examined the technical resources for extracting blocks from our quarries. Special attention is taken in to the new technologies using water bags, air bags and water- power plungers. There are presented some technical parameters of these equipments, in order to be used in our practice.

Въведение

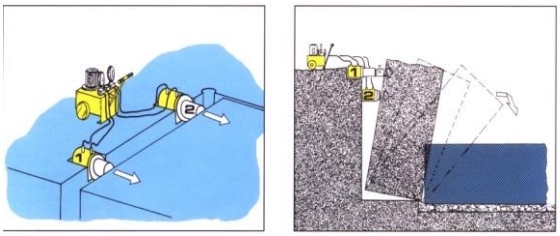
Отделянето на добитите блокове от скалния масив е последния процес при добива на скално – облицовъчни материали. В световната практика се използват различни технически средства за отделянето на блока – хирдротласкачи, гумени и метални "възглавници" (фиг.1).



Фиг.1. Отделяне на добит блок от скалния масив

Описание на съществуващите технологии

Хидротласкачите представляват бутала с определен ход (от 50 до 300 mm) които се поставят в предварително издълбано гнездо в скалния масив с размери 290 x 230 x 230 mm (фиг.2). Те могат да изтласкат блок с тегло до 300 t. Състоят се от маслена станция и два крика (Capuzzi, 1992). С тях могат да се отделят скални блокове с полезна дължина, до 10 – 30 m. За тази цел в здравия скален масив се правят няколко гнезда по дължината на блока, което е свързано с допълнително нарушаване целостта на добиваните блокове. В нашата практика са използвани хидроизтласкващи агрегати „Титано" и „Зампана" (Италия) и българските ХИ – 11 с изтласкваща сила 150 – 180 t. Те разполагат с хидравлични станции с бутални помпи за налягане до 100 MPa, с електродвигатели с мощност 4 KW и изтласкващ орган (крик) с ход 50 – 300 mm.



Фиг.2. Технологична схема на отделяне на добитите блокове от скалния масив с хидротласкачи

Основните технически характеристики на хидротласкачите са дадени в таблица 1.

Основен недостатък при използване на хидротласкачите е спомагателния процес по направата на гнездо за крика, което води до загуба на време и повишаване на технологичните загуби от добива с 0,1 m^3 на всеки добиван блок.

При височина на добиваното стъпало H = 5 m и широчина на ламелата b = 1,4 m, максималната дължина на блока, който може да се отдели от масива е 15 m, с обем 105 m^3. При височина на стъпалото H = 2,5 m дължината на отделяните блокове може да бъде 20 – 30 m. Времето необходимо за направата на едно гнездо е до 75 min. За изтласкване на един блок са необходими най-малко две гнезда. За самото отделяне на един блок с дължина 15 m са необходими до 25 min. За една смяна с продължителност T_{cm} = 8 h, производителността на един хидротласкач е до 240 m^3/см. Както се вижда, спомагателните работи са значителни по време, в сравнение с времето за отделяне на блока. Един хидроизтласкващ агрегат за една година при 200 броя работни смени, може да осигури отделяне от масива на 48 000 m^3 скална маса или добива на 19 200 m^3 блокове при рандеман 40 % (Атанасов, 2003).

Основното предимство на хидротласкачите пред останалите технически средства за отделяне на блокове е многократната му употреба. В нашите кариери има хидротласкачи, които се ползват над 10 години.

В края на 90-те години в Италия са създадени така наречените въздушни "възглавници". Те представляват каучукови изделия с размери от 1400 x 800 x 9 mm до 2800 x 1600 x 9 mm. Въздухът се подава под налягане до 3 Atm. Максималното разстояние, на което премества отрязания блок е 450 mm.

На фиг. 3 и 4 е показана технологията за отделяне на блокове с въздушни "възглавници".

Фиг.3. Технологична схема на отделяне на блокове от скалния масив с каучукови въздушни "възглавници"

Фиг.4. Технологична схема на отделяне на блокове от скалния масив с каучукови въздушни "възглавници"

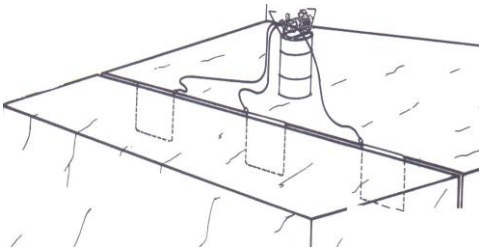
По препоръка на производителите в един разрез се използва максимум до три възглавници в зависимост от неговата дължина (до 10 m).

Недостатъците на каучуковите "възглавници" са трудното им поставяне в разреза и еднократната им употреба, което води до оскъпяване на добива на блокове. Някои технически параметри са дадени в таблица 1.

За намаляване себестойността на процеса по отделяне на добиваните блокове сега се използват метални "възглавници", които се пълнят с водата. Те имат най – голямо приложение защото :

1. Не нарушават целостта на блока.
2. Теглото им е малко.
3. Широчината им е само 2 mm.
4. Лесно се поставят в разрезите от „диамантено" или хеликоидално въже.
5. Налягането което създават с при пълненето с вода достига 30 Atm.
6. Не изискват поддръжка.
7. Цената им е по-ниска от каучуковите "възглавници" (Zusi, 1999).

На фиг. 5 и 6 е показана технологията за отделяне на блокове с водни метални "възглавници".



Фиг.5. Технологична схема на отделяне на добитите блокове от скалния масив с метални водни "възглавници"

Фиг.6. Технологична схема на отделяне на блокове от скалния масив с метални водни "възглавници"

В нашата практика са използвани въздушни и водни възглавници на фирмите "Бенети" и "Пелегрини" (Италия) с изтласкваща сила 100 – 120 t. Те разполагат с помпи за създаване на налягане до 30 Atm и електродвигател с мощност 2 KW (Zusi, 1999).

При използване на възглавници за отделяне на блокове от скалния масив параметрите на добивното стъпало са: височина на добиваното стъпало H = 5 m и широчина на ламелата b = 1,4 m, максималната дължина на блока,

който може да се отдели от масива е 6 m, с обем 42 m^3. При височина на стъпалото H = 2,5 m дължината на отделяните блокове може да бъде 12 m. За отделяне на един блок с дължина 6 m са необходими до 45 min. Технологията за отделяне на блокове с въздушни и водни "възглавници" позволява да се достигне сменна производителност до 250 m^3/см. С използването на въздушните и водни възглавници за една година при 200 броя работни смени, може да осигури отделяне от масива на 50 000 m^3 скална маса или добива на 20 000 m^3 блокове при рандеман 40 %.

Таблица 1.

Техни-чески средства за отделяне на блокове	Габарити, mm			Тегло, kg	Разс-тояния на отде-ляне, mm	Време за отделяне на добития блок, min	Цена, лв
	a	h	b				
Хидро-тласкач	290-340	230	230	70 - 105	50 - 300	25	15 000
Въздушна възглав-ница	1400 - 2800	800 - 1600	9	5	450	45	10
Водна възглав-ница	400 - 1200	400 - 1200	2	8	300	45	5

Изводи

1. За отделяне на един работен блок при височина на стъпалото H = 2,5 m и дължина 12 – 15 m при използване на ходротласкачи е необходимо 2 пъти повече време (90 min) в сравнение с прилагането на въздушни и водни "възглавници" (45 min).
2. За смяна се постига еднаква производителност до 240 – 250 m^3/см с тези технически средства за отделяне на блокове от скалния масив.
3. Разходите за отделяне на 1 m^3 скална маса с хидротласкачи са по-малки (средногодишно около 1500 ÷ 2000 лв.) в сравнение с тези при използване на водни и въздушни "възглавници" (за година до 5000 лв).
4. По-големите разходи за отделянето на скални блокове с въздушни и водни "възглавници" се компенсират със по-малкото време за спомагателни операции (45 min за смяна) и по-малките загуби на запаси (при средно с 0,1 m^3/m^3 на всеки добиван работен блок при отделянето на скални блокове с хидротласкачи). При добив на 48 000 m^3 скална маса реално няма да се реализира продукция от 1920 m^3 варовикови блокове. При цени 350 лв/m^3, загубите от нереализирана продукция ще са около 672000 лв/год., ако се използват хидротласкачи.

В заключение може да се отбележи, че използването на различни технически средства за отделяне на блокове от скалния масив е важен момент от цялостния процес на добив на скално блокове. Правилният избор на тези средства може да доведе до повишаване ефективността на добива и обратно да доведе до значително забавяне в процеса на отделяне на добития блок и повишаване на себестойността му за сметка на по-малката производителност на скални блокове за смяна (година) и нереализираната продукция поради допускане на технологични загуби скална маса.

Затова предлагаме масово внедряване на въздушните и водни възглавници вместо хидротласкачи в нашите кариери.

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

Литература

Атанасов А. 2003. Открит и подводен добив на нерудни полезни изкопаеми. С.

Capuzzi Q. 1992. Modern technology and machinary for marble quaring, Livorno.

Zusi G. 1999. Planet stone, Verona.

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ОПРЕДЕЛЯНЕ СТОЙНОСТТА НА РАЗРЕЗИТЕ ПРИ ДОБИВАНЕ НА СКАЛНИ БЛОКОВЕ С КАМЕНОРЕЗНИ МАШИНИ

Атанас Атанасов, Ивайло Копрев

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

РЕЗЮМЕ. В статията се предлага формулен апарат за определяне стойността на разрезите при добиване на скални блокове с каменорезни машини. С отчитане стойността на разрезите за добиване на 1 m³ скална маса при проектирането на кариери по-лесно могат да се сравняват и избират рационални технологии с различни типове каменорезни машини и параметри на системите на разработване.

DETERMINATION OF THE VALUE FOR SECTION OF STONE BLOCKS WITH CUTTING MACHINES

Atanas Atanasov, Ivaylo Koprev
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT. In this article is propound an analytical device for determination of the value for section of stone blocks with cutting machines for extraction. Reading the value of the section per 1 m³ rocks in quarries projecting, makes easier the comparison and selection of a rational technologies using different types of cutting machines and parameters of the system.

Въведение

При добива на скални блокове с каменорезни машини основен технологичен процес е рязането на скалите. За добиване на един скален блок от масива е необходимо отделянето му чрез разрези в три взаимно перпендикулярни направления. За това с каменорезни машини се извършват напречни вертикални разрези, надлъжни вертикални разрези и хоризонтални разрези на всяко добивно стъпало. Редът на извършването им може да бъде различен в зависимост от типа на каменорезната машина. Най-често се прокарват два или един напречен разрез, след това хоризонталния и накрая вертикалните надлъжни разрези с една или две каменорезни машини. При дисково-фрезните машини се прокарват редица напречни разрези по дължината на работния блок (фронт), а след това едновременно другите два разрези. При верижните каменорезни машини последователно се извършват хоризонталните и вертикални разрези, като машината която извършва хоризонталните разрези трябва да изпреварва най-малко с 5 m тази, която извършва вертикалните надлъжни разрези. Накрая се прокарват вертикалните напречни разрези. При каменорезните машини с "диамантено" въже (въжените каменорезни машини) една машина последователно извършва всички разрези, като първо се извършват напречните вертикални разрези, после хоризонталните и накрая вертикалните надлъжни разрези след прокарване на сондажи за въжето.

При прокарване на нарезни траншеи (флангови или централни) с триъгълно или правоъгълно (трапецовидно) сечение първо се прокарват напречните вертикални разрези, а след това хоризонталните. Вертикалните надлъжни разрези се извършват по пробивно-клинов начин или по взривен начин. По-малко се прилагат безвзривни начини за извършването им. Когато траншеите имат правоъгълно сечение те се извършват първи, а след тях хоризонталните разрези.

При комбинираните технологии за добив на блокове хоризонталните разрези се извършват с верижни каменорезни машини, а вертикалните с въжени каменорезни машини, като първо се прокарват вертикалните разрези.

Математическа формулировка на задачата. Методика за изследване

Площта на разрезите за добиване на един скален блок от масива е:

- на вертикалните напречни разрези

$$S_в = bh \text{, m}^2 \quad (1)$$

- на вертикалните надлъжни разрези

$$S_{вн} = l_{бл} h \text{, m}^2 \quad (2)$$

- на хоризонталните разрези

$$S_x = b l_{бл} \text{, m}^2 \quad (3)$$

където: $l_{бл}$, b, h са параметрите на добивания блок, дължина, широчина и височина, m; h е най-често

височината на добивното стъпало, m; b е широчината на ламелата по дължината на работния фронт на стъпалото, m.

Обемът на добивания блок скална маса е:

$$V_{бл} = l_{бл} hb \text{, m}^2 \quad (4)$$

където: $l_{бл}$ може да бъде и дължината на един работен блок на стъпалото или част от дължината на работния фронт на стъпалото, m.

Необходимата площ на разрезите за добиване на 1 m³ скална маса (относителен разход на разрези) е:

- на вертикалните надлъжни разрези

$$l_{овн} = \frac{S_{вн}}{V_{бл}} = \frac{l_{бл} h}{l_{бл} hb} = \frac{1}{b} \text{, m}^2/\text{m}^3 \quad (5)$$

- на хоризонталните разрези

$$l_{ох} = \frac{S_x}{V_{бл}} = \frac{bl_{бл}}{l_{бл} hb} = \frac{1}{h} \text{, m}^2/\text{m}^3 \quad (6)$$

- на вертикалните напречни разрези

$$l_{ов} = \frac{S_в}{V_{бл}} = \frac{bh}{bhl_{бл}} = \frac{1}{l_{бл}} \text{, m}^2/\text{m}^3 \quad (7)$$

Времето за извършване на разрезите за добиване на 1 m³ скална маса от едно стъпало (работен блок) е:

- на вертикалните надлъжни разрези

$$t_в = \frac{l_{ов}}{Q_{чв}} \text{, h/m}^3 \quad (8)$$

- на хоризонталните разрези

$$t_x = \frac{l_{ох}}{Q_{чх}} \text{, h/m}^3 \quad (9)$$

- на вертикалните надлъжни разрези

$$t_{вн} = \frac{l_{овн}}{Q_{чвн}} \text{, h/m}^3 \quad (10)$$

където: $Q_{чв}$, $Q_{чх}$ $и$ $Q_{чвн}$ са часовите производителности на каменорезната машина при извършване на вертикални напречни, хоризонтални и вертикални надлъжни разрези, m²/h.

Стойност на разрезите за добиване на 1 m³ скална маса от едно стъпало (работен блок):

- на вертикалните напречни разрези

$$C_в = t_в \frac{P_{мсм}}{T_{см}} = \frac{l_{ов} P_{мсм}}{Q_{чв} T_{см}} = \frac{P_{мсм}}{l_{бл} Q_{чв} T_{см}} \text{, лв/m}^3 \quad (11)$$

- на хоризонталните разрези

$$C_x = t_x \frac{P_{мсм}}{T_{см}} = \frac{l_{ох} P_{мсм}}{Q_{чх} T_{см}} = \frac{P_{мсм}}{hQ_{чх} T_{см}} \text{, лв/m}^3 \quad (12)$$

- на вертикалните надлъжни разрези

$$C_{вн} = t_{вн} \frac{P_{мсм}}{T_{см}} = \frac{l_{овн} P_{мсм}}{Q_{чвн} T_{см}} = \frac{P_{мсм}}{bQ_{чвн} T_{см}} \text{, лв/m}^3 \quad (13)$$

където: $P_{мсм}$ са разходите на машината за смяна (стойността на машиносмяната на една каменорезна машина), лв/см; $T_{см}$ е продължителността на работната смяна (работно време на смяната в даден рудник или кариера), h.

Общото време за извършване на разрезите за добиване на 1 m³ скална маса от едно стъпало (работен блок) е:

- при добиване на скални блокове с верижни каменорезни машини

$$t_{об_в} = t_в + t_x + t_{вн} = \frac{l_{ов}}{Q_{чб}} + \frac{l_{овх}}{Q_{чх}} + \frac{l_{овн}}{Q_{чвн}} =$$

$$= \frac{1}{l_{бл} Q_{чв}} + \frac{1}{hQ_{чх}} + \frac{1}{bQ_{чвн}} \text{, h/m}^3 \quad (14)$$

ако приемем, че $Q_{чв} \approx Q_{чвн}$, получаваме:

$$t_{об_б} = \frac{1}{hQ_{чх}} + \frac{b + l_{бл}}{Q_{чв} bl_{бл}} \text{, h/m}^3 \quad (15)$$

- при добиване на скални блокове с въжени каменорезни машини с "диамантено въже"

$$t_{об_{вж}} = t_в + t_x + t_{вн} = \frac{1}{l_{бл} Q_{чв}} + \frac{1}{hQ_{чх}} + \frac{1}{bQ_{чвн}} \text{, h/m}^3 \quad (16)$$

Определяне на общата стойност на разрезите за добиване на 1 m³ скална маса от едно стъпало (работен блок) с верижни каменорезни машини:

$$C_{об.вер.} = t_{обв} \frac{P_{мсм}}{T_{см}} = \left(\frac{1}{hQ_{чх}} + \frac{b + l_{бл}}{bl_{бл} Q_{чв}} \right) \frac{P_{мсм}}{T_{см}} \text{, лв/m}^3 \quad (17)$$

където: $Q_{чх}$, $Q_{чв}$ – часовата производителност на верижната каменорезна машина при извършване на хоризонтални и вертикални разрези, m²/h.

Определяне на общата стойност на разрезите за добиване на 1 m³ скална маса от едно работно стъпало (работен блок) с въжени каменорезни машини:

$$C_{об.въж.} = t_{обвж} \frac{P_{мсм}}{T_{см}} = \left(\frac{1}{hQ_{чх}} + \frac{1}{l_{бл} Q_{чв}} + \frac{1}{bQ_{чвн}} \right) \frac{P_{мсм}}{T_{см}} \text{, лв/m}^3 \quad (18)$$

където: $Q_{чх}$, $Q_{чв}$, $Q_{чвн}$ са часовите производителности на въжената каменорезна машина при извършване на хоризонтални, напречни и надлъжни вертикални разрези, m²/h.

Таблица 1.
Технически характеристики на каменорезните машини

Тип на машината	Вид на добивания материал	Мощност, Hp	Часова производителност при вертикално рязане, m^2/ h	Часова производителност при хоризонтално рязане, m^2/ h	Скорост на движение на режещия инструмент, m / s	Тегло, kg	Цена, лв
Въжена резачка Benetti VIP 910	Варовик	50 – 75	8 – 12	6 – 8	0 – 40	1650	28000
Въжена резачка Pellegrini TD 50	Мрамор	53 – 63	8 – 10	6 – 8	0 – 40	1400	25000
Верижна каменорезна машина Benetti CSM 962	Варовик	85	6 – 8	6 – 8	0 – 12	7000	160000
Верижна каменорезна машина Pellegrini Ch 60	Мрамор	72	6 – 8	6 – 8	0 – 12	6000	160000

Параметри на работния блок:

1. При добиването на скални блокове с въжена резачка
1.1 Дължина L = 5 ÷ 7,5 m
1.2 Широчина B = 1,2 ÷ 1,7 m
1.3 Височина H = 2,5 ÷ 7 m

2. При добиването на скални блокове с верижни каменорезни машини
2.1 Дължина L = 10 ÷ 20 m
2.2 Широчина B = 1,2 ÷ 1,4 m
2.3 Височина H = 2,5 ÷ 3,0 m

Резултати от изследването

Определяне общата стойност на разрезите (лв/m^3) извършвани с въжени каменорезни машини Benetti VIP-910 при добиване на блокове с различни параметри и при продължителност на смяната $T_{см}$ = 8 h от врачански варовик в кариерите на "Хемус-М" АД, гр. Мездра.

Таблица 2.

№ по ред	$P_{мсм}$, лв/мсм	$Q_{чх}$, m^2/h	$Q_{чв}$, m^2/h	$H_{ст}$, m	$l_{бл}$, m	$b_{бл}$, m	$l_{отн}$, m^2/m^3	$C_{в}$, лв/m^3	$C_{х}$, лв/m^3	$C_{вн}$, лв/m^3	$C_{об}$, лв/m^3	V_{blok}, m^3	$C_{бл}$, лв/m^3	$V_{оф.бл.}$, m^3
1.	210	8	10	5	5	1,2	1,233	0,53	0,66	2,19	3,37	30	8,42	12
2.	210	8	10	5	5	1,4	1,114	0,53	0,66	1,88	3,06	35	7,64	14
3.	210	8	10	5	5	1,7	0,988	0,53	0,66	1,54	2,73	42,5	6,81	17
4.	210	8	10	5	6	1,2	1,200	0,44	0,66	2,19	3,28	36	8,20	14,4
5.	210	8	10	5	6	1,4	1,081	0,44	0,66	1,88	2,97	42	7,42	16,8
6.	210	8	10	5	6	1,7	0,955	0,44	0,66	1,54	2,64	51	6,59	20,4
7.	210	8	10	5	7,5	1,2	1,167	0,35	0,66	2,19	3,19	45	7,98	18,0
8.	210	8	10	5	7,5	1,4	1,048	0,35	0,66	1,88	2,88	52,5	7,20	21,0
9.	210	8	10	5	7,5	1,7	0,922	0,35	0,66	1,54	2,55	63,75	6,38	25,5

Определяне общата стойност на разрезите за добива на 1 m^3 скална маса с верижни каменорезни машини Benetti при различни параметри на работните блокове.

Таблица 3.

№ по ред	$P_{мсм}$, лв/мсм	$Q_{чх}$, m^2/h	$Q_{чв}$, m^2/h	$H_{ст}$, m	$l_{бл}$, m	$b_{бл}$, m	$l_{отн}$, m^2/m^3	$C_{в}$, лв/m^3	$C_{х}$, лв/m^3	$C_{вн}$, лв/m^3	$C_{об}$, лв/m^3	V_{blok}, m^3	$C_{бл}$, лв/m^3	$V_{оф.бл.}$, m^3
1.	350	6	8	2,5	10	1,2	1,333	0,55	2,92	4,56	8,02	30	20,05	12
2.	350	6	8	2,5	15	1,2	1,300	0,36	2,92	4,56	7,84	45	19,6	18
3.	350	6	8	2,5	20	1,2	1,283	0,27	2,92	4,56	7,75	60	19,37	24
4.	350	6	8	3,0	10	1,4	1,148	0,55	2,43	3,91	6,88	42	17,21	16,8
5.	350	6	8	3,0	15	1,4	1,114	0,36	2,43	3,91	6,70	63	16,75	25,2
6.	350	6	8	3,0	20	1,4	1,098	0,27	2,43	3,91	6,61	84	16,53	33,6

Резултатите от табл. 2 показват, че при добива на варовикови блокове при среден рандеман 40 % с въжени каменорезни машини общите разходи за извършване на разрезите за добив на 1 m^3 скална маса се изменят от 3,37 лв/m^3 до 2,55 лв/m^3 в зависимост от параметрите на добиваните блокове. Основен параметър, който влияе най-съществено на тези разходи е широчината на блока ($b_{бл}$) или това означава стойността (относителния разход) на вертикални надлъжни разрези (табл.2). Разходите за добив на 1 m^3 стандартен блок са от 6,38 лв/m^3 до 8,42 лв/m^3, при рандеман 40 % и дължина на въжето 30 m (табл.2). Най-ниски стойности се получават при добива на блокове с широчина 1,7 m и дължина 5, 6, 7,5 m при височина на стъпалото H = 5 m. Хоризонталните разрези имат еднаква стойност (H = const.)

Резултатите от табл. 3 показват, че при добива на скални блокове с верижни каменорезни машини параметрите на работните блокове се запазва същата тенденция на влияние на общите разходи на 1 m^3 скална маса (6,61 ÷ 8,02 лв/m^3) и на 1 m^3 стандартен блок (16,53 ÷ 20,05 лв/m^3). Тези разходи са по-големи от 2,59 до 3,14 пъти в сравнение с тези извършвани с въжени каменорезни машини. Най-големи са разходите за вертикалните надлъжни разрези (табл.3).

Получените резултати са много близки до тези от практиката в кариерите на “Хемус – М” АД, гр. Мездра. Те могат да ориентират специалистите към избор на най-рационални параметри на добиваните блокове.

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

Литература

Атанасов А. 2003. Открит и подводен добив на нерудни полезни изкопаеми. С.

Атанасов А. 2003. Ръководство за упражнения по открит добив на нерудни полезни изкопаеми. С.

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ЧЕЛНО ИЗТОЧВАНЕ В ЗАВИСИМОСТ ОТ КРИВИНАТА НА ЕЛИПСОИДИТЕ И КОНФИГУРАЦИЯТА НА ЗАГРЕБВАЩИЯ ОРГАН

Димитър Анастасов

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

РЕЗЮМЕ. В статията е дадено влиянието на конфигурацията на загребващия орган със странично изнесени и централно разположени центрове. Използвани са общите положения за кривината на елипсите, техните радиуси и координати.
На тази основа са показани принципни схеми на източване и формиране на странични и централно разположени елипсоиди. Получена е съответно и нова форма на рудния поток. Посочена е и връзката на ядрото на сечение на отделните елипсоиди с активните отвори на източване.

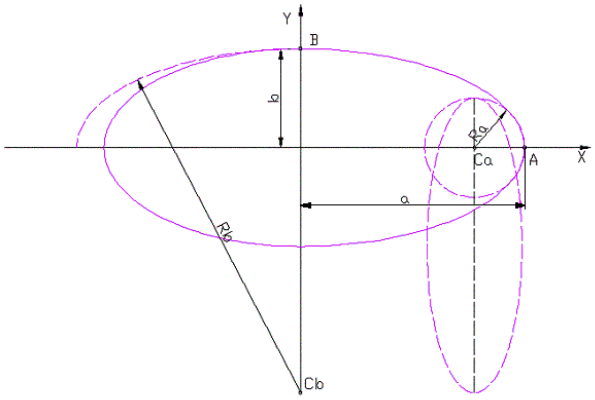
FACE RELEASE DEPENDING ON ELLIPSOID'S CURVE AND CONFIGURATION OF SCOOPED ORGAN

Dimitar Anastasov
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail: danast@mgu.bg

ABSTRACT. This article presents the influence of scooped up organ with sideways out taken and central allocated centers. General conditions about ellipsoid's curve, theirs radius and coordinates are used.
On this base are presented principle schemes of release and form of sideways and central situated ellipsoids. In accordance to it a new form of the ore stream is discovered. A relation of kernel section of separated ellipsoids to active orifices of release is indicated.

Теоретична постановка

Както е известно от математиката важен фактор на функцията се явява нейната кривина и особено при елипсите (фиг. 1), които са сечение на елипсоидите на източване.



Фиг. 1. Кривина на елипса.

Кривината на функцията $y = f(x)$ се определя:

$$k = \frac{|y''|}{(1+y'^2)^{3/2}}; \qquad (1)$$

където: y' - първа производна на функцията;

y'' - втора производна на функцията.

Радиуса на кривината определяме:

$$R = \frac{(1+y'^2)^{3/2}}{y''} \qquad (2)$$

Координатите на центъра на кривината C се изчисляват по формулите:

$$X_c = x - \frac{y'(1+y'^2)}{y''}; \qquad Y_c = y + \frac{1+y'^2}{y''}; \qquad (3)$$

Параметричното уравнение на елипсата е:

$$x = a.\cos t; \qquad y = b.\sin t; \qquad (4)$$

където: a и b са полуоси в елипсата.

Първата и втората производна на параметричното уравнение на елипсите са:

$$x' = -a.\sin t; \qquad y' = b.\cos t; \qquad (5)$$

$$x'' = -a.\cos t; \qquad y'' = -b.\sin t; \qquad (6)$$

Радиус и координати на центъра на кривината:

$$R = \frac{(a^2.\sin^2 t + b^2.\cos^2 t)^{3/2}}{a.b} \qquad (7)$$

$$\left.\begin{aligned} X_c &= \frac{(a^2 - b^2).\cos^3 t}{a} \\ Y_c &= -\frac{(a^2 - b^2).\sin^3 t}{b} \end{aligned}\right| \text{ за точка C.} \qquad (8)$$

Радиус и координати на кривата на върха А

$A = (a;0)$, където $t = 0$ имаме:

$$R_a = \frac{b^2}{a}; \qquad X_c = \frac{a^2 - b^2}{a}; \quad Y_c = 0; \qquad (9)$$

Радиус и координати на кривата на върха В:

$B = (0;b)$, където $t = \frac{\pi}{2}$ имаме

$$R_b = \frac{a^2}{b}; \qquad X_c = 0; \qquad Y_c = -\frac{a^2 - b^2}{b}; \quad (10)$$

При челното източване с кошов загребващ орган е характерна цикличността на загребване и изтичане на отбитата руда, а също и формирането на активния отвор на източване и кривината на елипсоида в горната си част. Това до голяма степен зависи от едрината и сипещите се свойства на рудата.

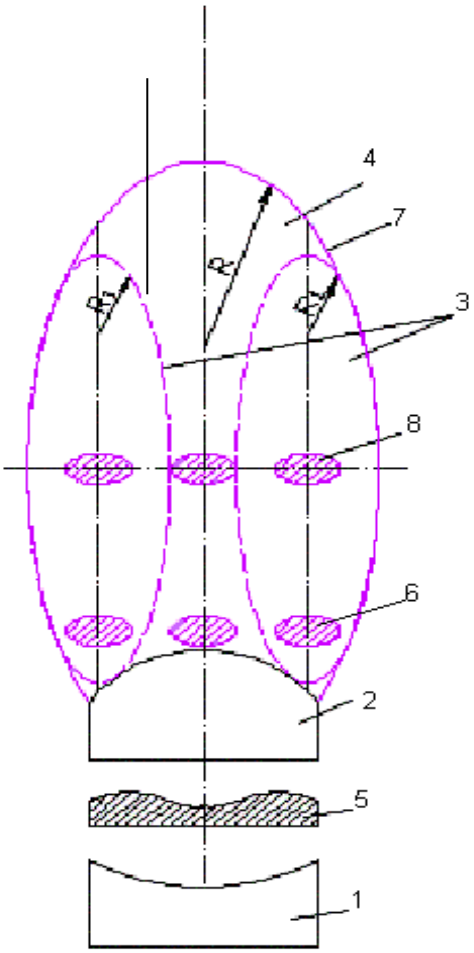
В настоящата статия се разглеждат схеми на челно източване, при които определящи са конфигурацията на сечението на загребващия орган и кривината на образуваните елипсоиди.

Класическата форма на челно източване и формирането на елипсоид на чисто източена руда се явява при правоъгълно сечение на загребващия орган. При промяна на сечението на загребващия орган се променя и конструкцията на елипсоида на източване.

На фиг. 2 е показана схема на челно източване, с два странични центъра, където сечението на загребващия орган 1 формира сечение на зоната на рудния поток 5. В резултат се явяват три елементарни активни отвора 6, които съответстват на "ядрата на сеченията" на страничните елипсоиди 3 и ядрото на фунията на внедряване 4.

Страничните елипсоиди са с радиус на кривината R_1, "общия елипсоид" е с радиус на кривина R.

При този вариант (фиг. 3) на челно източване е възможно формиране на "общия елипсоид" 6 като съставен от три елипсоида – два странични елипсоида 4 и един централен 5. Формираната зона на рудния поток 2 определя активните отвори за изтичане 3, които съответстват на "ядрата на сеченията" на елипсоидите 3. Радиусите на кривините са съответно R_1, R_2 и R_3 (фиг. 3).



Легенда:
1. Сечение на загребващ орган със странични центрове.
2. Изработка за източване.
3. Странични елипсоиди на източване.
4. Фуния на внедряване.
5. Сечение на зоната на рудния поток.
6. Активен отвор за източване.
7. Общ елипсоид.
8. Ядро на сечение.

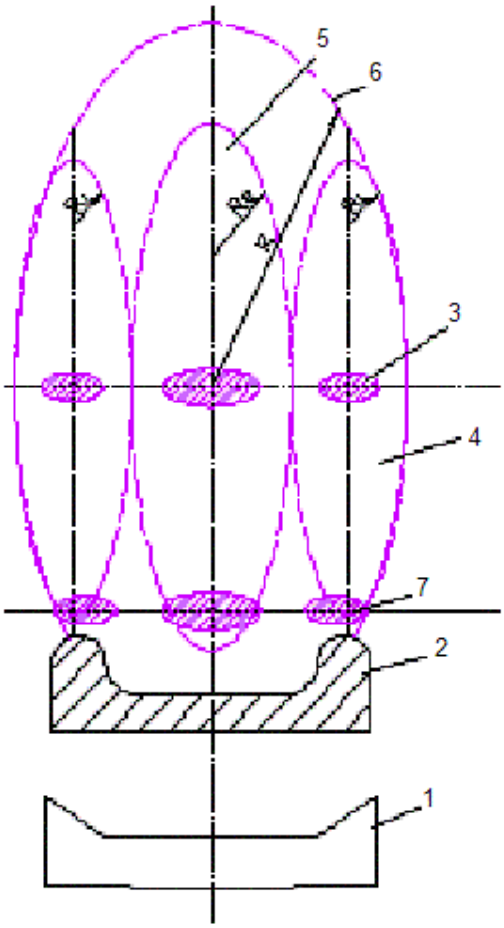
Фиг. 2. Схема на челно източване със странични центрове и съставен елипсоид

На фиг. 4 е показана схема на челно източване и формиране на елипсоиди със сечение на загребващия орган с три центъра изнесени напред и в страни.

Целта на изнесените центрове е инициране на началната скорост на късовете от страничния и централните елипсоиди и уширяване като цяло на рудния поток.

При тази схема площите на отделните активни отвори са разположени зигзагообразно и са предопределени от центровете на загребващия орган.

Радиусите на кривините на елипсоидите са съответно R_1 за страничните и централен елипсоид, R_2 за междинните и R за "общия елипсоид".



Легенда:
1. Сечение на загребващия орган.
2. Сечение на рудния поток.
3. Ядро на сечение.
4. Страничен елипсоид на източване.
5. Централен елипсоид на източване.
6. Общ елипсоид.
7. Активен отвор на източване.

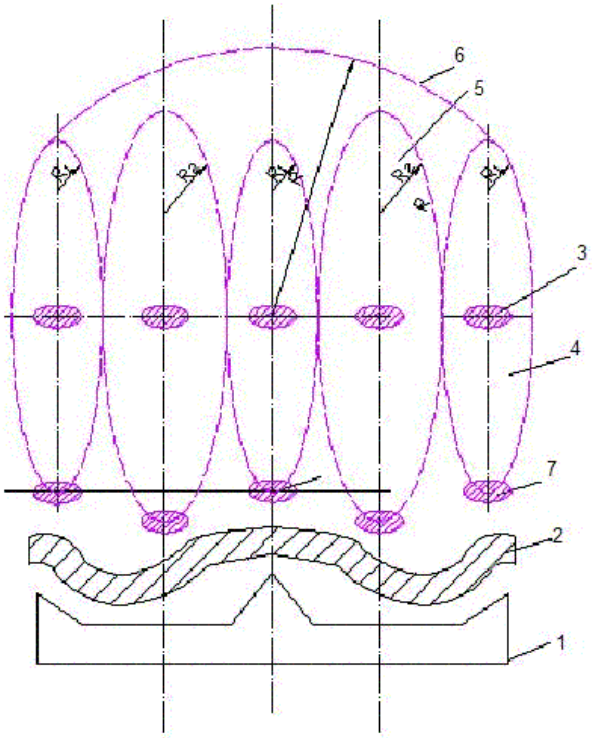
Фиг. 3. Схема на челно източване със странични центрове и ядра на сечения

Когато сечението на загребващия орган 1 е с четири изнесени напред и встрани центъра (фиг. 5) се формират три вътрешни елипсоида 5 с радиус на кривина R, четири елипсоида с радиус на кривината R_1 и "общ елипсоид" с радиус на кривината R_2 .

Сечението на зоната на рудния поток 2 е вълнообразно за дадения случай.

Изводи:

1. При формирането на елипсоидите на източване от решаващо значение е конфигурацията на сечението на загребващия орган на товаро-доставъчната машина.
2. Новите моменти се отнасят също и за формиране на сечението на рудния поток, активните отвори на източване, които съответствуват на ядрата на сечението на елипсоидите.
3. С определяне радиусите на кривините на отделните елипсоиди (странични, вътрешни и общи) се постига по-пълно съответствие между отворите за изтичане на отбитата руда и секциите за взривяване.

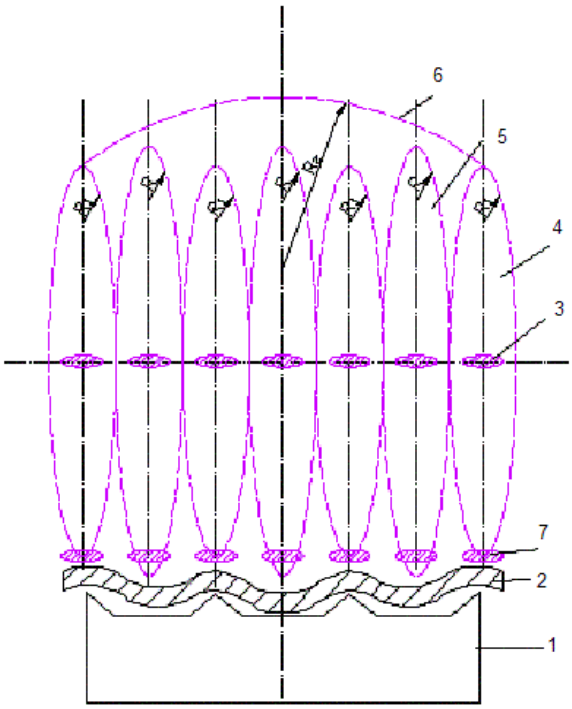


Легенда:
1. Сечение на работен орган.
2. Сечение на зоната на рудния поток.
3. Ядро на сечение.
4. Страничен елипсоид на източване.
5. Междинен елипсоид на източване.
6. Общ елипсоид на източване.
7. Активен отвор на сечение.

Фиг. 4. Схема на челно източване с три центъра и ядра на сечения

Постановките, разгледани в статията могат да се доразвият чрез:

- Формиране на нови зъби на уширенията на загребващия орган.
- Облицоване на конструкцията на загребващия кош с износоустойчиви елементи.
- Изучаване динамиката на изтичане на сипещата се среда.
- Прецизиране елементите на елементарните елипсоиди на източване.



Легенда:
1. Сечение на загребващ орган.
2. Сечение на зоната на рудния поток.
3. Ядро на сечение.
4. Страничен (външен) елипсоид на източване.
5. Междинен (вътрешен) елипсоид на източване.
6. Общ елипсоид на източване.
7. Активен отвор на сечение.

Фиг 5. Схема на челно източване с четири центъра и ядра на сечения

Литература

www.electrostomana.com
www.sanrock.com

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

RENEWABLE ENERGIES AND THE DEVELOPMENT OF LIGNITE MINES IN GERMANY, LUSATIA – CONFLICT OR CHANCE OF THE FUTURE OF ENERGY SUPPLY?

Kathrin Lehmann
FH Lausitz, University of Applied Sciences, 01968 Senftenberg, Germany, kathrin.lehmann@iem.fh-lausitz.de

ABSTRACT. The report will show the development of energy generation based on different energy resources in Germany within the next 20 years. On it will present on the one hand the plans for the development of renewable energies such as wind power, photovoltaic and biomass power plants, and on the other hand will discuss the necessity of conventional energies. Both points include energy-economical facts and technical aspects which will be discussed in the paper also.
Firstly the paper will present technical developments of the lignite mine equipment considering new techniques, technologies and management systems which were placed in the lusatian lignite mines during the last years. The paper includes examples of efficient, long-term solutions for electrical supply of lignite mines, technical solutions for the drives of conveyor belts, automatic solutions for equipment complexes and energy management systems. All these technical solutions have an economic aspect of the competitiveness of lignite power generation now and in the future – they subserve to minimize operating, maintenance and energy costs.
Secondly the paper includes some examples of the development of renewable energies in the region considering their part in energy generation, some points of techniques and the influences into the energy transmission systems.
Summing up the paper shows, that the future of a certain, reliable and long-term energy supply in Germany can be assured by a mixture of different energy resources and that it is necessary, in the long term, to develop provident techniques and technologies.

ВЪЗОБНОВИМИ ЕНЕРГИЙНИ ИЗТОЧНИЦИ И РАЗВИТИЕТО НА ЛИГНИТНИТЕ МИНИ В ГЕРМАНИЯ, LUSATIA – КОНФЛИКТ ИЛИ ШАНС В БЪДЕЩЕТО НА ЕНЕРГОСНАБДЯВАНЕТО?

Катрин Леман
Университет по приложни науки, Сенфтенберг 01968, Германия, kathrin.lehmann@iem.fh-lausitz.de

РЕЗЮМЕ. Докладът излага развитието на енерго- производство, на базата на различни енергийни източници в Германия в близките 20 години. Авторът се спира на два пункта: от една страна перспективите за развитие на възобновими енерго- източници - като енергия на вятъра, фотоелектрична енергия и енергопроизводство на базата на биомаса, и от друга страна се дискутира необходимостта от конвекционални енергии. И в двата случая се разглеждат енего-спестяващи технологии и техническите възможности за тяхната реализация.
Представени са етапите на развитие на технико-технологичното оборудване, разработването на нови технологии и системи за управление при производството на лигнитни въглища в Лузатия през последните години. Статията отразява резултатите от прилагането на дългосрочни технически решения и автоматизирани системи за управление в мините за лигнитни въглища. Всички те водят до траен икономически ефект при производството на лигнитни въглища, както и до минизимиране на енергийните загуби. Разгледани са и действията за развитие на възобновими енергийни източнити в района, имайки предвид техния дял при производството на енергия, някои технически похвати и тяхното влияние в енергийната преносна система. В заключение се обобщава, че бъдещо, надеждно и дългосрочно енерго- производство в Германия може да бъде осигурено чрез комбиниране на различните енергийни източници и това е необходимо за целия период на развитие и усъвършенстване на различните производствени техники и технологии.

1. Einleitung

„Erneuerbare Energien" auf einer Internationalen Konferenz zu Themen „Bergbau und Geologie" – das erscheint paradox.

Der Beitrag wird jedoch zeigen – ausgehend von den Entwicklungen in der Energiewirtschaft Deutschlands – dass der Konflikt zwischen erneuerbarer und konventioneller Energieerzeugung nur ein Scheinbarer ist. Er stellt vor allem die Chancen für die Braunkohleverstromung in den Vordergrund, die sich aus den Veränderungen im Energiemix ergeben. Die Wettbewerbsfähigkeit eines Primärenergieträgers in einer liberalisierten Energiewirtschaft bildet eine Grundvoraussetzung für Langfristigkeit und so wird anhand konkreter technischer Entwicklungen in den Braunkohle-Tagebauen der Lausitz ein Weg skizziert, der diese Zukunftschancen langfristig absichert.

2. Ausgangspunkt

Die Bereitstellung erforderlicher Energie erfolgt aus einem Mix der Energieerzeugung verschiedener Primärenergieträger. Dieser Energie-Mix unterliegt über einen Betrachtungszeitraum Veränderungen bedingt durch folgende Ursachen:

- Technische Entwicklungen
- Alter vorhandener Energieerzeugungsanlagen
- Umweltanforderungen/ Klimaschutz
- Politische und/ oder gesetzliche Vorgaben
- Preisentwicklungen der Primärenergieträger
- Liberalisierung des Energiemarktes

Die Abbildung 1 zeigt den Primärenergieträgermix in der Bruttostromerzeugung Deutschlands mit der Prognose bis zum Jahr 2020.

Der Energiebedarf in Deutschland wird heute noch vorrangig aus Kernenergie (ca. 27%), Braunkohle (ca. 26%) und Steinkohle (23%) gedeckt. Der Anteil Erneuerbarer Energien (Wind, Photovoltaik, Biomasse) liegt bei 9%, aus Wasserkraft bei 4,5%. Dabei stellt die Braunkohle den einzigen importunabhängigen Primärenergieträger dar, – 99% werden in den Tagebauen Deutschlands gefördert.

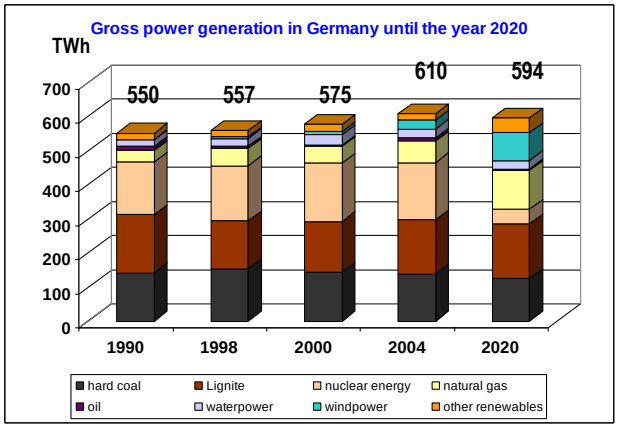


Abb. 1: Entwicklung der Bruttostromerzeugung Deutschland /1/, /2/, /3/

Die prognostizierte Entwicklung bis zum Jahr 2020 zeigt grundsätzliche Änderungen in den Anteilen der Primärenergieträger:

- Kernenergie wird nur noch einen Anteil von ca. 8% bilden
- Der Anteil aus Erdgas erzeugter Energie soll von heute ca. 10% auf ca. 19% ansteigen
- Erneuerbare Energien sollen mit ca. 20% an der Bruttostromerzeugung beteiligt sein
- Braun- und Steinkohle werden auch in 15 Jahren den Hauptanteil der Bruttostromerzeugung mit ca. 27% bzw. 21% sichern

Grundlage für diese Prognosen bilden die folgenden Rahmenbedingungen:

- Ausstieg aus der energetischen Nutzung der Kernenergie auf der Basis nationaler Gesetzgebung
- Energiewirtschaftsgesetz Deutschlands (EnWG) von 1998 mit der Novellierung von 07/2005
- Erneuerbare Energien Gesetzes (EEG) im Jahr 2000 mit der Novellierung von 05/2004 sowie des Kraft-Wärme-Kopplungs-Gesetzes (KWK) zur langfristigen staatlichen Förderung der darin verankerten Energieerzeugungsarten

2.1 Das Energiewirtschaftsgesetz (EnWG) Deutschlands

Das Energiewirtschaftsgesetz Deutschlands wurde 1998 erlassen und ersetzte geltendes Energierecht aus dem Jahr 1936. Das grundlegende Ziel des neuen Gesetzes war und ist:

☑ Aufhebung der Monopolstrukturen und Schaffung der Voraussetzungen für Liberalisierung = Wettbewerb in der Energiewirtschaft

Um diesem Anspruch Nachdruck zu verleihen und die praktische Umsetzung zu beschleunigen erfolgte zum Juli 2005 die Novellierung des Gesetzes mit detaillierten Vorgaben zur Liberalisierung.

Der §1 beinhaltet die Hauptaufgabe, die sich im „Zieldreieck der deutschen Energie-wirtschaft“ (Abb. 2) schematisch darstellen lässt.

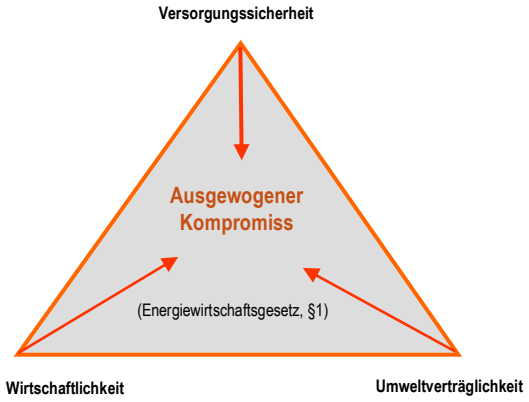


Abb: 2 Zieldreieck der deutschen Energiewirtschaft

Die Abbildung 3 weist die weiteren grundsätzlichen Zielstellungen des EnWG aus.

Die gesetzliche Fixierung der freien Wahl des Stromanbieters/-lieferanten durch die Kunden und des Handels mit Energie – europaweit – führten zu gravierenden Veränderungen in den energiewirtschaftlichen Beziehungen. Weiterführend ergab sich daraus ein Kostendruck auf die Unternehmen der Energiewirtschaft, wie er dem Wettbewerb eigen ist und der sich vor allem in den Entwicklungen der Strompreise widerspiegeln musste.

☐ **Liberalisierung des Energiemarktes = Wettbewerb**
Kunden haben freie Wahl des Stromlieferanten
Handel mit Energie - Europaweit

☐ Trennung (= **Unbundling**) von Stromlieferung und Netz

☐ **Regulierungsbehörde** → Netznutzungsentgelte

Abb. 3 Grundsätzliche Zielstellungen des EnWG

Am Markt etablierten sich neue Unternehmen – z.B. Stromhändler. Die deutsche Strombörse – heute EEX in Leipzig – wurde gegründet. Aus der gesetzlich vorgegebenen unternehmerischen Trennung von Netz und Vertrieb ergaben sich veränderte Unternehmensstrukturen in der Energieversorgung. Die Bundesnetzagentur (BNetzA) reguliert für die Netzbetreiber die zulässigen Netznutzungsentgelte.

Diese Entwicklung zu Liberalisierung und Wettbewerb wirkt bis in die Bereitstellung der Primärenergieträger, wie in folgenden Abschnitten gezeigt wird.

2.2 Das Erneuerbare-Energien-Gesetz (EEG)

Im Jahr 2000 verabschiedete die deutsche Regierung das Erneuerbare-Energien-Gesetz (EEG) mit dem Ziel, umweltverträgliche Energieerzeugung gezielt zu fördern und deren Anteil an der Bruttostromerzeugung bis zum Jahr 2020 auf 20% zu steigern.

In der Abbildung 4 sind die grundsätzlichen Inhalte des EEG zusammenfassend dargestellt. Der Hauptanreiz für Investoren in erneuerbare Energieerzeugung ergab und ergibt sich aus zwei Aspekten des Gesetzes:

- Absoluter Vorrang der Einspeisung in das Netz
- Sehr hohe Vergütungssätze €/kWh(über dem Wettbewerbsstrompreis) mit einer sicheren, gesetzlichen Bindung über 20 Jahre ab Inbetriebnahme

Förderung erneuerbarer Energien wie Solarstrom, Windkraft, Geothermik, Bioenergie, Wasserkraft, Deponie-, Klär- und Grubengas	
Entwicklung des Anteils erneuerbarer Energien **2012 → 12,5%** **2020 → 20,0%**	
Vorrang der Einspeisung	Vergütung → langfristig gesichert
Förderung technischer Entwicklungen für erneuerbare Energien	

Abb. 4 Grundsätzliche Bestandteile des EEG

Die bis zum Jahr 2000 zwar vorhandenen Aktivitäten in Windenergieanlagen nahmen nach der Verabschiedung des EEG sprunghaft zu. Innerhalb von 5 Jahren erreichte die installierte Windenergieleistung den ca. 4fachen Wert. Die weiteren Prognosen für Deutschland können dem Diagramm in Abbildung 5 entnommen werden.

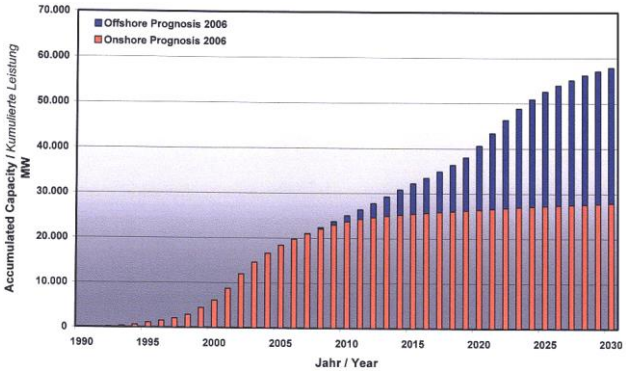


Abb. 5 Entwicklung der installierten Windenergieleistung /4/, /5/

Die Investitionen im Strombereich für Erneuerbare Energien betragen nach /1/ ca. 5 Mrd. €/Jahr, was bis 2020 kumuliert eine Wert von 75 Mrd. € bedeutet. Wirtschaftlich ist diese Entwicklung eng gekoppelt an die Schaffung und Sicherung von Arbeitsplätzen, die Technologieentwicklung und Forschung

Im Jahr 2005 waren mit Erneuerbare-Energie-Anlagen 27.000 MW_{el} realisiert, bis 2010 wird ein Zuwachs auf 35.800 MW_{el} und bis 2020 auf 56.400 MW_{el} prognostiziert /1/.

Auf die aus dieser Entwicklung resultierenden technischen Anforderungen an die Sicherung der Versorgungszuverlässigkeit der Energieerzeugung sowie die Netz- und Übertragungstechnik kann in diesem Beitrag nicht eingegangen werden.

2.3 Entwicklung und Sicherung des Leistungsbedarfes

Die Einflussfaktoren auf die Entwicklung des Leistungsbedarfes in Deutschland bis zum Jahr 2020 sind in Abb. 6 dargestellt. Auch wenn in Veröffentlichungen der Bedarf variierend zwischen 20.000 und 40.000 MW angegeben wird – es müssen Erzeugungskapazitäten geschaffen werden, um den zukünftigen Bedarf im Sinn des Zieldreiecks „Versorgungszuverlässigkeit – Wirtschaftlichkeit – Umweltverträglichkeit“ nachhaltig zu sichern.

⇨Stand 2000 = Überkapazität	+ 10.000 MW
⇨Tendenzen bis 2020	
geplante KW-Leistungserhöhung	+ 500 MW
geplante Zubauten KWK und EEG	+ 6.500 MW
geplante Zubauten Kraftwerke/ PSW	+ 3.000 MW
Ausstieg aus Kernenergie	**- 19.000 MW**
Wegfall durch KW- Altersstruktur	**- 24.500 MW**
Lastzuwachs ca. 0,5%/a	**- 8.000 MW**
Saldo Leistungsänderungen bis 2020 **Unsicherheiten berücksichtigt**	**- 32.000 MW**
Bedarf an zusätzlicher Leistung bis 2020	***ca. 25.000 –***

Abb. 6 Entwicklungstendenz des Leistungsbedarfes bis 2020

Durch Unternehmen angekündigte Investitionsvorhaben im konventionellen Kraftwerksbereich ergeben derzeit folgendes Bild bis 2020 (Quellen: VDEW, VKU, Unternehmen) :

Primärenergieträger	*elektrische Leistung*
➢ Erdgas	11.135 MW_{el}
➢ Steinkohle	11.730 MW_{el}
➢ Braunkohle	4.075 MW_{el}
➢ Sonstige	279 MW_{el}

Bezogen auf das Thema Braunkohle bedeutet das, zusätzlich zu den vorhandenen, hochmodernen Braunkohlestrom erzeugenden Kraftwerken werden weitere - mit modernsten Technologien ausgestattete – hinzukommen. Das bedeutet auch, dass Braunkohle weiterhin benötigt wird und sich im Wettbewerb des Energiemixes behaupten muss. Entscheidende Grundlagen dafür wurden in den Braunkohletagebauen in den vergangenen Jahren bereits gelegt.

3. Braunkohle im Wettbewerb

Braunkohle wird auch in Zukunft einen wichtigen Bestandteil der Energieerzeugung bilden. Der heimische Rohstoff mit wettbewerbsfähigen Preisen, die Entwicklung hochmoderner Technologien der Braunkohleverstromung zur Senkung des CO_2-Ausstoßes und Erhöhung der Wirkungsgrade sowie die hohe Verfügbarkeit der Energie aus

Braunkohle auch unter extremen Witterungsbedingungen schaffen die solide Grundlage, langfristig am Markt gefragt zu sein.

Diese Position basiert auf zwei entscheidenden Säulen:

- ☑ Technische Entwicklungen der vergangenen Jahre haben die Wettbewerbsfähigkeit in der Gegenwart gesichert
- ☑ Zukünftige Aktivitäten müssen diese Wettbewerbsfähigkeit unter den Aspekten „Versorgungszuverlässigkeit und Umweltverträglichkeit“ garantieren

Dieser Abschnitt stellt an ausgewählten Beispielen vor, wie die Lausitzer Braunkohle durch technische Innovationen ein planbarer, kosteneffizienter Bestandteil der Braunkohlestromerzeugung geworden ist.

3.1 Das Lausitzer Braunkohle- und Energierevier

Das Lausitzer Braunkohlerevier befindet sich im Osten Deutschlands in unmittelbarer Nähe zum Nachbarland Polen. Aktive Braunkohleförderung wird in 4 Tagebauen betrieben – Jänschwalde, Cottbus-Nord, Welzow-Süd, Nochten. Die jährliche Förderleistung beträgt ca. 60 Mio t Rohbraunkohle, die zu 98% den Kraftwerken Schwarze Pumpe, Jänschwalde und Boxberg für die Verstromung zur Verfügung gestellt wird. Für das Jahr 2010 ist die Wiederinbetriebnahme des Tagebaus Reichwalde geplant.

Die Kraftwerke der Lausitz erzeugen ca. 50 TWh Elektroenergie aus Braunkohle, die vorrangig Grundlast sichern. Mit der Planung des Neubaublocks am Standort Boxberg und der Pilotanlage zum CO_2-freien Kraftwerk am Standort Schwarze Pumpe sind Grundlagen gelegt, langfristig wettbewerbsfähigen Braunkohlestrom zur Verfügung zu stellen.

3.1.1 Fördertechnologie und Geräteausstattung

Die Prinzip-Technologie der Kohleförderung bei Vattenfall Europe Mining (VE-M) ist in Abbildung 7 erkennbar.

Zu unterscheiden sind die folgenden Teiltechnologien:

1. Entwässerung
2. Im Abraumschnitt wird der Abraum in einer Mächtigkeit von bis zu 40 m abgetragen, mit Bandanlagen zum Absetzer transportiert und dort verkippt
3. Die Förderbrücken F60 bewältigen eine Abraummächtigkeit von bis zu 80m. Der Abraum wird über Bandanlagen der Förderbrücke direkt verkippt.
4. Die Kohleförderung erfolgt im freigelegten Kohleflöz unter der F60. Die Kohle wird mit Bandanlagen zu den Lagerplätzen transportiert und von dort erfolgt mit Zugbetrieb die Verteilung zu den entsprechenden Kraftwerken.

Für die Förderprozesse in den 4 Tagebauen der Lausitz steht folgender Gerätebestand zur Verfügung:

- ➢ 1 x 34m, 3 x 60m Förderbrücken mit den zufördernden Eimerkettenbaggern
- ➢ 5 Bagger, Bandanlagen, 4 Absetzer im Abraumschnitt
- ➢ 18 Bagger (Hoch- und Tiefschnitt), Bandanlagen in der Kohleförderung

3.2 Grundsätze der technischen Strategien

Der Weg in die Wettbewerbsfähigkeit der Lausitzer Braunkohle gestaltete sich in zwei grundsätzlichen Etappen:

1. beginnend mit der Wiedervereinigung Deutschlands im Jahr 1990 als Weg in die Marktwirtschaft
2. beginnend mit der Verabschiedung des EnWG 1998 als Weg in den liberalisierten Energiemarkt

Rückblickend kann man sagen – es war eine Herausforderung, ein hoher Anspruch aber es war die Chance, technische Innovationen mit dem Ziel der Kosteneffizienz der Braunkohleförderung in die Prozesse der Entwässerung, der Abraum- und Kohleförderung, des Kohletransportes und des Energieverbrauchs einzubringen. Alle realisierten Maßnahmen mussten folgende unternehmerische Anforderung erfüllen:

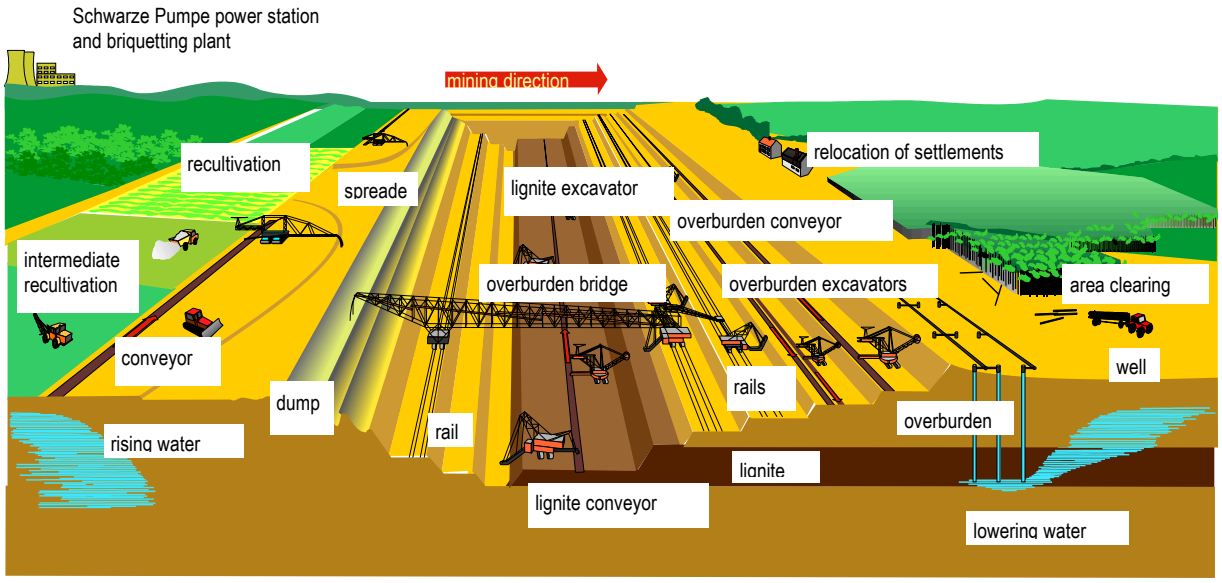


Abb. 7: Prinzipielle Tagebautechnologie in der Lausitz am Beispiel Tagebau Welzow-Süd

- ➢ Wirtschaftlichkeit = über einen Zeitraum von 20 Jahren nach einer sehr kurz angesetzten Amortisationszeit mussten die neuen Lösungen kostengünstiger sein, als die bisherigen und damit die Förderung der Tonne Rohbraunkohle billiger machen

So waren die vergangenen 15 Jahre in der Lausitzer Braunkohle durch folgende Richtungen geprägt:

- Anpassung des Gerätebestandes und der –ausrüstung an veränderte Leistungsanforderungen
- Realisierung innovativer technischer Systemlösungen auf höchstem technischen Niveau in allen Fachbereichen
- komplexe Gestaltung von Kommunikationsinfrastrukturen und Prozesstechnik
- Effizienzbewertung der Maßnahmen mit langfristigen Wirkungen auf Kostensenkungen
- Entwicklung und Umsetzung einer effizienten Instandhaltungsstrategie
- Optimierung von Betriebs- und Managementprozessen
- Aufbau eines Technischen Controlling

Heute verfügen die Tagebaue der Lausitz über eine Anlagentechnik auf höchstem technischen Niveau, mit der Produktions- und Betriebsprozesse optimal realisiert werden können.

Der Rahmen dieses Beitrages lässt es nicht zu, die Entwicklungen der vergangenen 15 Jahre im Detail zu präsentieren. Es können nur ausgewählte, grob skizzierte Beispiele aus einem großen Spektrum dargestellt werden.

3.2.1 Zentrale Leit- und Steuerungssysteme

Der Prozess der Braunkohleförderung ist gekennzeichnet durch zahlreiche, im Territorium verteilter Geräte und Anlagen, deren Zusammenwirken vorrangig durch die Fördertechnologie bestimmt wird. In den vergangenen Jahren erfolgte die Realisierung Zentraler Leitstände in allen Tagebaubereichen, in der Entwässerung und im Eisenbahnbetrieb als Bestandteil der komplexen Kommunikationsinfrastruktur in Verbindung mit der Prozesstechnik. Mit dieser Strategie wurden die folgenden Ziele verfolgt und in die Praxis umgesetzt:

- Zentralisierung von Bedien- und Beobachtungsfunktionen der Betriebsführung dezentral verteilter Anlagen
- Erfassung und Visualisierung von Systemzuständen und daraus strukturierte Ableitung von Handlungen im Gesamtzusammenhang des jeweiligen Prozesses
- Optimierung der Datenerfassung und -verarbeitung
- Optimierung des Personaleinsatzes
- Verringerung des Aufwandes für Instandhaltungsmaßnahmen durch Informationen über Störzustände und gezielten Einsatz von Instandhaltungspersonal

Grundlegende Voraussetzung für die Funktionalität der zentralen Leitstände war die Sicherung der Datenbasis. Auf den verteilten Anlagen erfolgt durch entsprechende Messtechnik die Aufnahme relevanter Messwerte. Im Feld werden die Daten teilweise vorverarbeitet, über Bus-Systeme und das Weitverkehrsnetz (WAN) bzw. OTN erfolgt die Übertragung zu den jeweiligen Zentralen Leitständen mittels Lichtwellenleiter. Beispielsweise liefern GPS-Erfassung von Geräte-Standorten, Modellierung der geologischen Gegebenheiten zur Kohlequalität und digitale Kippenmodelle zusätzliche Informationen für die Betriebsführung.

In den Leitständen werden die Zustände der Prozesslinien sowohl auf Großbildwänden als auch auf den PC`s der Leitstandsfahrer visualisiert, mit technologischen Vorgaben verknüpft und mit Zustandsbewertungen versehen. Auf dieser Basis steuern die Leitstandsfahrer die Prozesslinien.

Abbildung 8 zeigt den Zentralleitstand der Entwässerung. Hier laufen alle Informationen aus den Automatisierungsanlagen in den Pumpenriegeln der Vorfeldentwässerung zusammen, so dass der Leitstandsfahrer über den Zustand der Pumpen, die Wasserpegel, Betriebszustände und Störungen aktuell informiert ist und entsprechende Handlungen veranlassen kann.

Abb. 8 Zentralleitstand der Entwässerung von VE-M

Als weiteres Beispiel zeigt die Abbildung 9 den Leitstand im Zentralstellwerk des Eisenbahnbetriebes. Von diesem steuern der Zentralfahrdienstleiter (Mitte), der Mitarbeiter der Schaltbefehlsstelle (rechts) und der Fachingenieur (links) alle Anlagen des Eisenbahnbetriebes, die über eine territoriale Ausdehnung von ca. 70 x 30 km verteilt sind. Hierzu gehören die dezentralen elektronischen Stellwerke, Weichen, die Signal- und Sicherungsanlagen, die Zugbewegungen und die Stromversorgung (2,4-kV-DC).

Abb. 9 Leitstand des zentralen Eisenbahnbetriebes im elektronischen Zentralstellwerk

Die Leitstände der Tagebaue realisieren die Betriebsführung der Abraum- und Kohlegeräte. Die technologischen Vorgaben sind hinterlegt, die Kohlequalität wird auf der Basis des Qualitätsmodells der Lagerstätte gesteuert. Es bestehen Verbindungen zum Leitstand des Eisenbahnbetriebes, um die Beladung der Züge für die jeweiligen Kraftwerke mit der geforderten Kohlequalität abzusichern. Eine weitere Aufgabe aus dem Spektrum der Tagebau-Leitstände ist die Arbeit mit dem Zentralen Energiemanagement-System, um die Maximalleistungs-Grenze zu sichern (siehe auch Abschnitt 3.2.4).

3.2.2 *Diagnosesysteme*

Der Instandhaltungsprozess ist ein wesentlicher Bestandteil des Anlagenbetriebes – die Beanspruchungen der Anlagen führen zu Verschleiß und damit zur Notwendigkeit, den erforderlichen Soll-Zustand durch Maßnahmen zu erhalten bzw. wieder her zu stellen. In die Umsetzung effizienter Instandhaltungsstrategien wurde die Realisierung von Diagnosesytemen mit den folgenden Zielen integriert:

- Ausnutzung der Restlebensdauer bei kalkulierbarem Ausfallrisiko
- Optimierung von Wartungs-, Kontroll- und Prüfzyklen nach Beanspruchung
- Vermeidung von Ausfällen und Folgeschäden
- kontinuierliche Bewahrung der anlagentechnischen Substanz
- Sicherung einer optimalen Leistungsdichte bei notwendigem Aufwand
- Verbesserung des Anlagenwissens, Schaffung von Grundlagenwissen

Das Grundprinzip der Diagnosesyteme zeigt die Abb. 10. Erkennbar ist, dass ein enger Zusammenhang zur Entwicklung der Kommunikationsinfrastruktur besteht. Technische Datenerfassung durch Geber und Messtechnik erfolgt unmittelbar an den zu bewertenden Anlagenkomponenten (z.B. Schwingungsdiagnose, Trommelbelagsmessung, Geräuschpegel u.w.). Monitoringsysteme verarbeiten die Messwerte und verknüpfen sie. Die Ergebnisse finden Eingang in die Zustandsdarstellung in den Leitständen, wo entsprechende Fachingenieure Diagnosebewertungen durchführen.

nutzung führt, woraus sehr hohe Beanspruchungen der Anlagenteile resultieren. Die Herausforderung für die Instandhaltung besteht in hohem Maße in der Verhinderung ungeplanter Stillstände. So stellen die Diagnosesysteme einen integralen Teil der Instandhaltungsstrategie dar.

3.2.3 *Geregelte Antriebe für Bandanlagen*

Im Zuge der anlagentechnischen Innovationen erfuhr vor allem die Antriebstechnik an Bandanlagen gravierende technische Entwicklungssprünge, die in Folge zu Effizienzsteigerungen im Anlagenbetrieb und in der Instandhaltung führten.

Die technische Umsetzung der Umrichterantriebe wurde mit folgenden Zielen auf den Weg gebracht /6/:

- Anpassung der Fördergeschwindigkeit an den Volumenstrom (Reduzierung von Energiebedarf und Verschleiß)
- bessere Beherrschung des dynamischen Verhaltens von Mehrfachantrieben großer Leistung (günstigere Anlagendimensionierung und geringere Dynamik)
- geringere mechanische Beanspruchungen
- Verringerung der Antriebsleistung durch bessere energetische Ausnutzung bzw. bei gleich bleibender Antriebsleistung mögliche Verlängerung der Bandabschnitte zwischen den Antriebsstationen
- Minimierung erforderlicher Heck-Antriebsstationen
- besserer Zugriff auf Anlagenparameter und Statistik durch Nutzung der Infrastruktur (siehe auch 3.2.1 und 3.2.2)

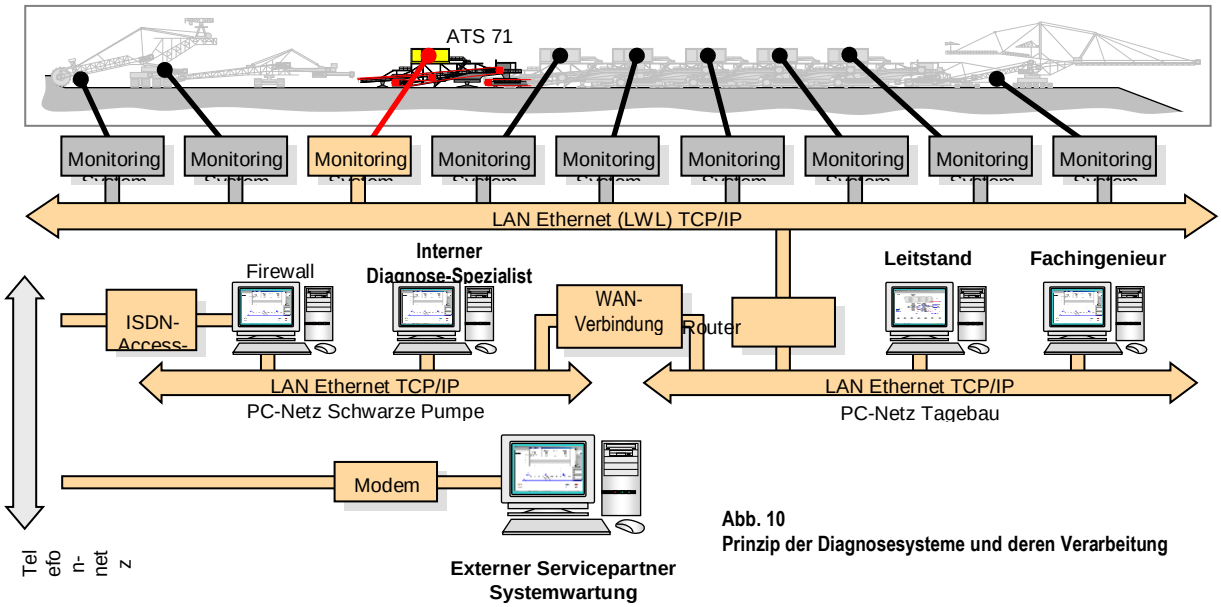


Abb. 10
Prinzip der Diagnosesysteme und deren Verarbeitung

Dort wo die Diagnosedatenerfassung gekoppelt ist mit Bewertungsalgorithmen zum Anlagen-/Komponentenzustand ergibt sich als Effekt, dass Verschleiß- und Alterungsprozesse erfasst werden und gezielt Maßnahmen zur Verhinderung unge-planter Störungen eingeleitet werden können. So unterstützen diese Systeme die Instandhaltungssteuerung.

Der Anspruch an die Funktionalität solcher Systeme wird zunehmend höher, da die enge Kopplung der Bedarfsanforderung durch die Kraftwerke an die Tagebau-Betriebsführung zu einem sehr hohen Last- und Zeitgrad der Anlagenaus-

- gesicherte, detaillierte Historie als Basis für eine Änderung der Ansätze für die zukünftige Leistungs-.bestimmung von Gurtförderern.

Heute sind umrichtergeregelte Bandantriebe nach dem Wirkprinzip aus Abbildung 11 im Niederspannungsbereich (ABB, Siemens) und im Mittelspannungsbereich 6kV (Rockwell Automation) erfolgreich im Einsatz wie die folgende Übersicht realisierter Maßnahmen zeigt:

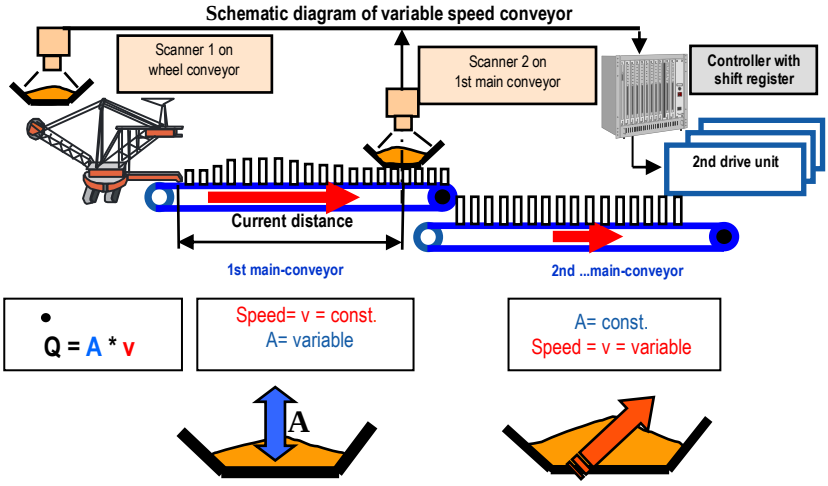


Abb. 11
Prinzip der geregelten Bandantriebe

- ➔ 12/97: Neue Kohlebandanlage im Tagebau Nochten als Pilotprojekt in Niederspannungstechnik
- ➔ 08/99: Modernisierung der Kohlebandanlage in Welzow-Süd
- ➔ 05/00: Neue 2.0 m Abraumbandanlage in Jänschwalde sowie Modernisierung der Kohlebandanlage
- ➔ 12/01: Modernisierung der Antriebsstation A203 der Abraumbandanlage in Welzow-Süd mit 3 x 2000 kW Antrieben in 6-kV-Umrichtertechnik
- ➔ 02/03: Modernisierung der Antriebsstation A301 der Abraumbandanlage in Welzow-Süd mit 2 x 2000 kW Antrieben in 6-kV-Umrichtertechnik
- ➔ 11/03: Modernisation der Antriebsstation A2302 der Abraumbandanlage in Welzow-Süd mit 4 x 2000 kW Antrieben in 6-kV-Umrichtertechnik
- ➔ 03/04: Erweiterung mit 1 x 2000 kW für die A301
- ➔ 11/05: Antriebsstation A201 der Abraumbandanlage mit 4 x 2000 kW

Mit dieser anlagentechnischen Innovation sind nachhaltige Kostensenkungen vorrangig in zwei Komplexen verbunden:

- Verringerung der Ausrüstungskosten infolge optimierter Anlagendimensionierung
- Reduzierung der Aufwendungen in der Betriebsführung und Instandhaltung.

Bei einem Anteil der Abraumbetriebe von 26% an den Energiekosten und 21% der Instandhaltungsaufwendungen wirken diese Komponenten nachhaltig auf die Effizienz des Förderprozesses als Gesamtheit.

3.2.4 Energiemanagement

Der Energiebedarf der Lausitzer Tagebaue liegt bei ca. 1150 GWh/a bei einer durchschnittlichen Leistungsinanspruchnahme zwischen 240-250 MW. Der spezifische Energiebedarf hat eine Größenordnung von 18-20 kWh/t Kohle. Der Energieverbrauch teilt sich wie folgt auf die Betriebsbereiche auf:

33%	Brückenbetriebe
26%	Vorschnittbetriebe
22%	Wasserhebung
13%	Grubenbetriebe
3%	Eisenbahnbetrieb
3%	sonstige

Die Entwicklung der Energiekosten ausgehend vom Start-Jahr der Liberalisierung zeigt die Grafik in Abbildung 12.

Der Anteil der Energiekosten an den Gesamtkosten des Unternehmens liegt bei 8-9%. Die Energieeffizienz der Anlagen und ein gezieltes Energiemanagement waren Schwerpunktaufgaben der anlagentechnischen Bereiche.

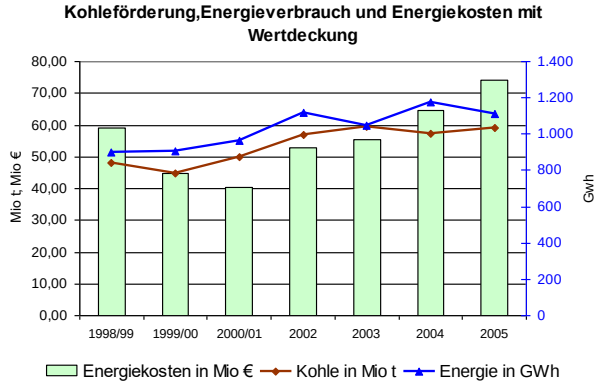


Abb. 12
Entwicklung Energieverbrauch und Energiekosten

Zur Beeinflussung der Energiekosten bestehen zwei grundlegende Möglichkeiten:

1. Optimierung des Energieverbrauches der Anlagen durch entsprechende energieeffiziente Auslegung
   - Beispiele hierfür sind geregelte Antriebe, Trennebenenoptimierung zwischen Vorschnitt- und Brückenbetrieb
2. Energiemanagement zur Optimierung vertraglich vereinbarter Preiskomponenten
3. Neue Wege der Netznutzung – verhandelter Netzzugang

Grundsätzliche Bestandteile von Energielieferverträge sind der Arbeitspreis €/kWh unterteilt nach Hoch- und Niedertarifzeit, ein Leistungspreis für die im Jahr inanspruchgenommene Maximalleistung P_{max} €/MW, Grenzwertvereinbarungen mit Toleranzband, Blindleistungsvereinbarungen. Die Netznutzung ist separat vereinbart.

Im Jahr 1997 wurde das erste Zentrale Energiemanagementsystem (ZEMS) in Betrieb genommen. Mit seiner Hilfe wurde die Maximalleistungsinanspruchnahme kontrolliert und über die Festlegung einer zulässigen Grenze gesteuert. Es gelang über einen Zeitraum von inzwischen 8 Jahren die Maximalleistung um ca. 25-30 MW unter dem ungesteuerten Wert zu halten, woraus eine nachhaltig wirkende Kosteneinsparung resultierte . Zusätzlich ergaben sich aus der gesteuerten Leistungsfahrweise höhere Benutzungsstunden, was sich positiv auf den Arbeitspreis auswirkte.

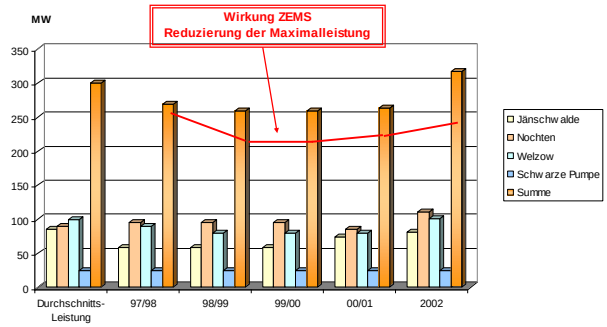


Abb. 13 Wirkungen des ZEMS auf die Maximalleistung

Mit der Neugestaltung der Energielieferverträge ergeben sich neue Herausforderungen zur Optimierung der Energiekosten:

- Fahrplanerstellung Jahr, Monat, Woche, Tag in 1/4-Stunden-Werten
- Neue Strategie Stromeinkauf – Jahresprodukte, Quartalsprodukte, Monatsprodukte
- Beherrschung der Toleranzbandfahrweise für die Maximalleistung – Anpassung der Funktionalitäten des ZEMS

Das Energiemanagementsystem stellt auch unter den veränderten vertraglichen Bedingungen ein entscheidendes Mittel dar, auf die Energiekosten Einfluss zu nehmen. Entscheidend dafür ist auch, dass das Betriebspersonal über die Jahre eine hohe Akzeptanz gegenüber dem ZEMS entwickelt hat und die Kostenwirkungen bekannt sind.

3.3 Kostenwirkungen

An dieser Stelle soll der Kreis zur Wettbewerbsfähigkeit der Braunkohlestromerzeugung geschlossen werden. In der Kette der Energiepreisbildung stellt der Primärenergieträgerpreis ein wichtiges Glied dar. Jede Reduzierung des Wertes „€/t SKE“ trägt zur Erhöhung der Wettbewerbsfähigkeit bei (sie Abbildung 14).

Die im Beitrag - nur beispielhaft aus einer Fülle – ausgewählten anlagentechnischen Maßnahmen in der Lausitzer Braunkohle hatten und haben zum Ziel, den Preis der Braunkohle wettbewerbsfähig für die Zukunft zu sichern.

Eine Komponente, die die Effekte anlagentechnischer Entwicklungen widerspiegelt, ist der Instandhaltungsaufwand. Betrachtet man die Aufwandsentwicklung seit der Privatisierung im Jahr 1994 (Bezugsjahr = 100%), so ergibt sich die Grafik in Abbildung 15 /7/. Der prozentualen Darstellung ist der spezifische Wert „€/ t Rohbraunkohle“ hinterlegt. Dieser spezifische Wert beinhaltet alle mechanischen und elektrotechnischen Aufwendungen mit den Anteilen Fremd- und Eigenleistung, Material, Instandhaltungsprojekte.

Als zusätzlicher Maßstab für den Erfolg der realisierten Instandhaltungsstrategie sowie der anlagentechnischen Innovationen kann eine anlagentechnisch bestimmte Störungsquote von nur ca. 1,5% bezogen auf die Betriebszeit gewertet werden.

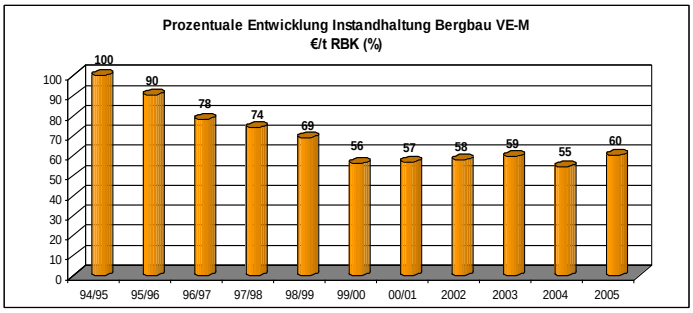


Abb. 15
Entwicklung der spezifischen Instandhaltungs-kosten bei VE-M

Die Reduzierung erfolgte unter den Prämissen der Beibehaltung der Sicherheitsanforderungen, der Sicherung des erhöhten Last- und Zeitgrades für die Gewährleistung des Förderergebnisses und der Varianz der Förderleistungen „Kohle + Abraum“. Diesen Zusammenhang zeigt die Grafik in Abbildung 16 /7/ – steigende geförderte Mengeneinheiten (Mio ME) führen nicht zum Anstieg der absoluten Instandhaltungskosten. Die Umsetzung der gezielten anlagentechnischen Strategien ermöglicht eine hohe Instandhaltungseffizienz und wirkt damit nachhaltig auf die Wettbewerbsfähigkeit der Braunkohle im Energiemix.

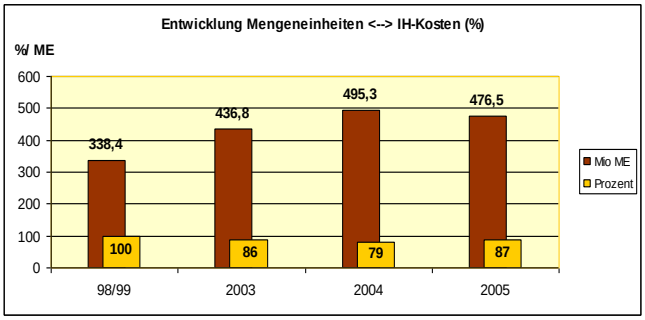


Abb. 16 Instandhaltungskosten und geförderte Mengeneinheiten

Abschließend muss bemerkt werden, dass der Aufwand in Zukunft nicht mehr in diesem hohen Maße reduziert werden kann. Zukünftige anlagentechnische Maßnahmen sind darauf ausgerichtet, den erreichten Wert als planbare Größe zu sichern.

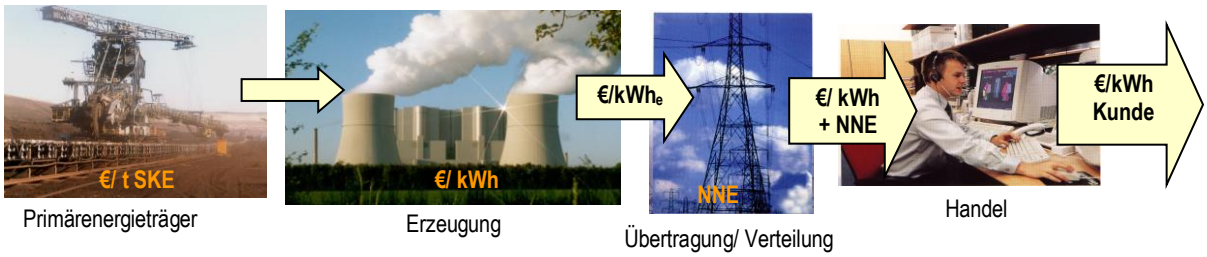


Abb. 14 Die Kette der Energiepreisbildung

4. Zusammenfassung

Der Beitrag stand unter dem Zeichen „paradox“ – Erneuerbare Energien und konventionelle Energieerzeugung aus Braunkohle. Betrachtet man noch einmal das Zieldreieck der deutschen Energiewirtschaft (siehe Abschnitt 2.1), dann kann nach den Ausführungen des Beitrages für die Braunkohle als Primärenergieträger abschließend das folgende Resümee gezogen werden (Abb. 16):

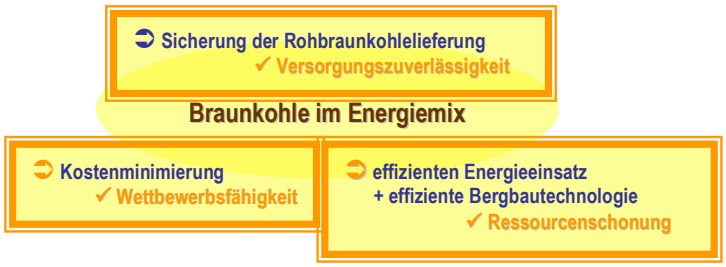


Abb. 16 Braunkohle im Zieldreieck der deutschen Energiewirtschaft

Die in den vergangenen Jahren realisierte Entwicklung der Lausitzer Braunkohletagebaue hat die Voraussetzung geschaffen, auch zukünftig im Energiemix Deutschlands berücksichtigt zu werden. Das ist Verpflichtung, weitere Optimierungsmöglichkeiten zu erschließen – dieses Ziel beschränkt sich natürlich nicht auf die Lausitzer Braunkohle.

Für die Zukunft ist das enge Zusammenwirken aller Beteiligten erforderlich – alle Tagebaureviere in Deutschland und die Kraftwerke, die die Braunkohle zu Elektroenergie veredeln. Die Braunkohleförderung soll so effizient gestaltet werden, dass der Preis pro Tonne/ SKE auch zukünftig spürbar unter dem Wert der Importsteinkohle (Stand 09/06: bei 65€/t SKE /9/) liegt. Die Kraftwerke verfolgen das Ziel, durch hochmoderne Technologien die entsprechende Umweltakzeptanz zu erreichen und so auch zukünftig vor allem die energetische Grundlast im Energiemix zuverlässig und wirtschaftlich zu sichern.

Mit einigen ausgewählten zukunftsweisenden Aktivitäten, die zur Erreichung dieser Ziele bereits heute intensiv betrieben werden, soll dieser Beitrag abgerundet werden:

- Für Anfang November 2006 ist in Magdeburg das „**K**olloqium **I**nnovativer **B**ergbau“ (KIB) geplant. Dieses Kolloquium basiert auf gemeinsamen Aktivitäten von RWE, MIBRAG und VE-M unter dem Dach des DEBRIV (Deutscher Braunkohle-Industrie-Verein). Das vereinbarte Hauptziel steht unter dem Motto: Ermittlung von Optimierungsansätzen in enger Zusammenarbeit mit wissenschaftlichen Einrichtungen und der Anlagen-Industrie mit dem erwarteten Effekt: Anstoß für weitere, bisher noch nicht erschlossene Effizienzsteigerungen und Kostensenkungen im Langzeitbereich. Es kann davon ausgegangen werden, dass neue technische Lösungen vor allem im Modellierungsbereich, im Stoffhandling, der Prozessoptimierung, Diagnose- und Logistikbereich u.v.m. weitere Bausteine der Wettbwerbsfähigkeit liefern werden.
- Die Verstromung der Braunkohle steht unter dem Druck, den Eckpunkt der „Umweltverträglichkeit“ nicht zu erfüllen. Neue Technologien, Werkstoffentwicklungen, die höhere technologische Parameter zulassen, Filtertechnologien für die Abscheidung der Schadstoffe sind ein Ansatz für Kraftwerkserrichter und –betreiber, durch Wirkungsgraderhöhung die Umweltverträglichkeit zu verbessern. Aber der CO_2-Ausstoß aus dem Verbrennungsprozess wird sich nicht 100%-ig vermeiden lassen. Vattenfall Generation und auch RWE gehen Wege, CO_2-freie Kraftwerke zu planen und als Pilot- bzw. Demonstrationsanlagen zu testen. Ziel ist die komplette Abscheidung des CO_2 aus dem Prozess mit anschließender Lagerung (CCS-Prozess).

Diese Bemühungen werden dazu beitragen, Braunkohlenstrom auch in Zukunft wettbewerbsfähig und zuverlässig zur Verfügung zu stellen – auch wenn die Umweltverträglichkeit teilweise ein Kompromiss bleiben muss.

Recommended for publication by the Editorial staff of
Section “Mining and Mineral Processing”

Literaturquellen

/1/ “Energieversorgung in Deutschland”, Statusbericht zum Energiegipfel am 03.04.2006, BMU.
/2/ „Analyse der energiewirtschaftlichen Situation 2005 in Deutschland“, Dr. rer. oec. , Ing. D. Ufer, 15. Zittauer Seminar, 26.-28.09.2005.
/3/ Statistiken des BMWI, Prognos und DEBRIV.
/4/ WindEnergy-Study 2006 – Assessment of the Wind Energy Market until 2014.
/5/ DEWI (Deutsches Windenergie-Institut GmbH)-Magazin Nr. 28, Februar 2006.
/6/ Dr. Frank Petrich, Vortrag auf der Automation-Fair 2005, St. Louis.
/7/ Technische Jahresberichte Vattenfall Europe Mining AG.
/8/ Dr. Kathrin Lehmann, EDMlive 2004, Vortrag „Selbst agieren: Mit Hilfe von EDM vom Energiekunden zum aktiven Marktteilnehmer“.
/9/ Statistik der Kohlenwirtschaft e.V., Angaben Stand 08/2006.

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ДВАНАДЕСЕТ МЕТОДОЛОГИЧНИ ПРОБЛЕМА ПРИ АВТОМАТИЗИРАНЕ НА УПРАВЛЕНИЕТО НА МИННИТЕ РАБОТИ В ОТКРИТИТЕ РУДНИЦИ

Методи Маждраков

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

РЕЗЮМЕ. Представят се 12 от многобройните методологични проблеми, които се появяват при разработването на автоматизираните системи за управление на минните работи в откритите рудници; ако не се отчетат тези проблеми, работата на системата може да бъде компрометирана частично или изцяло. Накратко тези проблеми могат да бъдат формулирани така: 1. Рудникът не се разглежда като система 2. Управлява се моделът 3. Йерархия на цели и ограничения 4. Складът – решение или проблем 5. Внимание: буквално изпълнение 6. Във вероятностна среда – с вероятностни подходи 7. Интерактивен подход (човеко/машинни решения) 8. Изходът е функция на входа 9. Техническите средства: какви, къде и как 10. База от данни 11. Научни основи 12. Пазарът - в края, но не на последно място

TWELVE METHODOLOGICAL PROBLEMS WITH THE AUTOMATION OF MANAGEMENT OF WORKING IN OPEN MINES

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

ABSTRACT. Twelve of the numerous methodological problems are represented. They appear in the development of the automated systems for control of the mine works at open mines; if these problems are not reported the work of the system can be compromised partially of totally. Shortly those problems could be formulated as follows: 1. The mine is not considered like a system; 2. A management of the model; 3. Hierarchy of proposes and limitations; 4. The depot – a solution or a problem; 5. Attention: literally performance; 6. In probable environment – using probable approaches; 7. Interactive approach (human/machine solutions); 8. The exit is a function of the entrance; 9. Technical devices: what kind, where and how; 10. Database; 11. Scientific bases; 12. The market in the end, but not at the last place.

В последните години на XX в., благодарение на развитието на техниката и технологията за събиране и обработване на информация, в крупните открити рудници бяха внедрени, изцяло или частично, системи за автоматизирано управление на отделни процеси или на цялата минна дейност. При създаването на тези системи бяха използвани различни подходи. Най-често бяха адаптирани известни решения за други производства и/или минни обекти или се съчетаваха готови със специализирани модули. По-рядко бяха създавани системи "по мярка" за конкретен обект. Някои системи бяха закупувани на основа на впечатленията от търговското представяне, без консултации с експерти.

Ето защо смятам, че е целесъобразно да се представят ПОНЕ 12 от многобройните методологични проблеми, които се появяват при разработването на автоматизираните системи за управление на минните работи в откритите рудници; ако не се отчетат тези проблеми, работата на системата може да бъде компрометирана частично или изцяло.

1. Рудникът като система

При управлението на съвременните рудници трябва да се отчитат особеностите на системата "Рудник", които я отличават съществено от повечето производствено-технически системи.

(а) Рудникът е добивна система, в която непрекъснато се променят местоположението, формата и размерите на работните места.

(б) Рудникът е стохастична система, работеща ВЪВ и взаимодействаща си СЪС природна среда, която се променя по неизвестни или само приблизително познати закономерности.

(в) Рудникът е динамична система, в която процесите протичат с относително висока скорост и непрекъснато променят обстановката в обекта. Наред с това, рудникът притежава и характеристики на инерционна система, тъй като допуснатите грешки се преодоляват трудно и показват тенденция към задълбочаване.

(г) Рудникът е кибернетична система от взаимосвързани елементи, осигурени с технологични и информационни връзки. В нея могат да се отделят управляващи и управлявани части и канали за права и обратна връзка.

(д) Според най-често срещаните определения, рудникът е сложна система, защото:

- той се описва с понятия от различни области на знанието, и
- промените в една част от системата водят до непредвидими или трудно прогнозируеми промени в другите части.

(е) Важна черта на системата рудник е нейната цялостност, породена от:

- последователността и обвързаността във времето и пространството на основните технологични процеси;

- взаимните връзки и силното влияние на отделните работни места едно спрямо друго и за развитието на обекта;
- неравномерното разпределение на полезните и вредните компоненти, което налага съгласувано третиране на цялата маса на подземното богатство, дори и на цялата минна маса.

2. Управлява се моделът

Традиционният ръководител взема решения въз основа на собствената си представа за обекта и/или процеса. Ако означим тази представа с научното понятие "модел" следва, че успехът на ръководителя зависи от адекватността на приетия от него модел.

Автоматизираното управление се основава на компютърно базирани информационни модели. При това:
- рудникът се представя с множество от модели, които отразяват съществено различни характеристики на обекта;
- използваните модели трябва да осигурят информационната цялостност на обекта, т.е. да са съвместими един с друг;
- моделите трябва да съответстват на динамиката на изменението на обекта и на вероятностния характер на въздействията на природната среда и на останалите подобни фактори;
- моделите трябва да отговарят и на определени изисквания свързани с използваната техника и технология за събиране и обработване на информация.

В отделните етапи от развитието на рудника и при решаване на различни задачи, използваните информационни модели имат различно място и значение. Все пак, трябва да отделим трите най-важни модела:
(а) Модел на минните изработки. Моделът координира в пряк и преносен смисъл данните от останалите модели на рудника.
(б) Модел на природните условия. Моделът осигурява достатъчно надеждни стойности на природните показатели в "произволна" точка.
(в) Модел на основните технологични процеси. Моделират се процесите в конкретните условия на работните места в рудника и в даден моменти или период от време.

3. Йерархия на цели и ограничения

В зората на автоматизацията, бяха предложени системи, които планираха ежедневния обем на минните работи за срок от 1 година. Това беше много просто, но за жалост, неприложимо решение. За да бъде ефективна, системата трябва да отчете йерархията на целите и ограниченията през отделните периоди на съществуване на рудника.

Ще приведем едно възможно решение за отделните периоди за проектиране (планиране) на развитието на минните работи..
(а) Период 1, 2, …, N години ("стратегия"). Основната цел е да се осигури развитието на рудника като инженерно съоръжение, т.е.:
- бордовете да бъдат устойчиви, и
- обемът на откривката да е относително постоянен и да не се влияе от локални екстремуми.
(б) Период 1, 2, …, 12 (или 15) месеца ("тактика"). Основната цел е да се осигури достатъчен обем подготвени/готови за изземване запаси. Това се постига със спазване на последователността сондиране - взривяване – натоварване – транспортиране – складиране, респ. насипване. Отчитат се положението и възможностите на механизацията и особеностите на режима на минните работи (напр. в рудниците за добив на въглища през топлия период се напредва с откривката, необходимо е време за основни ремонти и т.н.).
(в) Период от 1, 2, …, 7 (или 10) дни ("оперативно"). В този период основно е планирането на качеството. Съставя се зависимостта "обем/качествени показатели", която обвързва напредъкът на добивните багери с очакваните стойности на показателите и дава възможност за реално планиране.
(г) Период от 1, 2, …, 8 (или 12) часа ("реално време"). В този период се решава задачата за съгласуване на работата на добивните багери така, че да се добие подземно богатство със зададени количествени и качествени показатели. Често пъти този процес се нарича "Осредняване". Това понятие обаче не е съвсем точно, защото ВСЯКО произволно смесване води до осредняване на показателите на отделните съставки. Може би по-правилно е процесът да се нарича управлявано или насочено осредняване.

Системата трябва да позволява и обратен ход, т.е. при настъпване на определени събития да се препроектират етапите (в), (б) и (а). Такива събития за по-късите периоди са аварии, непотвърждаване на запасите и т.н., а за по-дългите – промени в макроикономическата обстановка и др.п.

4. Складът – решение или проблем

Складът с добито подземно богатство, независимо къде се намира – в рудника и/или при потребителя, има две основни функции:
- съхраняване на резерв, който осигурява дейността на преработвателните мощности при спиране или намаляване на добива, и
- управляване на качеството (т.нар. "осреднителни" складове).

Обикновено втората функция на склада се надценява. Нейното изпълнение зависи от начина на постъпване на добитото подземното богатство в склада. Възможни са различни случаи:
(а) В склада постъпва подземно богатство с показатели, които съответстват на природната изменчивост на показателите (неуправляван добив). За управление на качеството, складът трябва да се третира като рудник: опробване по съответен начин, съставяне на модели, решаване на задачите (в) и (г) от т. 3.
(б) В склада постъпва подземно богатство с достатъчно точно определени показатели (качеството на добива се контролира). В този случай е необходимо да се състави модел на склада и с подходящи технологични решения да се управлява изгребването. Моделирането се облекчава, ако отделните качества се разделят физически. Разбира се, задачата няма решение, ако в склада преобладаващо постъпва подземно богатство с лошо качество, или по-общо казано, складът не позволява екстраполиране.
(в) В склада постъпва само подземно богатство, което отговаря на изискванията на потребителя (качеството се

управлява). Тогава моделът трябва да отразява количеството на складираната маса.

Управлението на качеството чрез осреднителен склад е по-прегледно, отколкото управлението на добива в рудника, но неговите възможности са ограничени, особено ако не се поддържа и използва модел на складираната маса.

5. Внимание: буквално изпълнение

Не винаги е правилно на автоматизираната система да се възлагат цели, които са свойствени на "човешкото" управление. Автоматизираната система изпълнява изискванията буквално, без да въвежда смислови корекции. Ето няколко примера.

- цел: Максимална ефективност на автотранспорта. Системата ще предпочете дългите курсове, при които коефициентът на използуване на транспорта е по-голям.
- цел: Максимална производителност на добивните багери. Системата ще включи в добива неоправдано голям обем запаси с ниско съдържание. Като се отчете изменчивостта на показателите и неизбежните грешки при определяне на запасите, вероятността да се добие некондиционна минна маса е неоправдано висока. Същото ще се получи и при целева функция добив на подземно богатство с минимални, респ. максимални, допустими стойности на показателите.
- цел: Добив със зададен(и) показател(и). При достатъчен брой багери (обикновено 3 и повече), задачата не е еднозначна и има десетки решения. Затова следва да се въведе и друг критерий, напр. минимална междузабойна дисперсия.

6. Във вероятностна среда – с вероятностни подходи

Има противоречие между вероятностния характер на средата и процесите в рудника и детерминираността на заданията. Не можем да наредим на багериста да натовари 1000 m^3 с отклонение 10%, тъй като той ще натовари 900. Заданието трябва да е детерминирано, но системата следва да оцени риска за неговото неизпълнение; при недопустим риск, заданието следва да се коригира (но не от багериста).

По наше мнение, най-добри резултати при планиране (проектиране) на минните работи, особено за къси периоди, се получават със стохастично моделиране (популярно като метод "Монте Карло"). Този подход има две важни предимства:

- първо, вместо единичен резултат се получава разпределение на решенията, т.е. и тяхната вероятност, и
- второ, отчитат се и т.нар. "малко вероятни събития", които се пренебрегват от "класическата" статистика.

7. Интерактивен подход (човеко/машинни решения)

Системата трябва да предвиди намесата на специалистите (програмиран диалог). Подходящи са случаите когато:

- изискванията са противоречиви;
- липсва приемливо решение при конкретните входни данни;
- трябва да се вземат важни решения;
- решението се взема по неясни правила, където помагат интуицията и опитът на специалиста.

Най-широко трябва да е застъпен диалогът в управлението в реално време – реакция на настъпилите неблагоприятни решения, генериране на справки и т.н.

Системата трябва максимално да подпомага специалиста с ясно редактирани съобщения и запитвания, предлагане на алтернативи и особено – с подходящи графики. Въобще графиките имат голяма роля в автоматизираните системи за управление и в това отношение те са близки до ГИС.

8. Изходът е функция на входа

Сложните автоматизирани системи като правило са особено чувствителни към неточности във входа. Въпросът има най-малко два аспекта:

- първо, разработване на процедури за отстраняване на фактически и логически грешки (напр. коефициентът на разбухване е винаги над 1), и
- второ, определяне на достатъчно надеждни стойности на множество технологични показатели, като загуби, обедняване/замърсяване, коефициент(и) на разбухване, фракционен състав, коефициенти за използване на механизацията и т.н.

Намирането на тези стойности изисква определен обем изследователски работи, тъй като те са свързани с конкретните условия на обекта. Такива изследвания у нас бяха извършени през 1970-1980 г. Може би е време те да бъдат установени отново.

Впрочем, достатъчно интелигентната система трябва итеративно да изчислява някои показатели и ефективно да използва инструментът "обратна връзка".

9. Техническите средства: какви, къде и как

Съвременното електронно приборостроене осигурява широк спектър от технически средства за събиране на информация: тотални геодезически станции, GPS-приемници, експрес-анализатори, датчици за производителност и натоварване, комуникационни системи и средства и т.н.

Сами по себе си,, тези средства не решават проблемите. За да бъдат ефективни, трябва да бъдат спазени редица условия.

(а) Техническите средства да бъдат на подходящо място в цялостната система. Примери. GPS-приемниците трябва приоритетно да се разполагат на добивните багери, а не на автосамосвалите, особено при работа в затворен цикъл и по познати маршрути. Експресните анализатори поставени на забоя служат за управление на товаропотока, а в края на потока – за контролиране на получените резултати.

(б) Резултатите от различните технически средства да се съгласуват във времето и пространството; напр. GPS-приемниците в много случаи работят в "друго" пространство, а не в координатната система, която е приета в рудника. ата

(в) Да се отчита надеждността на получените данни, която в общия случаи зависи от използваните физически, респ.

геометрически, принципи, влиянието на средата, конструктивните особености на прибора и т.н.
(г) Да се предпочитат on-line обработките.

Не е трудно със съвременните технически средства да се получава маркшайдерски модел на изработките в реално време. Важно е получената информация да се използва пълноценно.

10. База от данни

Огромното количество от данни с различно съдържание, характер и източници на получаване изисква и съответната организация на информационните масиви. Такава организация осигуряват известните СУБД; разбира се, възможни са и други решения. При съвременните компютри не бива да се притесняваме за скоростта на обработка и за съхраняването на големи масиви. Това не означава, че трябва да се пренебрегват известните правила, като:
- разработване на подходящи входни панели и изходни документи;
- съвместимост на данните чрез обща номенклатура, координатна система, мерни единици и т.н.
- създаване на правила за внасяне/корекции на данните в базата;
- защита срещу неправомерно ползване, вкл. и срещу компютърни пирати;
- осигуряване на приемственост.

Важен е въпросът за съхраняването на първичните данни. Значителен източник на такива данни са автоматичните датчици за измерване и регистриране на стойностите на различни величини. Например, за 1 година се получават (приблизително):
- от 1 автосамосвал при 50 курса на ден – 100 хил. данни;
- от датчика за пепел на ГТЛ (през 15 мин.) – 35 хил. данни;
- от ежемесечните маркшайдерски снимки – 200 хил. данни.

Едва ли е възможно да се препоръча общ подход и трябва да се комбинилат няколко решения-
- обработка на първичните данни и съхраняване на синтетични показатели;
- архивиране и съхраняване извън основната БД;
- запазване само на актуалната стойност.

11. Научни основи (Няма нищо по-практично от добрата теория. А. Айнщайн)

Както всички съвременни технологични достижения, автоматизираните системи се основават на успехите на науката. При имплантирането на научните решения в системата са възможни различни случаи.
(а) Научните решения "не работят" в условията на минното производство. Например, известната от линейното програмиране "Задача за шихтата" не е подходяща за управление на добива от няколко забои, защото връзките между величините в целевата функция и ограничителните условия не са линейни.
(б) Научните изследвания изискват допълнителни изследвания и експерименти. Подобно е определянето на закономерностите на пространствено разпределение на полезните/вредните компоненти на подземното богатство и др.п. показатели.
(в) Съществуват по-строги и обосновани методи, които могат да заменят традиционните приблизителни и частни решения, голяма част от които са били наложени от ограничените възможности на класическите изчислителни средства. В такъв смисъл трябва да се предпочете методът на крайните елементи пред кръгово-цилиндричната повърхнина на плъзгане и т.н.
(г) Системата съчетава решения от различни области на науката. Това поставя високи изисквания пред разработчиците и неизбежно проникване в съседни области.

12. Пазарът - в края, но не на последно място

Колкото и непривично да звучи, за пазара няма принципна разлика между кварталното магазинче и големия открит рудник. И двете институции работят ЗА и съществуват благодарение НА клиента. Всичко в рудника, което представлява потребителски интерес трябва да се разглежда като стока, независимо от записаното в геоложките доклади и други документи.

Изискванията на клиента се отнасят за качеството в широкия смисъл на думата. Това включва най-малко:
- определени стойности на различни показатели (съдържание на полезни/вредни компоненти, сортов състав, физикомеханични свойства, фракционен състав и т.н.);
- обем (количество) и ритъм на доставките;
- цена за 1-ца количество при дадено качество.

Желаните от клиента показатели могат да бъдат зададени по различен начин -единична стойност (средна аритметична и стандартно отклонение), вид, интервал, максимална или минимална стойност, функция от други параметри и т.н. Особени трудности при управлението на качеството се срещат при твърди стойности на показателя, при наличие на неблагоприятни корелационни връзки и др.п.

*

Изложеното далече не изчерпва многобройните проблеми, които възникват при разработването и внедряването на автоматизирани системи за управление на минните работи в откритите рудници. То е опит за един по-общ поглед, който е особено необходим в началните етапи на проектиране на системата. От друга страна, изложеното може би ще помогне на минните специалисти да се ориентират за действителните качества и възможности на системите, които се предлагат на пазара.

Литература

Астафиев, Ю. П., А. С. Давидович и др. *Автоматизация планирования горных работ на железорудных карьерах*. М., Недра, 1982.

Баранов, Ю., А. Сберовский, А. Хлебанов. Перспективы применения геоинформационных систем и технологий для ведения горно-транспортных работ на карьерах – *6-та конф. по открит добив*, сб. докл.; Несебър, 2001.

Ершов, В. В. *Геолого-маркшайдерское обеспечение управления качеством руд*. М., Недра, 1986.

Маждраков, М. *Автоматизация на маркшайдерските изчисления и графични построения*. С., ВМГИ, 1987.

Маждраков, М. Пробемы создания и внедрения автоматизированной системы маркшейдерского обеспечения (АСМО) в НРБ. – *VII Межд. конгрес по маркш. делу*, сб. докл., т. V, Ленинград, 1988.

Маждраков, М. (редактор). *Информационно осигуряване на управлението на минното производство*. С., ВМГИ, 1991.

Маждраков, М. и др. Автоматизированная система маркшейдерского обеспечения открытых горных работ. – *V Межд. симп. по маркш. делу*, сб. докл., т. 5, Варна, 1982.

Маждраков, М., С. Иринков, И. Христов, Н. Николов. По някои въпроси от управлението на количеството и качеството на добива в р-к "Кремиковци". *Годишник на ВМГИ*, т. XXXV, св. IV, София, 1988-89.

Станков, С. Оптимално управление на рудничен транспорт и шихтоване чрез мониторинг с GPS NavStar. – *6-та Конференция по открит добив*, сб. докл., Несебър, 2001.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Маркшайдерство и геодезия", МТФ

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

APPLICATION OF LINEAR PROGRAMMING WITH FUZZY PARAMETERS IN MINING

Dragisa Stanujkic, Dejan Bogdanovic

Megatrend University, Faculty of management, Park Suma "Kraljevica" bb, 19000 Zajecar, Serbia

ABSTRACT. The fuzzy set theory has been applied in many fields, such as operations research, control theory, and management sciences, etc. In particular, an application of this theory in decision making problems is linear programming problems with fuzzy numbers. In this paper is given an example of usage of linear programming with fuzzy parameters for an process optimization in mining.

ПРИЛОЖЕНИЕ НА ЛИНЕЙНО ПРОГРАМИРАНЕ С НЕОПРЕДЕЛЕНИ (РАЗМИТИ) ПАРАМЕТРИ В МИННОТО ПРОИЗВОДСТВО

Драгиса Станюкич, Деян Богданович
Мегатренд Университет, Факултет по мениджмънт, Парк Сума "Кралевица" bb, 19000 Зайчар, Сърбия

РЕЗЮМЕ. Теорията на размитите (неопределени) множествата се прилага в много области на познанието, като например в научните изследвания за увеличаване на производствената ефективността, теорията за контрол и мениджмънта и т.н. По специално, прилагането на тази теория при решаване на възникнали проблеми е чрез линейното програмирани проблемите с неопределени (размити) числа. В доклада е представен пример с използване на линейно програмиране с неопределени (размити) параметри при оптимизиране ефективността на минното производството.

Introduction

Fuzzy linear programming is first formulated by Zimmerman. Recently, these problems are considered in several kinds, that is, it is possible that some coefficients of the problem in the objective function, technical coefficients, the right-hand size (RHS) coefficients or decision making variables be fuzzy number [3, 4, 5, 6, 7, 8, 9]. In this work, we focus on the linear programming problems with fuzzy numbers in objective function for optimization process in mining.

Fuzzy sets

Let X be a classical (*crisp*) set of objects, called the universe, whose generic elements are denoted by x. The membership in crisp subset of X is often viewed as characteristic function $\mu_A(x)$ from X to $\{0,1\}$ such that:

$$\mu_A(x) = \begin{cases} 1 & x \in A \\ 0 & x \notin A \end{cases} \tag{1}$$

where $\{0,1\}$ is called a valuation set.

If a valuation set is allowed to be the real interval [0,1], A is called a *fuzzy set* proposed by Zedeh. $\mu_A(x)$ is the degree of membership in of x in A . The closer the value of $\mu_A(x)$ is to 1, the more x belong to A. Therefore, A is completely characterized by the set of ordered pairs:

$$A = \{x, \mu_A(x) \mid x \in X\}$$

Fuzzy number

A fuzzy number A is convex normalized fuzzy set on the real line R such that:

1) It exist at least one $x_0 \in R$ with $\mu_A(x_0) = 1$.
2) $\mu_A(x)$ is piecewise continuous.

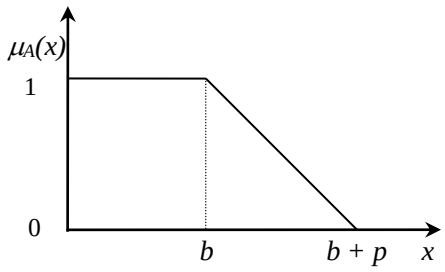


Fig. 1. Fuzzy number

$$\mu_A(x) = \begin{cases} 1 & x \le b \\ \dfrac{x-b}{p} & b < x \le b+p \\ 0 & b+p < x \end{cases} \tag{2}$$

Among the various types of fuzzy numbers, triangular and trapezoidal fuzzy numbers are the most important.

Fuzzy optimization

Fuzzy optimization problems can be stated and solved in many different ways. Usually the authors consider optimization problems of the form

$$\max/\min \ f(x); \text{ subject to } x \in X,$$

where f or/and X are defined by fuzzy terms. Then they are search for crisp x^* which (in a certain) sense maximizes f under the (fuzzy) constraint X.

Linear Programming. A linear programming (LP) problem is defined as:

$$\begin{aligned} &\max z = cx \\ &\text{s.t. } Ax \le b \\ &x \ge 0 \end{aligned} \tag{3}$$

where $c = (c_1, \dots, c_n)$, $b = (b_1, \dots, b_n)^T$, and $A = [a_{ij}]_{mxn}$.
Canonical form of linear programming problem is defined as:

$$\begin{aligned} &\max c^T x && \leftarrow \textit{objective function} \\ &\text{st. } Ax \le b && \leftarrow \textit{resource constraints} \\ &x \ge 0 && \leftarrow \textit{action variables} \end{aligned} \tag{4}$$

$A \in R^{m \times n}$, $b \in R^m$, $c \in R^n$

Vector x^* is called a solution of LP problem if $cx^* \ge cx$ for all $x \in X$.

In the above problem, all of the parameters are crisp. Now, if some of the parameters be fuzzy numbers we obtain a fuzzy linear programming.

Fuzzy Linear Programming. In fuzzy linear programming (FLP) problems some or all coeficients can be fuzzy sets and the inequality relations between fuzzy sets can be given by certain fuzzy relation. In summary, the fuzzy optimization problem with fuzzy coefficients and fuzzy parameters can be mathematically expressed by:

$$\begin{aligned} &\max/\min \ z = \tilde{c}x \\ &\text{st. } \tilde{A}x \{\le, \ge, =\} \tilde{b} \end{aligned} \tag{5}$$

Fuzzy linear programming problems with fuzzy numbers in objective function represent a particular fuzzy linear programming problems. There is a some special cases of fuzzy linear programming problems with fuzzy numbers in objective function:

a) Fuzzy tehnological coefficients

$$\begin{aligned} &\max \ c^T x \\ &\text{st. } \tilde{A}x \le b \end{aligned} \tag{6}$$

b) Fuzzy coefficients on RHS

$$\begin{aligned} &\max \ c^T x \\ &\text{st. } Ax \le \tilde{b} \end{aligned} \tag{7}$$

c) Fuzzy constraints

$$\begin{aligned} &\max \ c^T x \\ &\text{st. } \tilde{A}x \le \tilde{b} \end{aligned} \tag{8}$$

Fuzzy solution

In the fuzzy environment fuzzy objective function and constraints is characterized by its membership functions. The decision in fuzzy environment can be viewed as the intersection of fuzzy constraints and fuzzy objective function.

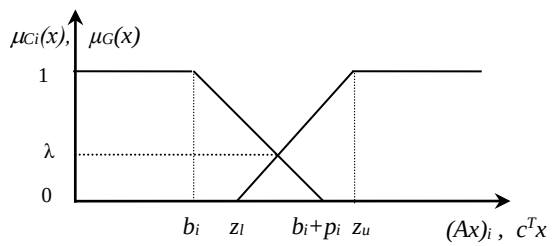


Fig. 2. Fuzzy solution

By using the definition of the fuzzy decision proposed by Bellman and Zedeh, we have:

$$\mu_D(x) = \min(\mu_G(x), \min_i(\mu_{Ci}(x))) \tag{9}$$

Allowed fuzzy solution. We say that vector $x \in R^n$ is a feasible solution for (x1) if and only if x satisfies the constraints of the problem.

Optimal fuzzy solution. A feasible solution x^* is an optimal solution for (x1), if and only if x say that vector $x \in R^n$ is a feasible solution for (x1) and for all feasible solutions x we have $cx^* \ge cx$.
Consequently, the problem XX becomes to the following optimization problem:

$$\begin{aligned} &\max \ \lambda \\ &\mu_G(x) \ge \lambda \\ &\mu_{Ci}(x) \ge \lambda, \ 1 \le i \le m \\ &x \ge 0, \quad 0 \le \lambda \le 1 \end{aligned} \tag{10}$$

Fuzzy linear programming problems with fuzzy constraints

We consider a fuzzy linear programming problems with fuzzy constraints (c)

Assumption 1. $\tilde{a}_{ij}$ and $\tilde{b}_i$ are fuzzy number with the following membership function:

$$\mu_{a_{ij}}(x) = \begin{cases} 1 & x < a_{ij} \\ (a_{ij} + d_{ij} - x)/d_{ij} & a_{ij} \le x < a_{ij} + d_{ij} \\ 0 & x \ge a_{ij} + d_{ij} \end{cases}$$

and

$$\mu_{b_i}(x) = \begin{cases} 1 & x < b_i \\ (b_i + p_i - x)/p_i & b_i \le x < b_i + p_i \\ 0 & x \ge b_i + p_i \end{cases}$$

where $x \in$ R.

The fuzzy set of the *i*th constraint, C_i, is defined by

$$\mu_{Ci}(x) = \begin{cases} 0 & b_i < \sum_{j=1}^{n} a_{ij}x_j, \\ \left(bi - \sum_{j=1}^{n} a_{ij}x_j\right) / \left(\sum_{j=1}^{n} d_{ij}x_j + p_i\right) & \sum_{j=1}^{n} a_{ij}x_j \le b_i < \sum_{j=1}^{n} (a_{ij} + d_{ij})x_j + p_i, \\ 1 & b_i \ge \sum_{j=1}^{n} (a_{ij} + d_{ij})x_j, \end{cases}$$

For defuzification of problem (c), we first calculate the lower and upper bounds of the optimal values. The optimal values z_l and z_u can be defined by solving the following standard linear programming problems, for which we assume that all they have the finite optimal values.

The objective function takes values between z_l and z_u while tehnological coefficients take values between a_{ij} and $a_{ij}+d_{ij}$ and the right-hand side numbers take values between b_i and b_i+p_i .

The fuzzy set of optimal values, *G*, is defined as:

$$\mu_G(x) = \begin{cases} 0 & \sum_{j=1}^{n} c_j x_j < z_l, \\ \left(\sum_{j=1}^{n} c_j x_j - z_l\right) / (z_u - z_l) & z_l < \sum_{j=1}^{n} c_j x_j < z_u, \\ 1 & \sum_{j=1}^{n} c_j x_j > z_u, \end{cases}$$

By using the definition of the fuzzy decision proposed by Bellman and Zedeh, we have

$$\mu_D(x) = \min(\mu_G(x), \min_i(\mu_{c_i}(x)))$$

Consequently, the problem (x,x) becomes to the following optimization problem.

$$\max \ \lambda$$
$$\mu_G(x) \ge \lambda$$
$$\mu_{Ci}(x) \ge \lambda, \ 1 \le i \le m$$
$$x \ge 0, \quad 0 \le \lambda \le 1$$

By using (x.x) and (x.z), the problem (x.d) can be writen as:

$$\max \ \lambda$$
$$\sum_{j=1}^{n} c_j x_j \ge z_l + \lambda(z_u - z_l)$$
$$\sum_{j=1}^{n} (a_{ij}x_j + \lambda d_{ij}) \le b_i - \lambda p_i$$
$$x \ge 0, \quad 0 \le \lambda \le 1$$

An example of usage of fuzzy linear programming in mining

Quarry output is up to 15 m³/h of rubble. Quarry produce two types of rubble:

- *A* (+ 8 – 16mm)
- *B* (+ 0 – 8mm)

Production costs should be up to 100€/h (6€/m³ for rubble *A* and 7,5€/m³ for rubble *B*).

It is expected benefit of 4,5€/m³ from rubble *A* and 5€/m³ from rubble *B*.

Determinate optimal output of rubble *A* and *B* in order to get peak of total benefit.

Solution. Objective function is:

(max) $Z = 4.5X_1 + 5X_2$

Resource constraints:

$X_1 + X_2 \le 15$
$6X_1 + 7.5X_2 \le 100$

Modification. Modification is necessary in order to get the most real process of production. Dependenig of demand, output of rubble *A* can be increased up to 20%, and otput of rubble *B* up to 30%. Growth of the one rubble production can be realized by reduction of the other rubble or by growth of total output up to 10%. But, growth of total output up to 10% couse growth of total costs up to 13.7%.

We now have the new (modificated) resource constraints:

$$(1+0.2)x_1 + (1+0.3)x_2 \le 15 + 1.5$$
$$6x_1 + 7.5x_2 \le 100 + 13.7$$

By application of fuzzy technological coefficients and fuzzy coefficients on the right side (RHS) of the system, we get limited area ($C_1C_2C_3C_4$) which represents allowed fuzzy solution, instead of intersection point which represents the optimal solution.

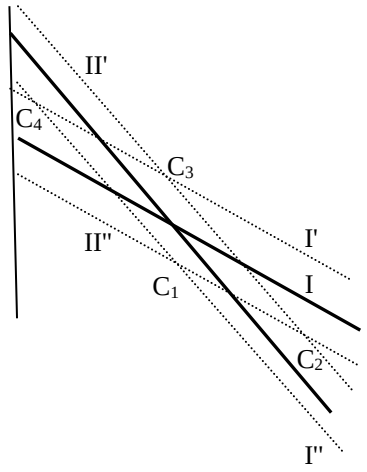


Fig. 3. Allowed fuzzy solution area

After solving the system (resource constraints) and determination of values of z_l and z_u (57.69 i 79.15), this system gets its final form:

$$\max \ \lambda$$
$$x_1 + x_2 \geq 57.69 + 21.46\lambda$$
$$(1+0.2\lambda)x_1 + (1+0.3\lambda)x_2 \leq 15 - 1.5\lambda$$
$$6x_1 + 7.5x_2 \leq 100 - 13.7\lambda$$
$$x_1, x_2 \geq 0, \quad 0 \leq \lambda \leq 1$$

Finally, it is determinated the value of the optimal fuzzy solution by iteration operation.

λ	z(λ)
0	57.6923
0.1	59.8381
0.2	61.9838
0.3	64.1296
0.3355	64.8914

Optimal fuzzy solution is obtained for λ^*=0.3355 and its value is $z(\lambda^*)$=64.8914.

Optimal fuzzy solution represents optimal total benefit (64.8914€/h) under above determined condition of production.

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

Conclusion

The fuzzy set theory has wide application, such as operations research, control theory, and management sciences, etc. The application of this theory in decision making problems is linear programming problems with fuzzy numbers. These problems are considered in several kinds, that is, it is possible that some coefficients of the problem in the objective function, tehnical coefficients, the right-hand size (RHS) coefficients or decision making variables be fuzzy number.

In this work, focus was on the linear programming problem with fuzzy numbers in objective function for optimization process in mining.

Based on quarry output of two types of rubble, cost of production and benefit it is obtained the objective function and resource constraints. Also, modification is done in order to get the most real process of production.

Solving this optimizational problem, it is determinated the value of the optimal fuzzy solution by iteration operation and optimal fuzzy solution is obtained for λ^*=0.3355. Its value is $z(\lambda^*)$=64.8914. This mean that optimal total benefit is 64.8914€/h under above determined condition of production.

References

Belleman R. E. and. Zedeh L. A. 1970. Decision making in a fuzzy environment, *Management sci. 17,* p. 141-146.

Gasimov R. N., Yenilmez K. 2002. Solving Fuzzy Linear Programming Problems with Linear Membership Functions, *Turkish Journal of Mathematics, Vol. 26.*, p. 375-396.

Magdalinović N., Jovanović R. 2006., Naučne osnove upravljanja projektima, *Megatrend univerzitet primenjenih nauka - Fakultet za menadžment Zaječar*, Zaječar

Pires F. M. 1996. Solving Fuzzy Optimization Problems: Flexibile Approaches using Simulated Annealing*, World Authomation Congress, WAC'96, Vol 5, TSI Press*

Zimmerman H. J. 1978. Fuzzy programming and linear programming with several objective functions, *Fuzzy Sets and Systems I,* p. 44-45.

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

НОРМАТИВНИТЕ ДОКУМЕНТИ НА КОНЦЕДЕНТА – ПРИОРИТЕТНА ЗАДАЧА ПРИ ОПАЗВАНЕТО НА ПОДЗЕМНИТЕ ПРИРОДНИ БОГАТСТВА

Койно Боев

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

РЕЗЮМЕ: Съществуващите, за съжаление изборно използвани, нормативи за запаси по степен на промишлено усвояване и за загуби и обедняване, следва да бъдат допълнени с технически регламенти – минна рента за използване на недрата и стойността на доказаните запаси.

THE NORMATIVE DOCUMENTS OF THE CONZEDENT – PRIORITY TASK OF THE UNDERGROUND NATURAL RESOURCES PRESERVATION

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

ABSTRACT: Unfortunately, actual norms of the reserves according to using industry exponent, losses and impoverish have to add with the technical regulations: mining rent of the bowels utilization and the value of the proved reserves

В документите (закони, нормативи, правилници и т.н.), регулиращи проучването на находищата и разработването на запасите отсъстват задължителни технически норми, във връзка с охраната на земните недра и рационалното използване на подземните богатства.

Техническите норми – нормативи за загуби на подземно богатство на основата на оптимизация и нормативи на запаси по степен на подготвеност за добив – почиващи на технически регламент са основни задачи на концесионера и концедента. Посочените две технически норми са взаимно свързани:

- недостатъчна осигуреност на запаси по степен на подготвеност за добив най-често води до завишаване на фактическите стойности на загубите и обедняването;
- завишаване на нормите за запасите по степен на проучване довежда до увеличаване на разходите за подготвителни работи (галерии, комини, комуникационни съоръжения) и т.н. за отчетен период от време (месец, полугодие, година), величината на печалбата от погасените запаси се намалява, тъй като подготвителните изработки изискват допълнителни разходи за подържане и/или прокарване на нови подготвителни галерии, комини и т.н.;
- завишаването на нормите за загуби и обедняване, ограничава интереса към иновации свързани с подготовката и реализацията на добива и спазване на мероприятията по охрана на земните недра;
- не се е наложил за страната ни убедителен технически регламент в планирането, отчитането и контрола на загубите и обедняването;
- нормативите за: запасите по подготвеност и загуби и обедняване, използвани от минните предприятия (някои не ги използват дори и в годишното инженерно проектиране) са мотивиращо икономико-счетоводно и мониторингово-геолого-икономически неприложими – разработени са преди повече от половин век, отразяват възможности на минни технологии, почиващи на принципи, цели, интереси и организация различна от тази в съвременните минни предприятия.

Посочените нормативи за да бъдат технически регулатор за използването на земните недра трябва да бъдат оптимизирани двустранно – както от позицията на ограниченията на собственика на подземните богатства, така и от интересите и целите но концесионера получил право за определен период от време от земните недра да получава богатства. Оптимизацията им налага решаване на въпроси както от държавните органи така и от получилия право да разработва находища на подземни богатства.

Стойността на доказаните запаси може да бъде обединяваща икономическа категория в дейностите на собственика на находището и на концесионера.

За определянето на оценката на доказаните запаси за значимите задачи по опазването и рационалното използване на недрата е необходимо:

- разработване на ефективни системи за финансиране на геологопроучвателните работи, в действащите добивни предприятия, както по пътя на облекчен данъчен режим, така и по пътя на вътрешно или от външен източник на дотиране;

- наред с финансово икономически и екологични критерии трябва да бъдат изградени и такива със социални (здравно, образователно осигуряване) последици от разработването на находището, за региона и/или за страната;
- определяне реда на усвояване на находището, като той задължително трябва да бъде отразен в стратегическия проект на минните работи;
- икономическата основаност на схемите на разкриване, технологията на добив и оценката на загубите на подземно богатство чрез включване на инвестиционните разходи;
- величината на загубите да зависи както от ефективността на технологията на добива и цената на продукцията; избора на вариант за технология с различни показатели на извличане на запасите (по величина на щетите) може да се използва за сравняване на варианти с еднакво ниво на разходи за производство;
- цената на полезното богатство, определяща нивото на технологията на добива и на преработката е определяща за нивото на загубите (може да се окаже, обаче, че приетата технология на добив и преработка е ефективна за концесионера, а неефективна за концедента);
- определянето на оптималната пълнота и качественото извличане на запасите от недрата: изисква се възприемането на недрата със своите богатства като имущество, което принадлежи и на поколенията след сегашното (не случайно в ЗПБ находищата на подземните богатства са изключителна държавна собственост – т.е. държавен орган не може да смени тяхната собственост).

За използването на имуществото, което не е собственост на ползвателя в правната практика се заплаща *рента*. Концесионерът следва да заплаща *минна рента*, която може да бъде отчетена при изработването на експлоатационните кондиции.

Експлоатационните кондиции отчитат:

- нееднородността на геоложкия строеж, изменчивостта на количествените и качествените показатели и т.н. в различните участъци от находището;
- недостатъците в методическата база за оконтуряване и оценка на запасите чрез постоянните (геоложките) кондиции;
- иновацията в добивните технологии ;
- цените на минералните продукти на пазара.

Минната рента (заплащането) за използването на земните недра в значителна степен ще намали:

- избирателното разработване на участъците и условията довеждащи до ликвидиране на промишлен интерес от експлоатацията на находището;
- осигуряването в националния бюджет на средства за проучване на нови находища;
- регулиране заплащането на концедента за геоложката подготовка на запасите, тъй като в сега действащите минни предприятия доказаните запаси са геоложки подготвени (проучени) на базата на държавно финансиране.

Нормирането на доказаните запаси по степен на подготвеност за промишлено усвояване [2], както и нормирането на загубите и обедняването се осъществява на базата на числови стойности. Те определят областта на нормалната работа на миннодобивното предприятие по тези две категории.

Нормирането (изчисляването на нормативи) на загубите и обедняването има за своя цел установяването на такива равнища за тях, което може да се счита за допустимо и технически оправдано за добивна единица за даден период от време.

Нормативите за загубите и обедняването трябва да осигурят рационално ниво на извличане на доказаните запаси от недрата и да способстват прилагането на най-ефективния от техническа и икономическа гледна точка, вариант на разработване на находището. Нормират се всички видове експлоатационни загуби и обедняване, които възникват в процеса на разработване и съответстват на технологията на добива, отразена в проекта на разработване. Опитът показва, че видовете експлоатационни загуби, първичното и вторичното обедняване, подлежащи на нормиране, трябва да съответстват на Единната класификация на загубите и обедняването, а така също и на изискванията на Единните правила за безопасно водене на минните работи.

За нормирането на загубите и обедняването се прилагат следните методи:

Статистически метод. Методът се основава на статистически данни за продължителен период от време. Данните се обработват с математико-статистически методи и обобщаване на производствен опит. Загубите и обедняването се приемат за независими величини и се отличават с относително постоянство за конкретни условия на разработване. Положителните страни на метода са, че отразява дългогодишен опит, а отрицателните – не винаги има достатъчно данни, а в някои случаи данните не са статистически издържани и с недостатъчна обективност. Нормативните стойности на загубите и обедняването могат да бъдат установени и по пътя на опитни наблюдения, т.е. чрез експериментален метод, който служи за проверка и допълва данните от статистическия метод. Експерименталния метод е свързан с време и допълнителни разходи, но резултатите от него са добри за условията, в които е извършен експеримента.

Изчислителен метод. Методът се използва за определяне нормативи за независими загуби и обедняване, възникващи от геоложки и геомеханични условия в зависимост от параметрите на системата, технологията на добива и габаритите на оборудването. Методът се основава на теоретични съображения и лабораторни изследвания. Той е по-бърз, но дава приблизителни резултати.

Метод на технико-икономическата оптимизация. Методът осигурява нормативи на загуби и обедняване при отработване на приконтактната зона на рудните тела (границата между подземно богатство и вместващи скали). Загубите и обедняването в този случай са взаимно независими величини. Определянето на оптималното ниво на нормативите на загубите и обедняването в граничната зона (руда – скала) се извършва на основата на икономическия критерий – максимална печалба от 1 t погасени запаси.

Нормативните стойности са определяни за конкретни геоложки и минно- технически условия. Условията в частите на находищата са пространствено - координатно определени. Определянето е приоритетна задача на маркшайдерското осигуряване на разработваното находище. Фактическите стойности на минно – геометричните, техническите и технологичните показатели на находището и предприятието са основен елемент на базата за определянето на числените стойности на нормативите.

По скромното мнение на автора концедентът има определяща роля в създаването на нормативите поради:

- посочената от него рамкова методика за изграждането на нормативите;
- правомощията, които му осигурява Закона, по отношение контрола за пълното и рационално изземване на запасите на подземни богатства.

Статията е препоръчана за публикуване от рецензент доц. д-р В. Велев, катедра "Икономика и управление", МТФ

Нормативните – техническите регулатори на рационалното използване на подземните богатства могат да бъдат съставени на базата на различни механизми: статистически, изчислителен, компонентен и метод на технико – икономическата оптимизация. За конкретно находище потенциално, те имат доброволен характер.

Основно изискване на концедента е ясно да изгради база, която да игнорира избирателният, доброволният характер при спазването на нормативите за запаси по степен на подготвеност за промишлено усвояване и нормативи за загуби и обедняване при разработване на находища на подземни богатства – каквито могат да бъдат *стойността* на доказаните запаси и *минната рента* за използването на земните недра.

Литература

Боев К. *Минна геометрия* Издателство Нова звезда 2006.

Михайлов Г. Боев К. Подход за нормиране на доказаните запаси при подготовката им за усвояване. *Минно дело и геология*. 2006.

Мининг С.Э, Мининг С.С. О техническом регулировании недропользования в современных условия. *Горный журнал*. 2005, №9-10.

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ГЕОМЕХАНИЧНА ОЦЕНКА НА МАСИВА СЛЕД ЗАКРИВАНЕ НА РУДНИК "РОСЕН", БУРГАСКИ МЕДНИ МИНИ ЕАД

Венцислав Иванов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", София 1700, e-mail: nis@mgu.bg

РЕЗЮМЕ: След продължителна и интензивна експлоатация и закриване на рудник "Росен", на терена над експлоатационния участък са възникнали разкъсвания и пропадания. За нуждите на проект за техническа ликвидация на последиците от пропаданията е извършена експертно – аналитична оценка на геомеханичното състояние на системата "Вместващ масив/Подземни изработки". Изследвани са основните фактори, определящи напрегнато-деформираното състояние на масива, дадени са заключения и препоръки.

ROCK MASSIF GEOMECHANICAL ASSESSMENT AFTER CLOSING OF "ROSEN" MINE, BOURGASKI MEDNI MINI EAD

Ventzislav Ivanov[1]
[1]University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT. There occurred breaks and failures of the surface above the exploited section after long and intensive exploitation and closing of "Rosen" mine. There was made expert-analytic assessment of the geomechanical situation of the system "Host massif/ Underground workings" for the purposes of the project for technical liquidation and the results from the failures. The main factors that determine the stress – strain state were carried out. Conclusions and recommendations are given.

Увод

Рудник "Росен" отстои на 25 км югоизточно от град Бургас. Находището е разработвано от два участъка – "Росен" и "Коручешме" (Стаханов.) Находище "Росен" се експлоатира в периода 1945-1995г. За тези години са добити 7563 х.т. руда със съдържание на мед 1,02% или 77912 т. метална мед.

Находището съдържа около четиридесет рудни жили, разполагащи се от СЗ на ЮИ, които за участъците Росен и Коручешме (Стаханов) са обединени в отделни групи.

Главна рудоразпределяща и рудовместваща роля за участък "Росен" има рудна зона № 7, която е тектонска структура със сложен строеж, изградена от интензивно напукани, хидротермално променени вместващи скали. Зоната е подлагана на интензивни тектонски процеси и в дорудния и в рудния етапи [5] вследствие на което, около нея, са развити перести рудовместващи структури [1].

В двата участъка на рудника са прилагани няколко системи на разработване. С основно приложение е системата с подетажно обрушаване. [1]. Втората по приложение добивна технология е системата за изземване чрез хоризонтални слоеве и последващо запълване на иззетото пространство. Използваното запълнение е от два вида – сухо скално запълнение и хидрозапълнение. Сухото скално запълнение е добивано от проходки и вътрешни кариери, а хидрозапълнението е с относителен дял 10,5% [1].

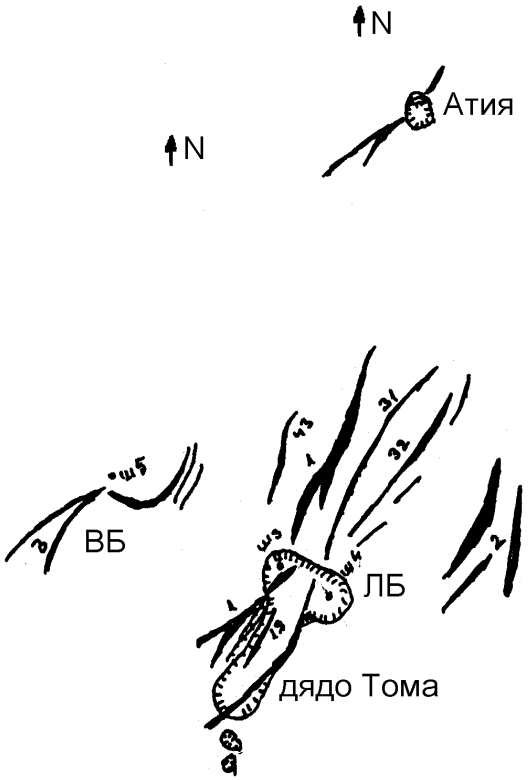
Рудник "Росен" е закрит през 1995г поради неефективност на добива, сложни минно-геоложки и минно-технически условия, неиздържани рудни жили с малка дебелина и ниски съдържания на мед, изчерпване на запасите на дълбочина до 800 m, усложнен транспорт, вентилация, водоотлив, увеличен скален натиск и др. [1]

Проблем

На терена над рудното поле на участък "Росен", в последните 5-6 години настъпват две пропадания на земната повърхност, площта на които нараства във времето (фиг.1)

През 2003 година кметовете на общини Атия и Созопол изпращат сигнални писма до компетентните държавни органи, които вземат решение за разработване на проект за ликвидиране на последиците от пропаданията. Неразделна част от този проект е представената тук геомеханична оценка.

Съществуващото, след ликвидацията на рудника НДС на масива и на системата „ВМ/ПИ", както и развитието на протичащите в него геомеханични процеси се определят единствено от вътрешни фактори: преразпределение на действащите напрежения, строеж, свойства и нарушение на масива, акумулиране на подземните води, параметри на движението, продължителност и стадии на процеса.



Фиг. 1. Ситуационен план на проблемния участък. 1, 3 ... – рудни жили; ВБ, ЛБ – висящ и лежащ блок; Дядо Тома, Атия – пропадания на терена

Техническа рекултивация, от една страна трябва да бъде базирана на количествено познаване и прогнозиране развитието на всички фактори, обуславящи устойчивостта на системата "Вместващ масив/Подземни изработки". От друга страна обектът е недостъпен за изследвания, които биха дали актуална информация за параметрите на ключовите фактори, определящи геомеханичната устойчивост на системата.

Посочените обстоятелства обуславят съвокупност от неопределености при решаването на задачата за геомеханичната оценка и напрегнато – деформираното състояни (НДС) на масива и механичните процеси, протичащи в него. Основен възможен подход в такава ситуация е итеративният. Той се състои в намирането на достоверни, приблизителни решения, базирани от една страна на безспорни факти (пропадания, разкъсвания, иззети обеми, конфигурацията на мрежата подземни изработки и развитието им във времето) и от друга, на експертни оценки основани на съвременни геомеханични теории и модели на напрегнатото състояние на скалния масив и устойчивостта на системата "вместващ масив-подземни изработки".

Геомеханична оценка

Геомеханичната устойчивост на системата "вместващ масив/подземни изработки" (ВМ/ПИ) се определя от взаимодействието на три основни фактора:

- ***напрегнатото-деформирано състояние на масива***, което включва в себе си познаването на естественото му (природното) напрегнато състояние и индуцираното поле на напрежения, вследствие експлоатацията на рудните жили;
- ***геоложкия строеж, структурните особености и физикомеханическите свойства на скалите***, характеризиращи механическото състояние на масива;
- ***ефектите от технологичните въздействия*** върху горните фактори и устойчивостта на системата ВМ/ПИ, вследствие експлоатационните работи.

Настоящата геомеханична оценка налага отчитането на още няколко специфични (но немаловажни) обстоятелства като: времетраенето и интензитета на експлоатационния процес, времетраенето и начина на техническата ликвидация и последствията и във времето за състоянието на системата (липсва поддържане на изработките, липсва водоотлив) изменението на хидрогеоложките условия, както и планетарни явления (климатични фактори, сеизмичност, движения на земната кора и др.).

I. Оценка на естественото напрегнато състояние (ЕНС) на масива в района на находище "Росен"

Компонентите на природното поле на напреженията може да бъде определено само и единствено чрез специализирани "in situ" измервания. Прегледът на предоставената и допълнително събрана, от нас, информация показва, че такива изследвания за находище "Росен" не са правени [1].

В условията на пълна неопределеност може да бъде използван метода на последователните приближения [2,3,4], който се състои в събиране, анализ и итеративно йерархично систематизиране на наличните признаци, по фактора "напрегнато състояние", като посоката на движение е от регионален към локален формат.

А) Регионално поле на естествени напрежения. За характеризирането му са анализирани алтернативите:

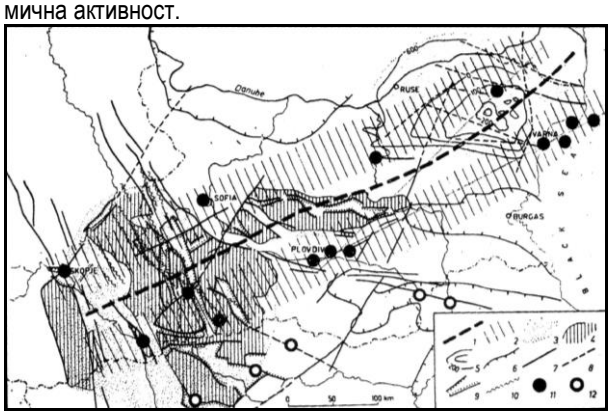
(а) съществуват ли (или не) признаци и данни за действието на тектонско действащо напрежение в района на Бургаското рудно поле (БРП)?

(б) ако такова напрежение съществува, каква е ориентацията му в равнината?

- **Признаци**:
  - БРП се намира в източната част на Банат-Средногорската металогенна зона, където в земната кора е формирана депресия, запълнена с вулкано-седиментни скали [5]. Скалният комплекс е изграден от ефузивни, субвулкански интрузивни скали, пронизвани от магматични тела [1]. Такива участъци от земната кора се характеризират с обстоятелството, че наред с гравитационната компонента в тях **ДЕЙСТВАТ И ТЕКТОНСКИ НАПРЕЖЕНИЯ** [6];
  - БРП е разположено в зона на контрастни движения на земната кора, [7], което е установен признак [6] **ЗА ДЕЙСТВИЕТО НА СЪВРЕМЕННИ ТЕКТОНСКИ НАПРЕЖЕНИЯ**;
  - БРП се характеризира с определен сеизмичен потенциал [7], който оценен комплексно, по геоложки и сеизмологични данни е 4 – 4,5 степен [9], което е

сигурен **ПРИЗНАК ЗА ПРИСЪСТВИЕ НА ТЕКТОНСКО (ХОРИЗОНТАЛНО) ДЕЙСТВАЩО НАПРЕЖЕНИЕ** [8].

На фиг.2 е показана карта на сеизмоактивните зони на страната, както и местоположението на епицентрите, с най-висока магнитуда. Наред с факта, че в такива зони **ДЕЙСТВАТ СЪВРЕМЕННИ ТЕКТОНСКИ НАПРЕЖЕНИЯ**, тези данни могат да бъдат използвани за първа реконструкция на разпределението на тектонското поле [3,4,8]. Установено е [3,4,8,10], че максималното тектонско напрежение е ортогонално на изолинията, свързваща епицентрите на сеизмична активност.



Фиг.2. Карта на разположението на епицентрите наглавните земетресения с най-високи магнитуди [9]

От фигура 3 е видно, че изолинията, свързваща епицентрите, разположена най-близко до проблемния район има ориентация А = 65^0, СИ. Ориентацията й е в съгласие с оста на Диагоналния вал (дебелия пунктир), към чийто флангове са привързани както епицентрите на високомагнитудните земетресения, така и структурите на Централнобалканския свод, свързани дълбочинното разломяване на земната кора на Централния Балкан [9,7].

Основните изводи от извършеното проучване са:

- Регионалното поле на естествени напрежения е от тектонски генотип.
- Разпределението на тектонските компоненти показва, че максималното хоризонтално/субхоризонтално напрежение е с ориентация СЗ-ЮИ, респективно минималното е с посока СИ-ЮЗ.

Полученото разпределение е в най-общо съгласие с една качествена оценка на посоката на тектонския натиск, определена на база анализ на движенията на крилата на разломите на БРП [5]. Там се предполага, че максималното тектонско напрежение е със субекваториална, а минималния натиск е със субмеридиална посока.

Б) Локално поле на естествени напрежения:

Възстановяването на полето на действащите напрежения може да се извърши чрез анализ на тектониката на разкъсване [2,4]. Най-общо казано, метода се базира на анализ на елементите на залягане на тектонските разломи, които дават ориентацията на главните напрежения в равнината [9].

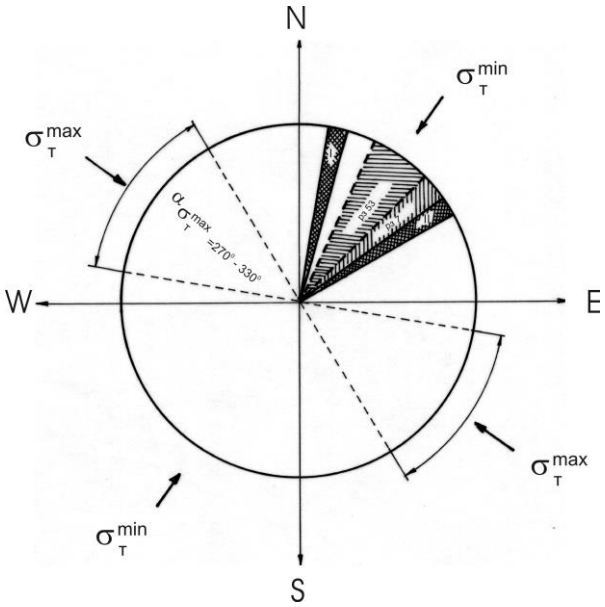
При анализа се използват разломите от еднакъв ранг (съизмерими с размерите на участъците), с еднотипни придвижвания по равнините на разкъсване, развити до дълбочини 600-1000 m (доказано чрез проучвателно сондиране). Като допълнителен критерий за ориентацията на максималния тектонски натиск са използвани големините на ъглите между системите разломи [3,8].

Резултатите от възстановяването на локалното поле на естествени напрежения са показани на фиг.3.

На фигурата е нанесена сводната диаграма на простиране на разломите с еднакъв ранг, ориентацията на главните тектонски напрежения, както и интервала на възможните стойности на азимута ($\alpha_{\sigma_T}^{max} = 270^0 - 330^0$), при който е възможно образуването на разломите от системи I и II.

Изводи

- Полетата на напрежения в участъци "Росен" и "Стаханов" са от тектонски генотип.
- Тектонският строеж на участъците е формиран в сходни условия и мащабите на разглежданата територия позволяват да се приеме, че полето е достатъчно еднородно за находище "Росен".



Фиг. 3. Реконструкция на локалното поле на напрежения

- Ориентацията на тектонските компоненти, според извършената реконструкция е както следва:

за $\sigma_T^{max} \longrightarrow$ *А = 280-330^0 (СЗ) – максимален натиск;*

за $\sigma_T^{min} \longrightarrow$ *А = 10-65^0 (СИ) – минимален натиск, (относителен опън);*

- Разпределението на локалното поле е в съгласие с определеното в т. А разпределение на регионалното поле.

Анализ на естественото поле на напрежения. Напрегнатото състояние на скалния масив в находището е комбинация от взаимодействието на две компоненти на напрежения – гравитационна и тектонска. Гравитационната компонента е леко определима. Ако се отчете дълбочината на водените минни работи, при средна обемна плътност

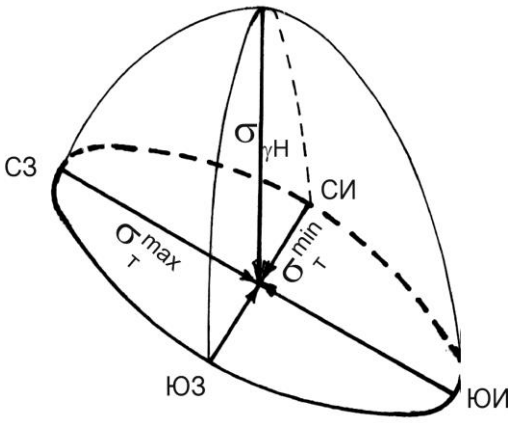
на изграждащия комплекс γ_{cp} = 0,028 MN/m³, гравитационната компонента $\sigma_{\gamma H}$ – се изменя от ~ 0 (на повърхността) до 22-23 MPa на дълбочина 800 m; (р.ж. 37), която стойност е близка до граничната якост на скалите в дълбоките хоризонти.

Тектонската компонента съдържа в себе си два елемента:

- остатъчни напрежения – възникнали в периода на тектонските въздействия в геоложкото минало, действащи най-вече около разломните структури;
- напрежения от съвременни тектонски процеси (доказвани от издигането на земната кора в района на Бургаската депресия с 1 mm/год). [7,9].

Тектонската компонента не може да бъде определена без специални измервания. Важно е обстоятелството, че тя се наслагва към хоризонталните напрежения от страничния отпор и големината й зависи от много допълнителни фактори (релеф, свойства, дълбочина и т.н.). Нейното влияние трябва да се отчита за всяка конкретна ситуация, което в случая се затруднява от изброените в началото неопределености. Може по допълнително установени факти да се предположи само, че е по-вероятно съотношението $\frac{\sigma_{\gamma H}}{\sigma_T}$ е положително. Предположението е базирано на сравнително малките амплитуди на вертикалните издигания на земната кора [9,7].

Конфигурацията на естественото поле, в находище "Росен", има форма на елипсоид, показан на фиг.4, с оси $\sigma_{\gamma H}$, σ_T^{max} и σ_T^{min}, изменящи амплитудите си в зависимост от дълбочината, свойствата, релефа, структурните особености на строежа и характеристиките на естествената напуканост на масива.



Фиг. 4. Конфигурацияна естественото поле на напрежения в находище "Росен"

II Строеж и физико-механически характеристики на скалния масив

– Строеж: Районът на находището е изграден от магматични скали, които са отнесени към две ясно обособени по възраст и условие на образуване комплекса – сенонски вулканогенен и интрузивен. Първият е с голяма мощност и основно е изграден от потоци лавови скали, редуващи се с агломератни, лапилни и пепелни туфи. По състав потоците са трахибазалти, андезитобазалти и андезити. Рудоносните разломи са развити главно във вулканските скали, в тях са вложени почти всички рудни жили, като рудните натрупвания са главно в дълбочинните части на разломите. Скалите около рудните жили са пиритно пропилизирани, следват пирокластитите, изграждащи пачки от пепелни туфи с дебелина от един до няколко метра. След това следва интрузивния комплекс, после терциера и кватернера. Интрузивният комплекс е изграден от скали от сиенитомонцонитовата група. по-късно се образуват дайковите скали, които процепват скалите на сенонския ефузивен комплекс в посока И-СИ. Терциерът е представен от нечисти неогенни варовити глини, съдържащи ядки от плътни или зърнести варовици. Мощността е неизвестна [12]. Кватернерът е представен от чакъли, пясъци и глини с мощност 10-15 m, над който е покривката от почвен слой с дебелина приблизително 1 m. Скалният масив е със сложен строеж, подлаган на многократани тектонски въздействия и в дорудния и следрудния периоди, формирали блоковата му структура, развита в дълбочина от 250 до 450 m, като разделящите блоковете тектонски пукнатини са с глинесто запълнение. Налице са прояви на голям брой разседи, смачквания, стривания и хлъзгателни огледала.

– Нарушеност: В масива преобладава блокова напуканост, формирана от пластови, надлъжни и напречни пукнатини. Пластовите пукнатини са полегати, а надлъжните и напречните са стръмни. В пълнежа на рудоносните структури са установени глини, както и в повечето от пукнатините. В резултат от тектонските въздействия са проявени голям брой разседи, смачквания, стривания и смилания [5,12]. Тектонските пукнатини се разкриват на дълбочина от 250 до 450 m, като напукаността е интензивна и неравномерна. В използваните от нас източници е цитирано едно изследване на напукаността на масива, в което е установено, че в находище "Росен" са развити пет системи пукнатини, които са със следните параметри на ориентация*

I–135⁰/70⁰; II–308⁰/78⁰; III–33⁰/70⁰; IV–270⁰/54⁰; V–2⁰/80⁰.

Налагането на разпространението на системите пукнатини, спрямо ориентацията на главните рудни зони показва, че за находище "Росен" системи III и V са успоредни на рудовместващите разломи; системи I и II са перпендикулярни, а система IV, сече косо основните рудни жили.

– Физико-механически свойства на скалите: От предоставената и допълнително събрана информация за физико-механическите свойства на скалите са установени следните данни:

Обемната плътност на рудата е в границите γ_p = 0,027-0,029 MN/m³, а на вместващите скали - γ_c = 0,025-0,027 MN/m³.

Коефициентът на разбухване на вместващите скали е 1,8 – 1,85. Оценени са по устойчивост – III-V категория [1].

Скалният комплекс на находището е изграден от сравнително здрави скални разновидности, с лабораторна якост на натиск, изменяща се в диапазона 130-290 MPa (σ_c^{cp} = 200 MPa). По-ниска е якостта на зоната на орудяване (σ_c = 67 MPa) и на рудните жили - $\sigma_c \approx$ 150 MPa. Налице

* Ориентацията е записана като α/β, където α - азимут, [...⁰]; β - ъгъл на наклона на нарушението

е съществено намаляване на лабораторната якост на скалите в нарушения масив, където тя е в границите 31 – 140 MPa $\sigma_c^{м.ср} \approx 70$ MPa. Съществено е влиянието на структурните нееднородности от различен ранг и върху якостта на опън σ_t и кохезията C [1]. Данните за физико-механическите свойства са дадени по литоложки тип без да са конкретизирани местата, откъдето са взети пробните тела.

− Хидрогеоложки условия: Прегледът на наличната информация характеризира находището като слабоводообилно [1,12]. Подземните води са от два типа – пукнатинно-грунтови и пукнатинно-жилни.

Пукнатинно-грунтовите води са в сенонския комплекс, разкриващ се до повърхността. Водопроводящите пукнатини, образуват гъста мрежа изветрели, взаимно пресичащи се нарушения, с разкритие 1-2 cm, развити на дълбочина до 10-15 m [12]. Една част от тези води захранват малки, низходящи извори, другата захранва пукнатинно-жилните води. Подхранването им е основно от валежите, дебита им е различен. Максимумът му е през м. юни и м. декември, минимумът – през м. август, като не надхвърля 1-2 l/s. Посоката им е от възвишенията към долините, като долната им граница е ерозионния базис.

Пукнатинно-жилните води на дълбоката циркулация се формират на дълбочини 250-450 m, в зоната на разпространение на тектонските нарушения, като при това няма обособени водоносни хоризонти [12]. Движението им е турбулентно и ламинарно, и съвпада с посоката на разпространение на тектонските разломи и пукнатини. Подхранват се основно от горезалягащите пукнатинно-грунтови потоци на плитката циркулация и атмосферните валежи. Дебитът им е 1-2-5 l/s [12]. Обводнеността на находището се реализира основно чрез капеж от горнището и стените на изработките, при пресичането им с рудните жили. На места има изтичане на струи с дебит 0,5-1,0 l/s, като в най-ниските части на находището водата изтича под напор. Подземните води са агресивни и кородиращи, по състав са от пресни до слабо минерализирани, предимно хидрокарбонатно-хлоридно-калциево магнезиеви.

− Орография. Релефът в района на находището е вълнообразен и слабо разчленен. Главната орографска единица е Меден рид, отстоящ на ЮИ от проблемната зона. Най-високите върхове са Голем Росенски баир и Меден рид, чиито върхове са ниски и заоблени.

III. Характеризация на скалния масив

По данните за якостните свойства на зоните за орудяване строежа и структурната нарушеност на скалите, от нас са приложени многопараметровите класификации (RMR, NGI, MRMR и MBR) за характеризация на "качеството" [14] и механичното състояние на масива, в районите на експлоатация на участък "Росен". При анализите, поради отбелязаните неопределености, са търсени по две оценки за качеството на скалния масив – песимистична и оптимистична, дадени са крайните резултати, без да се излагат междинните определения, изложени в [9].

- ► За определяне на времето, за което една незакрепена изработка ще бъде устойчива, необходимостта от закрепване и неговия вид са използвани класификациите на Bienjawski (RMR) и Barton (NGI).
  - За тектонски отслабените зони, рейтингът на скалния масив е RMR^{min} = 30, съответно RMR^{max} = 60. Съгласно тези оценки, скалите са съответно IV и III клас. Незакрепена изработка с ширина 2 m ще бъде устойчива по-малко от 10 часа (за RMR = 30) и до 20 дни при RMR = 60. При широчина на изработката 3 m, времето й на стоене ще бъде съответно няколко часа за ниския рейтинг (клас IV) и седмица за оптимистичния рейтинг.
  - Класификационната система на Barton, определя качеството (Q) на скалния масив. Тя е по-детайлна от горната, но тя оценява необходимостта от крепеж и препоръчва типа му, в зависимост от стойностите, получени за Q. За приетите изходни данни Q^{min} = 0,33, съответно Q^{max} = 1,87. Изработките, пресичащи отслабените зони изискват закрепване, като съгласно класификацията се препоръчва лек до среден крепеж и анкери при пресичането им, със стъпка на анкерите, в зависимост от големината на Q.
- ► Класификациите MRMR (Mining Rock Mass Rating) на Laubsher и MBR (Modified Basic RMR) на Kendorski са широко използвани в минната практика [13,14]. Основани са на класификацията на Bienjawski.
  - На база определяне големината на MRMR и хидравличния радиус на иззетото пространство в зоната на пропадането. Класификацията позволява оценка на склонността на масива към обрушаване. В конкретния случай за MRMR от IV-III клас (25/53) отнасят обрушаемостта на вместващите скали към добра до приемлива, при хидравличен радиус Rh=13/25. Класификацията препоръчва като най-приложима системата с обрушаване на горнището, междувпрочем съвпадащо с практиката на рудника.
  - Класификацията MBR е връзка между RMR и MRMR и се използват за оценка на начина на закрепване на изработките, когато за експлоатация се използва системите с обрушаване. Получените песимистични и оптимистични стойности на MBRmin = 23, съответно MBRmax = 50, предпоставят за закрепване на обслужващите изработки дървен или анкерен крепеж с рядка стъпка, на отделни места в районите на тектонските зони.

Изложеният анализ трябва да се приема като първо приближение, поради обстоятелството, че някои от основните параметри, заложени в класификационните схеми са определяни експертно (RQD и характеристиките на напуканост от нисък ранг).

Независимо от казаното, резултатите от характеризирането на масива са в съответствие с изложеното в [1] относно прилаганата технология на добива, системата на разработване, начина на управление на скалния натиск и поддържането на единичните минни изработки, обслужващи експлоатацията на рудник "Росен". За целите на геомеханичната оценка тези параметри са приети като интегрални характеристики на средата. Физикомеханическите

характеристики на скалите, структурната нарушеност, класификациите, генотипът на полето на напрежение и минно-техническите условия дават основание да се прогнозира механизма на разрушаване на масива.На дълбоките хоризонти са възможни разрушавания от превишаване на якост, докато с намаляване на дълбочината, загубата на устойчивост на системата ВМ/МИ ще е обусловена от структурни придвижвания по равнините на нарушенията.

IV. Технологични въздействия. Движение на скалите

Минните работи изменят напрегнато-деформираното състояние на масива. В зависимост от прилаганата технология, мощността на изземване, дълбочината и интензивността на експлоатация в масива възникват места с концентрация на напрежения, в скалите от горнището възникват напрежения на опън. В тези участъци настъпват локални разрушавания, след което сработват зоните съдържащи нарушения от нисък ранг. Нарушеността на масива от нисък ранг има важно значение за неговата устойчивост, тъй като тя обуславя механиката на структурните разрушения [6]. Зоните на загуба на устойчивост нарастват, въвличат се нарастващи обеми повлиян масив и вместващите скали започват да се деформират, премествт и движат към изгетите пространства. Интензивността на движение на скалите при стръмнозападащи рудни жили, тектонско поле на напрежения, големи размери и сложна конфигурация на изгетите пространства е по-висока.

Движенията на скалите са основна проява на механическите процеси, протичащи в масива, след нарушаване на неговото равновесно напрегнато състояние. Основни параметри на движението на скалите са ъглите на движение и разкъсване.

Факторите, влияещи на процеса на движение могат да се разделят на две групи – нерегулируеми и управляеми [1,8,13].

- Към групата на нерегулируемите фактори се отнасят:
  - ъгълът на западане на рудните жили, определящ ъгловите параметри и разпределението на деформациите на мулдата;
  - дълбочина на минните работи – влияеща върху всички видове деформации на масива;
    - механични свойства и структурни особености на масива – имат пряко влияние върху всички параметри на движение;
    - нарушеност на масива – влияе на големината на деформациите и разпределението им в мулдата на движение;
    - релефът и хидрогеоложките условия определят характера и развитието на процеса на движение.
- Към управляемите фактори, детерминиращи процесите на движение спадат:
  - изземвана мощност, определяща размера на зоната на движение и деформациите на земната повърхност;
  - начин на управление на скалния натиск (крепене, обрушаване, запълване) – влияе на големината на сляганията и деформациите;
    - размерите на добивните пространства, тяхната конфигурация и разположение в план и по вертикала – имат правопропорционално влияние върху характера и големината на параметрите на процеса;
    - скорост на изземване – определя интензивността и продължителността на процеса;
    - целици (или неизгети участъци) – влияят върху разпределението на деформациите в мулдата на движение;
    - ред на водене на минните работи – определя параметрите и характера на процеса.

В използваната информация има само една група данни [11, 15], третираща определянето на параметрите на процеса на движение в рудник "Росен".

Няма данни от инструментални наблюдения за възникването на плавните движения и безопасни деформации. Не са открити данни за времето на възникване, характера, геометрията, размерите и измененията на реализиралите се пропадания на земната повърхност. Ъглите на движение и разкъсване, определени през периода 1958-1971 г., не отговарят на изменените миннотехнически и геомеханични условия на разработване на находище за етапа, който се анализира.

Цитираните по-горе и обявени в [11,15] изследвания дават само крайните резултати и не позволяват анализ, което отнася находище "Росен" към обектите с неизучен процес на движение на скалите.

V. Анализ на геомеханичната ситуация в зоните на пропадане на терена

Състоянието на устойчивост на системата „вместващ масив/подземни изработки" в геомеханиката се оценява на база отношение между якостните свойства на масива и големината на действащите напрежения, индуцирани от технологичните въздействия [2]. Това означава конкретни данни за деформационните свойства на скалите за якостта натиск, опън, на тангенциалната якост на нарушенията, размери на структурния блок, пространствени размери на изгетите пространства, разположение на литоложките разновидности на вмествания масив и т.н.

В конкретния случай, поради липсата на данни, параметрична оценка не може да бъде извършена и при настоящия анализ ще се ограничим до разглеждането на качествената картина на геомеханичната ситуация и възможното развитие в отделните участъци.

Основната за участък "Росен" рудна зона 7 (в.ж. фиг.1), е ориентирана на С-СИ и стръмно западаща на И-ЮИ. В зоната са концентрирани две групи разломи, от които първата са със С-СИ ориентация (А=10-15^0), от втората, т.нар. И-СИ група имат азимут А=55-60^0. Разломите от втората група са по-неиздържани. Една част от оперяващите и по-

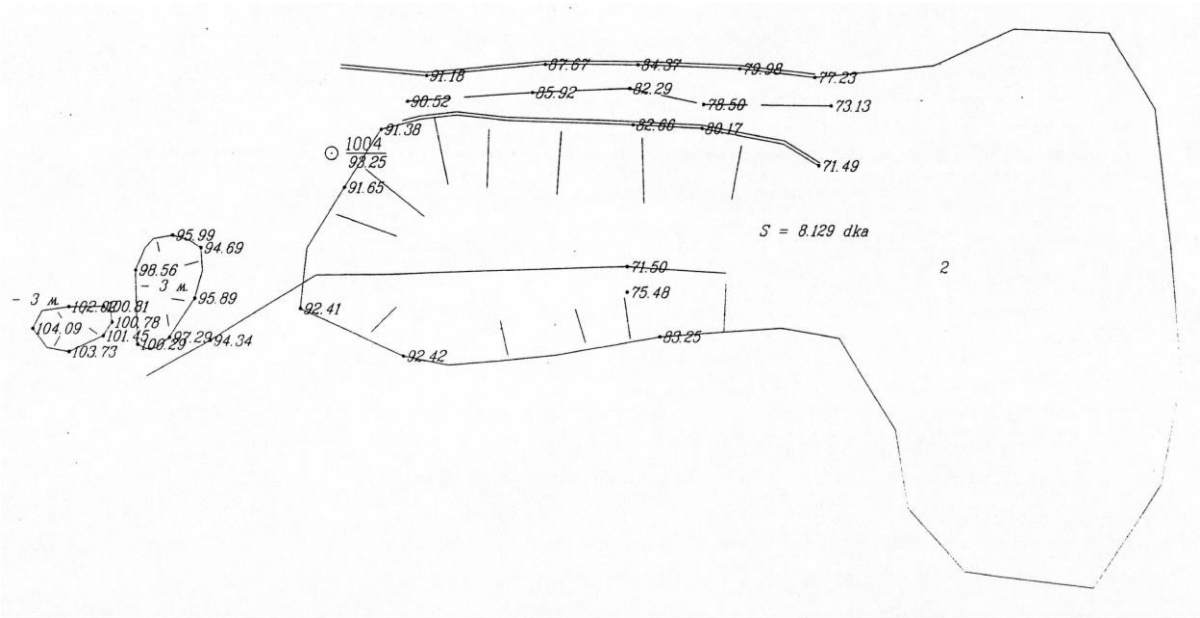
дълбоко залягащите маломощни рудни жили са развити повече в широчина, отколкото във височина.

Главните рудни жили във висящия блок са 1 и 2, второстепенните са №№ 32, 33 и 40. В лежащия блок са разположени р.ж. №№ 3 (главна), /, 12 и 41. Мощността на първата група разломи е от няколко, до 50-60 m, на второстепенните – от 0,2 до 5 m.

Районът се характеризира с концентрация на мащабни минни работи, обусловени от сближените, сравнително мощни, стръмно залягащи, рудни жили на висящия и лежащия блокове. Те са създавали условия за припокриване на отработени пространства във височина, което усложнява разпределението на напрегнато-деформираното състояние на масива. Повърхността на района основно е непълно площно подработена, а горнищата на повечето от експлоатационните блокове са плитко заложени. Прилаганите системи за изземване са: със запълване и обрушаване на отработеното пространство с относителен дял 56%, приблизително 19,6 % са неиззетите (рудни и безрудни обеми) и около 28% е делът на системата с подетажно обрушаване. С изключение на свързващите травербани, мрежата от капитални минни изработки е неблагоприятно ориентирана относно направленията на действие на тектонските напрежения. Иззетите пространства, развиващи се главно в направление СИ, също са с неблагоприятна ориентация, относно направленията на главните тектонски компоненти, което намалява устойчивостта им.

Сумарната площ (фиг. 5) на пропадналите участъци, по геодезическата снимка[1], е около 10 dka. Според последното замерване най-голямо е нарушението на терена в района на район "Дядо Тома" (над 8 dka).

[1] По наше искане през м. септември 2005 са извършени допълнителни измервания на нарушените терени



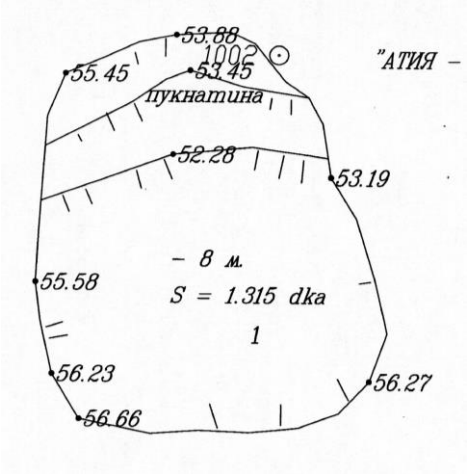
Фиг. 5. Участък "дядо Тома"

За нужите на оценката са извършени обобщени разчети за височината на развитие на зоната на обрушаване и на образуване на пукнатини, съгласно [15]. За иззетите пространства на висящия блок, зоните на обрушаване ще се развиват от горнищата на иззетите пространства във височина от 66 до 97-100 m и съответно на 50-70 m над горната граница на добивните пространства от лежащия. Фактическата дебелина на покриващия комплекс в участъка, се изменя от 10-20 до 60 m, но трябва да се отчете, че в нея участва и дебелината на слоевете на терциера, кватернера и хумусния почвен слой, които се изключват при разчета, съгласно използваната методика.

Изложеното тук предопределя неравномерност на съпътстващите минни работи движение и разуплътняване на значителни обеми повлиян масив и неустойчивост на покриващия комплекс скали над иззетите пространства, които по стечение на обстоятелствата, в горните етажи основно са запълвани. Известно е, че при технологията със запълване, движенията са с 10-12% по-високи отколкото при системата с обрушаване на горнището [5]. Това неблагоприятно съчетание на природни и техногенни фактори с негативно въздействие върху устойчивостта на масива е обусловило разкъсванията, които са със значителна площ и дълбочина. Пропадането на мулдата на район "Дядо Тома",по последни данни е от 3-12 m. Механизмът на разрушаване на масива е аналогичен на описания по-горе. Разрушенията са структурни, предизвикани от подсечени от експлоатацията пропадащи блокове, придвижващи се по равнината на тектонските нарушения.

Теренът, покриващ Росенското руднично поле съдържа още едно по-малко по площ (1315 m^2) пропадане, в района на р.ж.11 (фиг.6). Пропадането отстои на около 700 m северно от пропадането над рудна жила 3. Отработената площ на жилата е около 4800 m^2. Дебелината на покриващия слой скали е около 20 m. Обобщените разчети показват, че при непълната подработка и ефекта от запълването, зоната на обрушаване ще се развива над 8 m, а нарушената зона има мощност над 12 m. Мрежата минни изработки е развита в неблагоприятно направление. Първата оценка предпоставя обрушение на повърхността вследст-

вие пропадане на комин 91. Анализът на НДС и характера на пропадането, обаче показват, че загубата на устойчивост е вследствие подработване на повърхността. Наред с малката дълбочина на залягане на изветите пространства, тяхната геометрия и ориентация, и начина на управление на горнището им (запълване) всички те вероятно са инициаторите на обрушаване от структури, съответстващо на механизма на разрушаване на гореописаното нарушение на терена.



Фиг. 6. Участък Атия

VI. Заключение:

1. В резултат на съчетаването на специфични геоложки, геомеханични, минно технически фактори и дългогодишните въздействия на мащабни и интензивни добивни работи естественото напрегнато състояние на масива е нарушено. Системата „вместващ масив/подземни изработки" е загубила устойчивост, развили са се процеси на разуплътняване, отслабване, движение и разрушаване на скалите, които са достигнали до повърхността. Теренът над изветите пространства е нарушен от площни разкъсвания и пропадания в дълбочина.
2. С достатъчна достоверност може да се приеме, че механизмът на разрушаване на масива в зоните на пропадане не е от превишаване на якост, а е разрушаване от структури. Обрушаванията на земната повърхност се дължат на придвижването на различни по големина и форма структурни блокове, към изветите пространства, по равнините на подсечените тектонски нарушения.
3. В зоните на разкъсване и пропадане е определящо влиянието на тектонските компоненти и тангенциалната якост на нарушенията. С отчитане на това обстоятелство може да се прогнозира, че зоната на разкъсване на "Дядо Тома" ще се развива в направление СИ – ЮЗ, до покриване на двете помалки пропадания.
4. Тектонският генотип на природното поле на напрежения, строежа, нарушеността на масива и пространственото разположение на подземните изработки обуславят характера и развитието на мулдата на движение. Тя е несиметрична, движенията са екстремно развити и ъглите на разкъсване и движение са максимални. Границите и са стръмни и съвпадат с ъглите на разкъсване, обусловени от припокриващите се във вертикала иззети добивни пространства.
5. Тектонският характер на полето на напрежения, процесите на движение и механизмът на разрушаване обуславят като най-подходящ метод за техническа рекултивация уплътняването на покриващия комплекс чрез запълването на пропаданията с доставени скали. Запълнението ще стабилизира земната повърхност и ще запази нейната устойчивост на задоволително ниво.
6. Техническата рекултивация на терена трябва да е съпроводена от маркшайдерски наблюдения и изпълнението й трябва да е контролирано с мониторинг на процеса на движение на скалите, по реперни линии, ориентирани по осите на зоните на разкъсване, съвпадащи с направлението на тектонските компоненти на напрежения.

ЛИТЕРАТУРА

1. Техническа ликвидация на рудник "Росен" – работен проект, КНИППИ "НИПРОРУДА",1993 г.
2. ТУРЧАНИНОВ И. А. и др. "Основы механики горные пород" Недра, 1989
3. BEYTH F. G. H. "A Geology for Engineers", 1988, W & Sons
4. Методические рекомендации по изучению НДС горных пород" МР41-06-079, 1986
5. "Геология и металогения на Бургаския руден район", ред. П. Попов, трудове МГУ, 1993 г.
6. "Тектонические напряжения в земной коре и устойчивость горных выработок" Л. НАУКА, 1978
7. BONCEV E. "Seismotectonic features of Bulgaria" Geologica Balcanica, 12.2.1982
8. HERGET, G "Stresses in Rock" A. A. Balkema, 1982
9. ДПСД към работен проект "Техническа и биологическа рекултивация на терени и отвали след ликвидацията на рудник "Росен", част I "Геомеханична оценка за пропаданията от дейността на рудник "Росен", Бургаски медни мини ЕАД", С. 2005г.
10. МАРКОВ Г. А. "Тектонические напряжении и горное давление в рудниках Хибинского массива" Л. НАУКА, 1987
11. ХРИСЧЕВ Г. и др. "Опазване на съоръженията и обектите от вредното влияние на подземните минни работи" ТЕХНИКА, 1978
12. Хидрогеоложки и температурни изследвания на рудниците в мините "Росен" и "Върли бряг", Бургаски окръг, ВМГИ-НИС, 1966
13. HOEK E. et all "Support of Underground Excavations in Hard Rock" A. A. Balkema,1995
14. МИЛАНОВИЧ П. и др. "Класификације стенског масива њихова примена, Београд, 1997
15. "Инструкция за опазване на съоръженията и обектите от вредното влияние на подземните минни работи за условията на рудните находища" КНИППИ "НИПРОРУДА", 1989

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

СРАВНЕНИЕ НА ДВЕ МЕТОДИКИ ЗА ЯКОСТНИ ИЗПИТВАНИЯ НА СКАЛНИ ОБРАЗЦИ С НЕПРАВИЛНА ФОРМА

Венцислав Иванов

МГУ "Св. Иван Рилски", София 1700, България,e-mail: nis@mgu.bg

РЕЗЮМЕ. Приложени са два варианта на метода на точково натоварване за определяне якостните свойства на инертни скални материали. Извършен е сравнителен анализ на получените опитни резултати от настоящото и предишно [1] изпитване. Двата варианта на метода са съпоставени и на база сходимост в методическите постановки, техниката на изпитване и съответствие между получените резултати е предложена възможност за комбинирано приложение на вариантите за повишаване на качеството и количеството на получаваната информация.

COMPARATIVE ANALYSIS OF TWO METHODS FOR STRENGTH DETERMINATION OF IRREGULAR SHAPED ROCK SPECIMENTS

Ventzislav Ivanov[1]

[1] University of Mining and Geolegy "St. Ivan Rilsky", Sofia 1700, Bulgaria, e-mail: nis@mgu.bg

ABSTRACT. Two variants for Point Load Test are applied for determination of strength characteristics of inert rock materials. Comparative analysis of the experimental results from the present and previous research is made. The two variants are compared and on similarity base in methodical formulation, research technique and in conformity with the results, it is proposed an opportunity for combination application of the variants for quality and quantity improvement of the received information.

Увод

Проектирането на инсталации за добив на инертни материали изисква познаването на някои основни физико-механически параметри на скалите като якост на натиск, трошимост, абразивност, обемна плътност и т.н.

Най-често тези характеристики се определят чрез изпитване на образци с неправилна форма [2, 3, 8].

НИЛ по Механика на скалите на МГУ "Св. Иван Рилски" разполага с методики и оборудване за якостни изпитвания по два варианта на метода на точково натоварване [1]:

- общоприлаганият Point Load Test (PLT) [2,3] за определяне индекса на якост I_s
- разработени през 80-те години в МГУ метод и Отраслова Нормала (ОН) – А49/1577358-84 за определяне индекса на якост σ; [4] на образци с неправилна форма

Цел на изследването

Методът на точково натоварване е известен отдавна и изпитването на якост е конвенциално [2,7]. В случаят, интерес представлява съпоставянето на възможностите и резултатите, получавани по двата метода в областта им на приложение. Основният определян параметър и за PLT и за ОН теста с якостта на едноосов натиск σ_c . При PLT той се получава чрез индекса на точково натоварване I_s, при варианта ОН чрез индекса на якост σ_i . PLT теста е еднократен, докато ОН изследването позволява повторно изпитване на образци, разрушени от предходния опит, чрез ново разрушаване, по ос, не съвпадаща с оста на натоварване от предишния тест. Освен това, ОН варианта позволява определянето на якостно-деформационни характеристики, не получавани по метода PLT. Това са якост на опън σ_t и динамичен модул на еластичност Ed [4].

Съчетаването на двата метода, на практика, може да повиши качеството и надеждността на получаваната информация, при изпитване на една и съща серия пробни тела, което е важно предимство за този род изследвания.

Изследване

За определяне на лабораторната якост на натиск са доставени 14 броя нехерметизирани пробни тела, разпределени в пет групи от заявителя. От тях са изготвени 20 броя образци, съгласно изискванията на ISRM [2].

Изследването е проведено при следната методична последователност:

- петроложка идентификация на скалите.
- определяне на обемната плътност ρ и коефициента на относителна абразивност A по групи.
- определяне на индекса на якост Is и якостта на едноосов натиск σ_c чрез PLT теста.

Фиг. 1 . Опитна постановка на изследването

- чрез метода ОН са определени индекса на якост σ_i и якостта σ_c на образци, получени след PLT теста, на които е възможен експеримента;
- чрез резултатите от това изпитване са изчислени якостта на опън σ_t и динамичния модул на еластичност Ed.
- извършен е анализ на резултатите от настоящето и предишно изследване.

Опитни резултати

Петрографската идентификация [1] установява, че скалните късове от всички групи са доломити, с масивна текстура, в повечето образци. Изказано е предположение, че на терена е възможен слоест строеж на масива

Обемна плътност ρ [MN/m³]. В таблица 1 е дадена средната обемна плътност за образците по групи

Таблица 1

група	S_1	S_2	E_1	E_2	E_3
ρ [MN/m³]	0,0271	0,0238	0,0287	0,0287	0,0251

Тъй като в петрографски план всички представени образци са доломити, определена е средната обемна плътност по всички данни ρ_{cp} = 0,0267 MN/m³ .

[1] Петрографското определяне е извършено от гл. ас. Б. Банушев, кат. Минералогия и петрография, МГУ "Св. Иван Рилски"

Абразивност. Показателят на относителна абразивност A [mg] е определен по метода на Барон [5]. Получените резултати са както следва:

Таблица 2

група	S_1	S_2	E_1	E_2	E_3
A [mg]	0,5654	0,5965	0,7431	0,7972	0,8763

Средната стойност на показателя на относителната абразивност е A_{cp} = 0,7157 mg, което отнася скалите към клас ниско абразивни.

Якостни изследвания. По метода PLT са изпитани 20, а съгласно Отрасловата Нормала 14 образци. Тъй като петрографското описание предполага слоестост, в хода на изследването са извършени 7 опита за установяване на анизотропия на якост.

Изпитванията и по двата метода са проведени на стационарна преса EDZ-100, с автоматично подаване на товара. Скоростта на натоварване е 0,1 MPa/sec [ISRM]. На фиг. 1 е показана снимка на опитната постановка.

Анализ на получените резултати

Общи положения. В описваните експерименти за базови са приети резултатите от PLT изпитванията, намерили

широко практическо приложение [2,6,8]. Опитните резултати са дадени в таблица 2.

Опитните данни показват, че якостта на натиск на изследваната серия се изменя в широк диапазон дори в отделните групи. Така например в група E_3 диапазона на изменение на σ_c е от 74 до 171 MPa, а в група E_2, където образците са с най-голям брой σ_c^{min} = 53 MPa, а σ_c^{max} = 126 MPa. Аналогична е ситуацията и в група E_3, където обхвата на изменение е от 50-70 до 120-161 MPa.

Определена е средната якост на натиск на изследваните доломити, която по всички опитни данни от PLT теста е σ_{Ccp}^{PLT} = 85,4, по OH - σ_{Ccp}^{OH} = 84 MPa.

По литературни данни [6] якостта на натиск на ненапукани, свежи, сухи и неизменени доломити е около 100 MPa, т.е. изпитваните образци имат якост в долната граница на параметъра за тази разновидност.

Възприемайки предположението за слоестост в масива от пробни тела 6 и 7 са подбрани образци, които са изпитани чрез прилагане на разрушаващо напрежение успоредно и перпендикулярно на равнините на симетрия. Извършените опити доказват анизотропия на якост и при трите теста (вж. Таблица 3). При предишно изследване [1] също е установена якостна анизотропия, при слоест строеж на скалите.

Вариантът OH дава възможност чрез установени емпирични зависимости да се изчислят якостта на опън σ_t и динамичния модул на еластичност Ed. Получени са следните резултати σ_t^{min} = 4,7 MPa, σ_t^{max} = 28,2 MPa и σ_t^{cp} (по всички данни) има стойност 14,8 MPa. Динамичният модул на еластичност за изпитаните доломити е Ed = (0,33 ÷ 8,33) GPa.

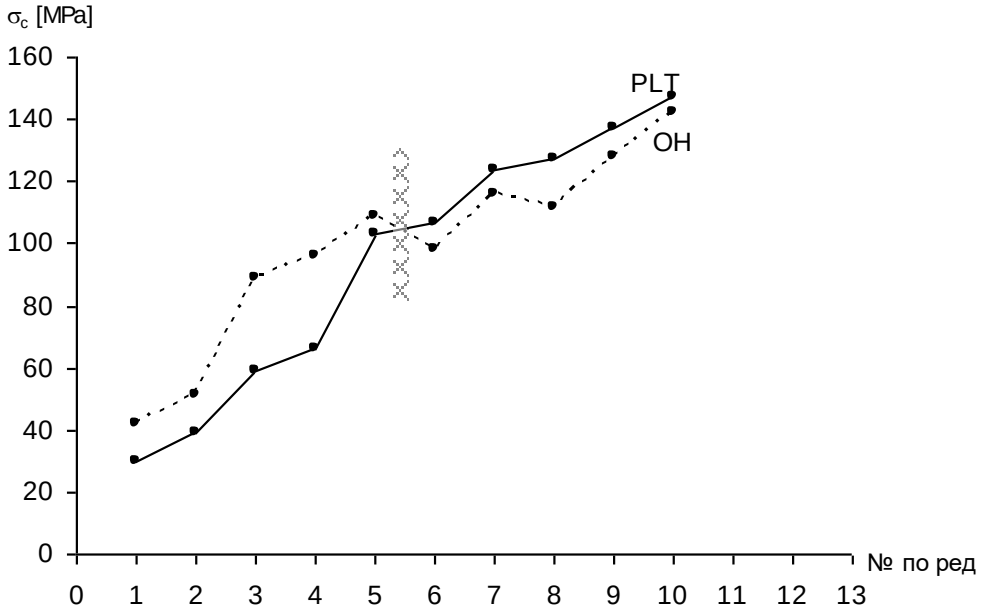
Сравнителен анализ. Мотивът за това изследване идва от методическата съпоставимост на двата теста и тяхното оборудване, установена в [1], както и от обстоятелството, че с практическото удвояване на резултатите ще се повиши статистическата представителност и надеждност на изпитваната серия образци, което е важно предимство при определяне на якостни характеристики.

Опитните резултати от настоящото и едно предишно якостно изследване са представени във възходящи вариационни редове и по тях са построени графиките показани съответно на фиг. 2 и 3.

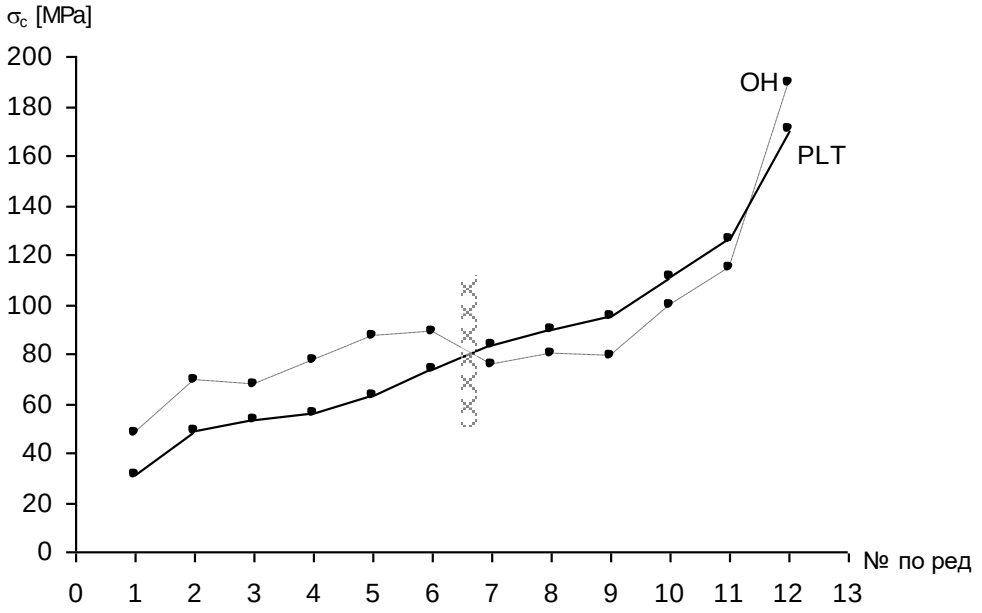
Таблица 3

Якостни изследвания чрез PLT и OH тестове

Група	Литоложко описание	Образец	σ_c [MPa]	Метод на изпитване	Коментар
S_1	Доломит масивна текстура тъмно сив	1	33,2	PLT	
		1’	53,3	OH	Допълнително изпитване
		1 -1	28,6	PLT	
		1 – 1’	49,4	OH	Допълнително изпитване
		1 - 2	41,8	OH	Допълнително изпитване
S_2	Доломит масивна текстура светъл	2	74,0	PLT	
		2’	89,1	OH	
		2 - 1	171,0	PLT	По-плътен от образец 2
		2 – 1’	188,8	OH	Допълнително изпитване
E_1	Доломит масивен сивочерен	3	7,9	PLT	Некоректно разрушаване - брак
		3 -1	48,6	PLT	
		3 – 1’	69,1	OH	
E_2	Доломит масивен плътен наситен тъмен на терена е възможно да е слоест	4	95,2	PLT	
		4’	79,1	OH	
		4A	126,3	PLT	
		4A’	114,5	OH	Допълнително изпитване
		8	111,3	PLT	
		8’	100,4	OH	Допълнително изпитване
		8A	89,6	PLT	
		8A’	80,0	OH	Допълнително изпитване
		9	53,3	PLT	
		9’	68,1	OH	Допълнително изпитване
		9A	84,2	PLT	
		9A’	75,6	OH	Допълнително изпитване
		5	55,6	PLT	
		5A	76,7	OH	Допълнително изпитване
		10	62,5	PLT	
		10’	87,0	OH	Допълнително изпитване
E_3	Доломит масивна текстура в образеца – възможна слоестост на терена	6	68,3	PLT	Перпендикулярно на слоистостта
		6A	22,4	PLT	Успоредно на слоистостта
		6Б	126,0	PLT	Успоредно на слоистостта
		6B	161,0	PLT	Перпендикулярно на слоистостта
		7	160,7	PLT	Перпендикулярно на слоистостта
		7A	50,3	PLT	Успоредно на слоистостта



Фиг. 2 Сравнителен анализ на резултатите от PLT и OH изследването, описани в [1].



Фиг. 3 Сравнителен анализ на резултатите от PLT и OH тестовете при настоящото изследване

Сравнението на данните, получени по двете методики показват една обща сходимост в резултатите за якостта на натиск σ_c и при двете изследвания. Разхожденията в резултатите са по-големи в областта на ниските якостни показатели, докато при високоякостните образци сходимостта в данните е по-добра. Този факт се потвърждава и при двата експеримента, проведени с различни видове скали. На графиките са нанесени защриховани вертикални маркери, разделящи данните по сходимост при нарастването на σ_c. Видно е, че и при двете петрографски разновидности има съответствие. Според нас, тъй като методологично PLT и OH теста са подобни, вариациите в резултатите могат да се обяснят с различните начини за прилагане на товара. В областта на ниските якости, където разхожденията в резултатите са по-големи, вероятно наред с вида на натоварващото устройство се проявява и установената от много автори нестабилност на метода на точково натоварване при изпитване на слаби скали [7,8].

Заключение

Проверена е възможността за съвместно прилагане на два варианта на метода на точково натоварване за определяне на якостните характеристики на скални образци с неправилна форма. Изследването е на база представителен обем образци. Анализът на данните показва стабилна сходимост и съответствие в опитните резултати при изпитване на различни литоложки разновидности. Това потвърждава приложимостта на подхода в областта на използване на метода. Осигурява се възможност, без съществена загуба на време (при експериментите само се сменят накрайниците; при изчисленията – формулите) да се увеличи съществено надеждността и достоверността на определянето на якостните характеристики на изпитваните скали.

Литература

1. Иванов В. Определяне индекса на якост на скални образци с неправилна форма, Годишник на МГУ “Св. Иван Рилски”, 2005
2. Brown E.T. “Rock Characterization, Testing and Monitoring, ISRM, Pergamon Press, Oxford, 1981
3. Geomechanical Criteria for Underground Coal Mine Design, IBSM, SMI, 1995
4. Отраслова Нормала А 49/1577358/84. Скали и скални материали. Метод за определяне на якостта
5. Практикум по обогатяване, Техника, 1982
6. Stacey T.R, S. H. Page “Practical Handbook for Underground Rock Mechanics”, Trans Tech Publications, 1986
7. Goodman R.E Introduction to Rock Mechanics, John Wiley & Sons, 1980 NY
8. Прочность и деформируемость горных пород, Недра, 1979

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ОЦЕНКА НА УСТОЙЧИВОСТТА НА ОТКОСИ С ОТЧИТАНЕ НА ПРЕКЪСНАТОСТТА НА МАСИВА

Пешка Стоева, Георги Трапов, Паулин Златанов

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

РЕЗЮМЕ. В откритите рудници едно от най-важните условия за нормалната работа на минните машини и осигуряване на безопасността на хората е отчитане влиянието на прекъснатостта на масива. Тя се проявява под различни форми (микро, макропрекъснатост). Някои от дефектите (пукнатини) заемат различно положение в пространството и обуславят активизирането на деформационните процеси. Съставен е алгоритъм и компютърен стохастичен модел, чрез който се отчитат някои от отрицателните въздействия при мобилизирането на дефектите.

ESTIMATION OF STABILITY OF SLOPES BY MASSIF DISCONTINUITY

Peshka Stoeva, Georgi Trapov, Paulin Zlatanov
[1]University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT. In open pits one of the most important conditions for normal work of mining machines and security of the workers is the discontinuity of the massif. It appears in various forms (micro- or macro- discontinuity). Some of the failures are situated in different directions in the massif and determine the activity of deformation processes. An algorithm and a stochastic computer model are worked out with the help of which some negative effects of the organization of failures can be read.

По време на строителството на минни и строителни обекти в плиоценският басейн на Марица изток (България) се проявяват деформации, резултат от различните форми на прекъснатостта на масива. Глините от надвъглищният комплекс в откритите рудници имат различни физични свойства и ниско съпротивление. Всичко това довежда до активизиране на деформационните процеси. Наблюдават се големи деформации, както в откосите на бордовете, така също и в основата им. Тези деформации имат отрицателно влияние върху:

- откоса като цяло;
- технологията на изземването на откривката;
- сигурността на работниците и на минните машини;
- естествените терени;
- инфраструктурните елементи.

Условията за развитие на минните работи трябва да отговарят на следните изисквания:

- минимални нарушения на селскостопански терени;
- параметрите на откосите да бъдат в границите на техническите изисквания за устойчивост.

Специфичните особености на съществуване на откосите са предпоставка за наличие на технологичен и икономически риск (Алонсо 76), (Златанов и др. 2004).

Дълговременните наблюдения за механизма на деформиране на откосите дават възможност да се установи схема за деформиране чрез сложна потенциална хлъзгателна повърхнина (фигура 1). Секторът FK, който се формира в съществуващият откос, е почти права линия; другата част (KVED) на хлъзгателната повърхнина е крива линия (част от окръжност или парабола), която пресича основата на откоса. В зависимост от структурата и повърхнината на свличане, хлъзгателната повърхнина излиза в петата на откоса (т. A), или на известно разстояние пред нея (т. D). Дълбочината (H_1) на потенциалната повърхнина се изменя в определени граници.

За конкретният случай, откосът е изграден от три пласта от плиоценски глини, които разглеждани отдолу нагоре са: черни органични с дебелина H_1; синьозелени с дебелина H_2 и жълтокафяви песъчливи глини с дебелина H_3.

Свойствата на трите литоложки разновидности се изменят в известни граници по съответни вероятностни закони. В този случай могат да се установят минимални, максимални и средни стойности на параметрите на глинестите разновидности, които са посочени в таблица 1.

Таблица 1.
Физични и механични свойства на глините

Литоложки разновидности	Граници	γ, g/cm^3	φ, °	C.10^5 Pa
Жълтокафяви глини (плиоценски)	минимална стойност	1,84	5	3
	средна стойност	1,90	7	5
	максимална стойност	1,92	10	10

Синьозелени глини (плиоценски)	минимална стойност	1,75	3	3
	средна стойност	1,80	4	4
	максимална стойност	1,87	5	8
Черни глини (плиоценски)	минимална стойност	1,50	0	0
	средна стойност	1,64	3	2
	максимална стойност	1,68	4	3

Условията за деформиране на откоса се усложняват от наличието на различни форми на прекъснатост на масива. Техните характеристики са посочени в таблица 2.

Таблица 2.
Характеристики на пукнатините

Литоложки разновидности	Дължина на пукнатините, cm	Наклон на пукнатините, °
Жълтокафяви глини (плиоценски)	Минимална 0,5 Средна 3,0 Максимална 5,0	Минимален 40 Среден 43 Максимален 45
Синьозелени глини (плиоценски)	Минимална 0,5 Средна 3,0 Максимална 5,0	Минимален 40 Среден 43 Максимален 45
Черни глини (плиоценски)	Минимална 0,5 Средна 8,0 Максимална 10	Минимален 20 Среден 25 Максимален 30

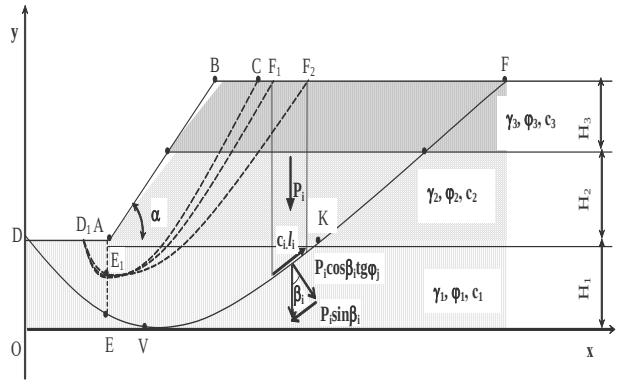
Има редица теоретични и теоретично – приложни разработки (Александрова, 1998-99), в които се предлагат интересни подходи за оптимизиране на параметрите на откосите.

В настоящата работа се прави оценка на емпиричния риск по отношение на устойчивостта на откосите, (респективно сигурността на околната среда, работните и неработните бордове и на инфраструктурата). За целта е съставен математичен модел в съответствие с установената схема на деформиране.

Параметрите на откоса (ъгълът α и височините H_1, H_2 и H_3) и конфигурацията на потенциалната хлъзгателна повърхнина са представени в декартова координатна система на фигура 1. Повърхнината на деформиране на откосите, при пренебрежима прекъснатост на масива, може да се опише с парабола от вида

$$Y(x) = Ax^2 + Bx + C\,. \qquad (1)$$

За да се определи рискът, свързан с деформационното поведение на многослоен масив, се извършва вероятностно компютърно моделиране (Златанов, Стоева 1990). Този начин на моделиране позволява да се отрази възможно най-пълно изменението на входните параметри, при което се запазват логическите връзки и количествените отношения. Необходимата статистическа информация за изследваните случайни величини се получава след обработка на данни от лабораторните експерименти за характеристиките на плиоценския масив, или такива, получени чрез измерване върху графична документация (за техническите параметри). Изходната статистическа информация, като: ъгъл на откоса (α), мощности на пластовете(H_1, H_2, H_3), обемно тегло ($\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3$); ъгъл на вътрешно триене ($\varphi_1, \varphi_2, \varphi_3$); кохезия ($c_1$, c_2, c_3); дължини и наклони на пукнатините, се използва за формиране на необходимите за вероятностния модел емпирични разпределения на тези характеристики.



Фигл 1. Схема за деформиране чрез сложна потенциална хлъзгателна повърхнина

Геометричните параметри, използвани за откоса са резултат на директни наблюдения in situ. Ъгълът на откоса (α) е приет в граници от 49° до 55° със средна стойност 50°. Височината H_1 е от 6 до 10 м със средна стойност 8м. Височината H_2 е от 12 до 20 м със средна стойност 14м. Височината H_3 е от 10 до 18 м със средна стойност 14м. Височината на откоса ($H = H_2 + H_3$) е в границите от 12 до 22м.

Моделирането започва с определяне на статистическите разпределения на α, H_1, H_2, H_3, физичните и механичните параметри, прилагани в модела, както и на характеристиките на напукаността на масива.

Изследването за намиране на потенциална хлъзгателна повърхнина с минимален коефициент на устойчивост се извършва с компютърна програма VARIAR 3 в следната последователност:

- Площадката на откоса BF се разделя на равни части с големина BC. Подобно разделяне се извършва в дълбочина под т. A. Приема се, че местата на излизане на хлъзгателната повърхнина пред петата на откоса са различни, но в границите на интервала AD;
- С помощта на равномерно разпределени случайни числа и в съответствие с емпиричните закони за изменение на ъгъла на откоса (α) и на височините H_1,H_2 и H_3, при условие $H_2+H_3 = H = const$ се определят геометричните параметри на откоса;

- За дефинирания вече профил може да се определят множество хлъзгателни повърхнини, всяка от които минава през точките F_1, E_1, D_1;

- Изчисляват се параметрите за всеки пласт от долу нагоре (на първи пласт - γ_1, φ_1, c_1; на втори пласт γ_2, φ_2, c_2; на трети пласт - γ_3, φ_3, c_3 - фигура 1) с помощта на случайни числа и в съответствие със статистическите им закони на разпределение;

- Изчисляват се в съответствие с вероятностните закони на разпределение дължините и ъглите на наклона на пукнатините. Ако наклонът на генерираната пукнатина е близък (в рамките на 2^0 – 3^0) до наклона на параболата се предполага, че хлъзгането ще стане по пукнатината, поради избирателната възможност за мобилизация на местата с малки съпротивления.

- Коефициентът на устойчивост (FS) се определя по класическата дефиниция като отношение между задържащите (пасивните) и свличащите (активните) сили.

Извършено е изследване и анализ на сто (100) потенциални хлъзгателни повърхнини на базата на критерия на коефициента на устойчивост. Избира се повърхнина с минимална стойност на FS.

Най-ниският коефициент измежду повърхнините с минимална стойност на коефициента на устойчивост за конкретните данни (таблица 1) е FS = 0,953.

При същите условия извадковото средно (FS_m) и съответното средно квадратично отклонение σ са: FS_m = 1,08; σ = 0,04;

Рискът за възникване на деформации и свлачища се дефинира с помощта на класическата формула за вероятност:

$$R = 1 - \frac{n}{m} \quad , \qquad (2)$$

където n е броят на опитите, при които пасивните сили са по-големи или равни на активните, т.е. FS $\geq$ 1; m – общият брой на проведените компютърни експерименти.

Емпиричният риск при конкретните данни от таблица 1 е: R = 23%.

При наличие на обемна напуканост и при мобилизация на максимален брой пукнатини се получава значително намаляване на коефициента на устойчивост. При това положение рисковият фактор се увеличава на 31%. Това ни задължава да изменяме параметрите на откоса, тъй като свойствата на глините и характеристиките на напукаността са природна даденост.

Анализът на резултатите от вероятностното моделиране показа, че с нарастването на височината (H) на откоса рискът нараства, а коефициента на устойчивост намалява.

Оказва се, че рискът нараства с нарастване на обемното тегло на литоложките разновидности, т.е. обемното тегло е определящо, а ъгълът на вътрешно триене и кохезията имат подчинено значение. С други думи активните сили нарастват с нарастване на обемното тегло при една и съща височина на откоса и по-често са по-големи от пасивните.

От изложението става ясно, че емпиричния риск за откоса по отношение на неговата устойчивост може да се използва като измерител за възможността да настъпят неблагоприятни деформационни процеси.

Предложеният метод може да се използва с голям успех за различни случаи за оценка на риска на многослоен масив. Получените резултати съответстват на наблюденията “in situ”.

Литература

Александрова Е. 1998-99. Алгоритъм за оптимизиране откосите на външните насипища в Източномаришкия басейн. *Годишник на МГУ, том XLII, свитък II: Минно дело*, *София.*

Alonso E. *Risk analysis of slopes and its application to slopes in Canadian sensitive clays*. Géotechnique, 26,3, p.p. 453-472, 1976.

Fissenko G. 1965. *Stabilité des bords des mines à ciel ouvert et des terrils.* Moscou, Nedr., (rus.), p.p. 379.

Zlatanov P., P. Stoeva. 1990. *Application de la technique d’ordinateur au calcul de stabilité des bords des mines à ciel ouvert construites dans un massif à plusieurs couches.* Proceedings Six-th Inter. Congress, Inter. Ass. of Engineering Geology, Balkema, Rotterdam, p.p. 2341-2345.

Zlatanov P., P. Stoeva, R. Kachikova, G. Trapov. 2004. Computer model of the estimation to risk by construction of the non-productive deposits. *Colloque les risques en Genie Civil – 18/19 mars 2004 – Tunisie.*

Препоръчана за публикуване от катедра “Математика”, МТФ

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ИЗСЛЕДВАНЕ НА НАПРЕГНАТОТО И ДЕФОРМИРАНО СЪСТОЯНИЕ НА МАСИВА ПРИ РАЗРАБОТВАНЕ НА МОЩНИ РУДНИ ТЕЛА

Георги Михайлов, Георги Трапов

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

РЕЗЮМЕ. При разработване на мощни рудни тела широко приложение намират комбинираните системи на разработване. По същество това са многостадийни добивни технологии, чиято ефективност зависи от начина на управление на скалния натиск и последователността на развитие на минните работи. В конкретния случай е изграден универсален числен модел на рудно тяло, осигуряващ възможност за изследване на напрегнатото и деформирано състояние (НДС) на масива по Метода на крайните елементи (МКЕ). Моделът позволява да се разглеждат технологии със запълване на добивното пространство и блоково самообрушаване, които намират широко приложение в световната практика при разработване на мощни рудни тела.
Изчислителната процедура е апробирана за условията на реален обект – рудно тяло с щокообразна форма, за което са приложими както технологии със запълване, така и с обрушаване. Основните изводи са подкрепени с богат графичен материал, доказващ влиянието на изкуствения масив (запълнението) върху състоянието на конструктивните елементи на системата на разработване през различните етапи на развитие на минните работи.

STUDY OF THE STRAIN - STRESS STATE OF THE ROCK MASS DURING MINING OF THICK ORE BODIES

Georgi Mihaylov, Georgi Trapov
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski"

ABSRRACT: Combined mining systems have been widely applied to mining of thick ore bodies. These are essentially multiphase mining methods whose effectiveness depends on the mode of rock pressure control and the sequence of operations. In this specific case, a universal numerical model for an ore body has been developed that allows the study of the state of strain and stress of the rock mass using the Finite Element Model (FEM). The model allows backfill and block caving methods to be considered - a method which is widely employed in mining of thick ore bodies worldwide.
The calculation procedure has been approbated for a real object representing a stock-shaped ore body to which both backfill and block caving methods may be applied. The main conclusions are supported by graphical material, which demonstrates the influence of the artificial rock mass (backfill) on the condition of the construction units of the mining system in the different stages of mining operations.

Въведение

При разработване на мощни рудни тела се прилагат технологии, които най-често са комбинация между две, а в някои случаи и три системи на разработване. Редът на развитие на минните работи в границата на блока до голяма степен се определя от формата на рудните тела. Те могат да бъдат мощни жили, пластове, щокове, гнезда, лещи и пр. И докато при жилите и пластовете въпросът до голяма степен е решен заради правилните размери на находището, то при неправилните форми и особено при щоковете са приложими множество варианти, което прави изборът на оптимална технология особено актуален. Един от основните фактори, влияещи върху този избор, е напрегнатото и деформирано състояние (НДС) на масива около добивните изработки.

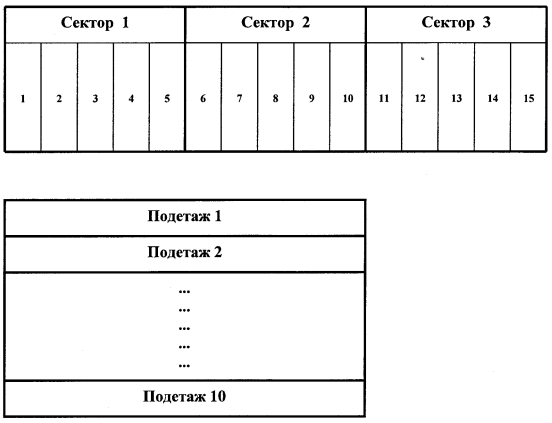
Универсален модел за изследване на НДС на масива при разработване на мощни рудни тела

За изследване на НДС на масива около добивните изработки е използван Методът на крайните елементи (МКЕ). Теоретичната постановка, алгоритъмът за реализация на решението, както и параметрите на собствения програмен продукт FEMEL са изложени в (Трапов, Михайлов, 2004 и Михайлов, Трапов и др. 2004). В основата на модела е залегнал принципът за универсално използване на изчислителната схема за няколко типа задачи, а именно:

- Изследване на НДС на масива при определяне на размерите на камерите и поддържащите целици;
- определяне на реда за изземване на камерите в границите на един подетаж;
- определяне на последователността за разработване на отделните подетажи в границите на етажа (възходящ или низходящ ред на разработване);
- определяне на размерите на подсичащото пространство при използване на блоково самообрушаване;
- анализ и оценка на състоянието на подготвителните изработки.

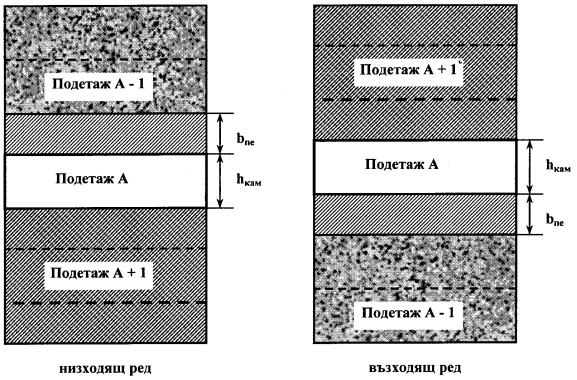
Мрежата от възлите за решаване на задачата по МКЕ е построена на принципа еднакъв брой възли във всеки ред. По този начин се постига ефектът на автоматично генериране на мрежата. Използването на друг подход за автоматично генериране се оказва не особено рационален, тъй като мощните рудни тела по принцип се характеризират със сложна морфологична даденост и трудно може автоматично генерираните точки да попаднат в характерните зони, например контактите между различни

литоложки разновидности, тектонски нарушения и пр. Началните и граничните условия се задават в зависимост от получените стойности от индуцираните напрежения от геоложкия товар. Те съответстват на напрегнатото състояние на ненарушения масив и зависят от релефа на повърхността, нееднородността на средата (литоложките разновидности, изграждащи изчислителната схема), наличието на тектонски нарушения. Универсалният модел предвижда едновременна работа в до три сектора на даден подетаж, при възможност да се отчита състоянието на масива общо в 10 подетажа- фиг.1. Изчислителната схема съдържа 69 възела в ред и 49 реда, което означава, че общият брой на възлите е $N_{въз}=3381$, а броят на



Фиг.1 Модел на изчислителна схема за развитие на минните работи в сектори и подетажи

четириъгълните елементи е $N_{ел}=3264$. В тези контури могат да се впишат до 15 добивни единици в един подетаж. Тогава при общ брой на подетажите 10, максималният брой на производствените единици в целия блок ще бъде $N_{бл}=150$. Този брой е многократно по-голям от възможното число производствени единици в рамките на добивен блок с височина на етажа $H_{ет}=100\div200$ m, каквато е нормалната практика по света. Така изградената изчислителна мрежа позволява да се изменят в широки граници геометричните параметри на системата на разработване. Например, при камерно-целикова система: ширината на първичните камери b_1, ширината на вторичните камери b_2, височината на камерите $h_{кам}$, височината на подетажа $h_{пе}$, дебелината на целика между отделните подетажи $b_{пе}$– фиг.2. В подкрепа на



Фиг.2 Възходящ и низходящ ред на изземване на запасите в границите на един етаж

универсалния характер на изградения модел може да се посочи възможността за използване на изкуствен масив (запълнение) с различни механични свойства. Те се явяват решаващ фактор при определяне на последователността за развитие на минните работи както в рамките на един подетаж, така и в границите на целия етаж (блок). Следователно, геометричните параметри на системата на разработване и механичните свойства на запълнението са основните аргументи във функционалните зависимости за изследване на НДС на масива около добивните изработки.

Формиране на множество варианти за разработване на мощни рудни тела със запълване на добивното пространство

При разработване на щокове са възможни и трите добивни технологии: с открито добивно пространство, със запълване, със обрушаване на рудата и страничните скали. В процедурата за избор на оптимално решение те нямат равнопоставено положение, защото технико-икономическите показатели, по които се оценяват, съществено се различават. Най-често прилагани технологии при разработване на ценни руди са със запълване или обрушване на рудата и страничните скали. В двата случая по съвършено различен начин се достига до ликвидиране на празното добивно пространство, а от там и до равнището на показателите за сравнение. Формирането на множество допустими варианти се основава на две важни предварителни условия:

- геоложкият блок (рудното тяло) представлява един добивен блок;
- производствената мощност на рудника се осигурява от няколко такива блока, като добивните работи в тях взаимно не си влияят.

Множеството варианти може да се формира на базата на системния подход чрез единство от логически свързани елементи, при което изменението на един от тях води до изменението на всички останали. Решаването на такава системна задача изисква използване на единен принцип в изчислителния процес за всички възможни варианти. Налага се формиране на три групи входни величини: физически, информационни и аналитико-изчислителни. Предлаганата схема включва шест взаимно-свързани елементи, наречени още нива на алтернативен структурен граф. Това са :

Ниво "A" Начин на разкриване на рудничното поле;
Ниво "B" Начин на развитие на минните работи в границите на рудничното поле;
Ниво "C" Начин на отбиване на рудата;
Ниво "D" Система на разработване;
Ниво "E" Начин на поддържане на добивното пространство;
Ниво "D" Начин на управление на скалния натиск.

Отчитайки съществуването на т.н. несъвместими връзки между алтернативите на отделните нива се установява, че броят на приложимите варианти $N_{прил}$ надхвърля 190 при теоретичен брой на вариантите $N_{теор}=360$. В множеството на приложимите варианти попада камерно-целиковата система на разработване с едновременно изземване на

1/5 част от запасите в блока, показана на фиг.3 (Именитов,1984).

Тя се характеризира с предварително разделяне на камерите на първични и вторични. Първичните камери контактуват от двете страни с реален масив, докато едната или двете страни на вторичните камери са изкуствен масив-в случая втвърдяващо или хидравлично запълнение. Успешното прилагане на тази технология е възможно при спазване на следното ограничаващо условие: изкуственият целик не трябва никога да контактува от двете страни с открити пространства. От тук идва и същността на добивната технология – едновременно изземване на 1/5 част от запасите в блока. Височината и дължината на създаваните открити пространства, както и конструкцията на дъното на блока се определят в предварителните етапи на проектирането на базата на комплексни критерии. Ширината на камерите (първични и вторични), както и редът за развитие на минните работи в границите на етажа (низходящ – възходящ) имат най-силно влияние върху показателите, осигуряващи ефективното разработване на дадено находище. Затова обект на особено внимание е изследването на НДС на масива при начални условия, дефиниращи размерите на конструктивните елементи на системата и механичните свойства на запълнението.

Изследване на НДС на масива при камерно-целикова система на разработване

Камерно-целиковата система [КЦС] на разработване с едновременно изземване на 1/5 част на запасите в подетажа се характеризира с голяма нееднородност на масива. Тя трябва задължително да се отчете при численото моделиране, респ. при изграждане на изчислителната схема. Едно от големите предимства на МКЕ е способността му без особени затруднения да се справи с този феномен. Комбинацията естествен масив-изкуствена среда-открити добивни пространства представлява многофазна система, в която се развиват процесите по преразпределение на напреженията около минните изработки. Алгоритъмът, по който се реализира изчислителният процес, включва оценка на напрегнатото състояние на ненарушения масив, вкл. и аномалиите в него; въвеждане на граничните условия в изчислителната схема; задаване на началните условия, свързани с геометрията на добивните изработки и деформационните характеристики на средата. Като метод на изследване е възприет сравнителният анализ. Програмният пакет FEMEL дава възможност да се изведе пълният набор на информацията за НДС на масива, като на преден план е изнесено изучаването на основните закономерности в разпределението на следните параметри:

- хоризонтални напрежения σ_x;
- вертикални напрежения σ_y;
- тангенциални напрежения τ_{xy};
- ъгъл на завъртване α на максималното главно напрежение σ_1 спрямо хоризонталната равнина;
- коефициент на устойчивост, FS_{M-C} (Factor of Safety), определен съгласно критерия на Mohr-Coulomb.

Възприема се еднаква ширина на първичните и вторичните камери, т.е.
$b_1 = b_2 = 8\ m$. По-малката ширина на камерите влиза в противоречие с технологичните възможности за ефективно използване на сондажното отбиване. Освен това, при $b_1 = b_2 < 8\ m$ разстоянието между изработките за доставка на рудата става много малко и те започват взаимно да си влияят. Въпросът за намиране на оптималната ширина на камерите b_1^{opt}; b_2^{opt} не се разглежда в това изследване, тъй като се налага въвеждане на допълнителни условия, свързани с поведението на масива около стените на камерите.

Същността на КЦС с едновременно изземване на 1/5 част от запасите в подетажа налага следната последователност на изземване: камера №1, камера №3, камера №5, камера №2, камера №4. При това положение първични са камерите №№1 и 3, а вторични - камерите №№5, 2, 4. Ако в границите на даден подетаж се разработват две или три секции (каквато е философията на универсалния модел) последователността на изземване ще бъде:

I етап	камери №№	1,6, 11.
II етап	камери №№	3,8, 13.
III етап	камери №№	5,10,15.
IV етап	камери №№	2,7, 12.
V етап	камери №№	4,9, 14.

Този ред на разработване съществено се различава от традиционно използвания "камера-целик-камера". Неговото най-голямо предимство е паралелното протичане на два процеса: набиране на якост на изкуствения масив и изземване на камера, като двата обекта са на достатъчно голямо разстояние. Това налага задължително да се оценят деформационните характеристики на изкуствения масив (запълнението) най-малко в три стадия.

I стадий – в момент, когато запълването на дадена камера е завършено;

II стадий – втвърдяващото запълнение е набрало нормативна якост за време t_1 от момента на запълване;

III стадий – запълнението продължава да набира якост за време t_2 от момента на запълване $(t_1 < t_2)$.

Времето t_2 отчита момента, когато целият подетаж е запълнен. Тогава се оценява състоянието както на изкуствения, така и на ненарушения с минни изработки масив, в който предстои да се развият добивните работи (при низходящ или възходящ ред на изземване). От гледна точка на икономическата ефективност този момент има особено важно значение, тъй като състоянието на масива ще зависи от физико-механичните свойства на запълнението. А те от своя страна са функция от разходите за приготвянето му. В табл.1 са показани деформационните характеристики на различните среди, използвани в изчислителната схема. В табл.2 е показана динамиката в изменението на деформационните показатели на запълнението в зависимост от трите стадия на консолидация и последователността на изземване на камерите в блока. Обект на сравнителния анализ е изследване на НДС на масива при определен брой типови задачи. В конкретния

случай тези задачи са четири на брой. В табл.3 са посочени формулировката на задачата и вида на търсеното решение. Общо три алтернативи могат да се разглеждат с така подготвения модел:

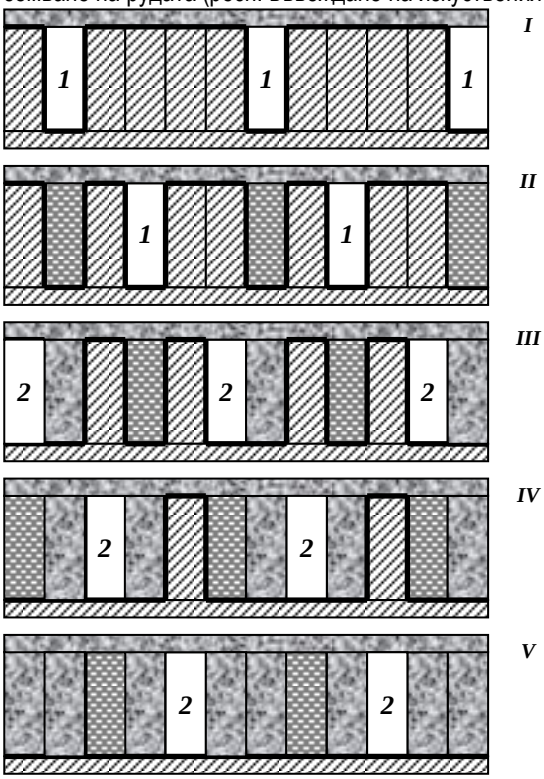
- Алтернатива №1 - изземване на запасите в границите на един подетаж;
- Алтернативи №2 и №3 - изземване на запасите в отделните подетажи на блока, съответно във възходящ и низходящ ред.

Таблица 1.

Свойства на средите, включени в изчислителната схема

Вид на средата	Модул на еластичност, E, MPa	Коефициент на Поасон, μ	Обемна плътност, γ, kg/m^3
Руда	70 000	0.28	2800
Запълнение I стадий	100	0.15	2100
Запълнение II стадий	350	0.18	2100
Запълнение III стадий	500	0.22	2100

Натрупаният графичен материал от изследване на НДС се представя във вид на машинни графики. Удобно е тези графики да се систематизират в самостоятелен албум-приложение, за да може по-добре да се анализират получените решения за различните алтернативи, отделните типови задачи и следващите ги етапи и стадии на изземване на рудата (респ. въвеждане на изкуствения



Фиг. 3. Камерно-целикова система на разработване – вариант едновременно изземване на 1/5 част от запасите на блока; I, II, …, V – последователност на изземване на камерите; 1 – първични камери; 2 – вторични камери

масив). Поради ограничения обем тук ще бъдат приложени някои от най-характерните машинни графики, даващи възможност да се направят обобщаващи изводи. Стойностите на изолиниите в машинните графики имат следния смисъл: напреженията σ_x, σ_y, τ_{xy}, са изразени в MPa; ъгълът на завъртване на максималното главно напрежение σ_1 спрямо хоризонталната равнина е в градуси; ако $FS_{M\text{-}C} > 1$, разглежданата среда е в устойчиво състояние; $FS_{M\text{-}C} < 1$ съответства на разрушаване. Следователно, степента на устойчивост нараства с увеличаване на $FS_{M\text{-}C}$.

На фиг.4 е показано разпределението на хоризонталните σ_x и вертикалните σ_y напрежения в ненарушения масив, което се отличава с твърде неравномерния си характер. Освен това градиентът на нарастване на вертикалните напрежения е твърде висок и не е ориентиран във вертикално направление. Има основание

Таблица 2

Динамика в изменение на свойствата на запълнението в зависимост от избраната последователност на развитие на минните работи в подетажа

Показа-тел	Етап на изземване	Изземване на камери №№				
		1/6/11	3/8/13	5/10/15	2/7/12	4/9/14
Модул на еласт-ичност E,MPa	I	0	70 000	70 000	70 000	70 000
	II	100	0	70 000	70 000	70 000
	III	350	100	0	70 000	70 000
	IV	500	350	100	0	70 000
	V	500	500	350	100	0
	VI	500	500	500	350	100
	VII	500	500	500	500	350
	VII^a	500	500	500	500	500
Коефи-циент на Поасон, μ	I	0	0.28	0.28	0.28	0.28
	II	0.15	0	0.28	0.28	0.28
	III	0.18	0.15	0	0.28	0.28
	IV	0.22	0.18	0.15	0	0.28
	V	0.22	0.22	0.18	0.15	0
	VI	0.22	0.22	0.22	0.18	0.15
	VII	0.22	0.22	0.22	0.22	0.18
	VII^a	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22
Обемна плътност, γ, kg/m^3	I	0	2800	2800	2800	2800
	II	2100	0	2800	2800	2800
	III	2100	2100	0	2800	2800
	IV	2100	2100	2100	0	2800
	V	2100	2100	2100	2100	0
	VI	2100	2100	2100	2100	2100
	VII	2100	2100	2100	2100	2100
	VII^a	2100	2100	2100	2100	2100

да се направи изводът, че при разглеждане на задачи от такъв комплексен характер задължително трябва да се оцени напрегнатото състояние на ненарушения масив, както и ориентацията на главните напрежения. Последователното развитие на етапите от I до V показва съществено преразпределение на действащите напрежения около добивните изработки. Интересен феномен се забелязва през втория етап, когато се изземва камера №3, а камера, №1 вече е запълнена-фиг.5. Състоянието на изкуствения масив съответства на стадий №1, т.е.запълнението не е постигнало нормативна якост. Прави впечатление, че вертикалните напрежения спадат с твърде голям градиент. В този момент изкуственият масив не може ефективно да противодейства на страничния отпор, предизвикан от преразпределението на напреженията след изземване на камера №3. Налице е един от съществените недостатъци а именно втвърдяващото запълнение не може веднага да се превърне в активен поддържащ елемент. Вертикалните напрежения σ_y в зоната на току що запълнената камера са твърде ниски. Вероятно те съответстват на напреженията предизвикани от собственото тегло на запълнението. В процеса на по-нататъшната изследователска работа този факт има съществено значение. Той показва, че втвърдявящото запълнение трябва да осигури собствената си устойчивост, когато една от стените на изкуствения масив се "отвори" (при изземване на вторичните камери). В по-късните етапи на разработване се забелязва, че вертикалните напрежения σ_y в изкуствения масив достигат прекалено голяма стойност *45 MPa* (например етап №4, камера №2). Това е невъзможно. Изкуствен масив с такава якост означава нереална себестойност на 1 тон добита руда. Обяснението следва да се търси във факта, че изкуственият масив не се е превърнал в активна носеща среда, въпреки че вече е изминал периодът t_1. На фиг.6 е показано разпределението на вертикалните напрежения σ_y след завършване на 7 етап на разработване, т.е. когато добивните работи са изцяло приключили в даден подетаж. Значителна концентрация на напрежения се наблюдава в краищата на изчислителната схема. На този факт следва да се гледа с резерви, тъй като "краевите" ефекти безусловно оказват влияние. Очевидно при такава голяма ширина на подсечената площ, съответстваща на $15b_1$, задължително между отделните сектори трябва да се оставят бариерни целици. Те ще предизвикат разтоварващ ефект, чиято големина ще бъде пропорционална на отношението $H/15b_1$. В конкретния случай е налице значителна зона, разтоварена от вертикалните напрежения σ_y. Тя обхваща практически цялото моделирано пространство – 3 сектора. Това се обяснява с факта, че запълнението, макар и набрало необходимата якост, не се е превърнало в активна носеща среда. Моделирането показва качествената страна на процеса, но разтоварената зона се явява количествен фактор - по нейните размери може да се съди за ефекта от запълване на добивните пространства. Горните разсъждения дават основание да се заключи, че до този момент ефектът от запълнението е нулев. От тази гледна точка особено актуален е въпросът за изменение на НДС на масива при възходящ и низходящ ред на отработване на отделните подетажи (вж.фиг. 2). И в двата случая добивните работи в два съседни подетажа се разделят с целик. Неговата дебелина е *20 m* и е съобразена с възможността за евентуалното му последващо изземване. Тази постановка на задачата напълно съвпада с концепцията за изграждане на универсалния модел. Сравнителният анализ показва, че при възходящия и низходящия ред на изземване са налице две съществени обстоятелства. **Първо**. И в двата случая добивните работи попадат в зона на влияние на минните работи, т.е. в подработен масив (при възходящия ред на развитие) и в надработен масив (при низходящия ред на развитие). **Второ**. Принципно различно е състоянието на подработения, респ. надработения масив. То най-добре се оценява с коефициента на устойчивост $FS_{M\text{-}C}$, показан на фиг.7 и фиг.8. При низходящия ред на развитие $FS_{M\text{-}C}>1$, докато при възходящия ред преобладават значителни зони, за които $FS_{M\text{-}C}<1$. Ниските стойности на $FS_{M\text{-}C}$ се обясняват с високата концентрация на хоризонталните напрежения, достигащи до $\sigma_x=20\ MPa$. Разрушаването на масива над камерите означава, че използването на sill pillar или crown pillar е невъзможно. Двата вида целици обаче намират приложение главно при възходящия ред на изземване. Значително по-добро е състоянието на целика между двата подетажа при низходящия ред. Този факт има важно практическо значение, особено като се вземе под внимание обстоятелството, че целикът в определен момент трябва да се изземва, т.е.много малка е вероятността той да се класифицира като загуби.

Методичният подход за изследване на НДС на масива при камерно-целикова система на разработване включва сравнителен анализ с варианта камера-целик-камера. Този вариант се приема като базов, изхождайки от обстоятелството, че намира широко приложение в световната практика. На фиг.9 е показана постановката на задачата.

Таблица 3

Типови задачи за изследване на НДС на масива

Задача №	Характер на търсеното решение
Задача №1 Изследване на НДС на ненарушения масив.	Характер на разпределение на напреженията; оценка на аномалиите за сметка на нееднородността на средата и началните гранични условия, въведени в изчислителната схема.
Задача №2 Изследване на НДС през петте етапа на изземване на добивните камери.	Характер на изменението в напрегнатото състояние на масива и запълнението. Оценка на формиралите се зони на разрушаване и концентрация на напреженията. Оценка на носещата способност на изкуствения масив и състоянието на изработките за източване и доставка на рудата.
Задача №3 Изследване на НДС след изземване на запасите в даден подетаж.	Оценка на напрегнатото състояние след приключване на добивните работи на даден подетаж във връзка с началото на изземване на запасите на следващия.

Задача №4 Изследване на НДС на масива при използване на технология камера-целик-камера.	Оценка на напрегнатото състояние на конструктивните елементи на системата: камери, целици, изработки за източване и доставка на рудата. Оценка на съвместната работа на целиците и втвърдяващото запълнение. Характер на напрегнатото състояние на масива около първичните и вторичните камери.

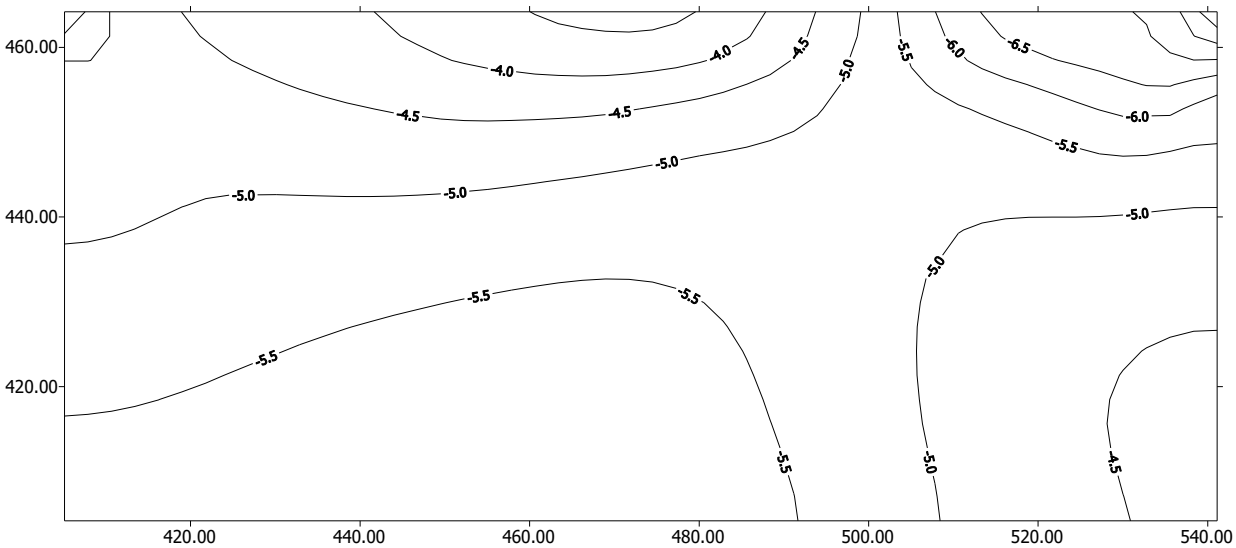
Основни входни параметри са: b_1-ширина на първичните камери; b_2-ширина на вторичните камери; N-общ брой на камерите в участъка. Броят на камерите в участъка следва да бъде нечетно число. В противен случай технологията камера-целик-камера губи своя смисъл. Изходните параметри в резултат на решаване на задачата са: n_1-брой на първичните камери; n_2-брой на вторичните камери; L-дължина на разработвания участък; Δ_1-относителен дял на запасите в първичните камери; Δ_{11}-относителен дял на запасите в първичните камери при условие, че $b_1=b_2$. Очевидно $n_2=N-n_1$. Освен това $n_1=(N+1)/2$. Тогава

$$L = \frac{N+1}{2} b_1 + \frac{N-1}{2} b_2$$

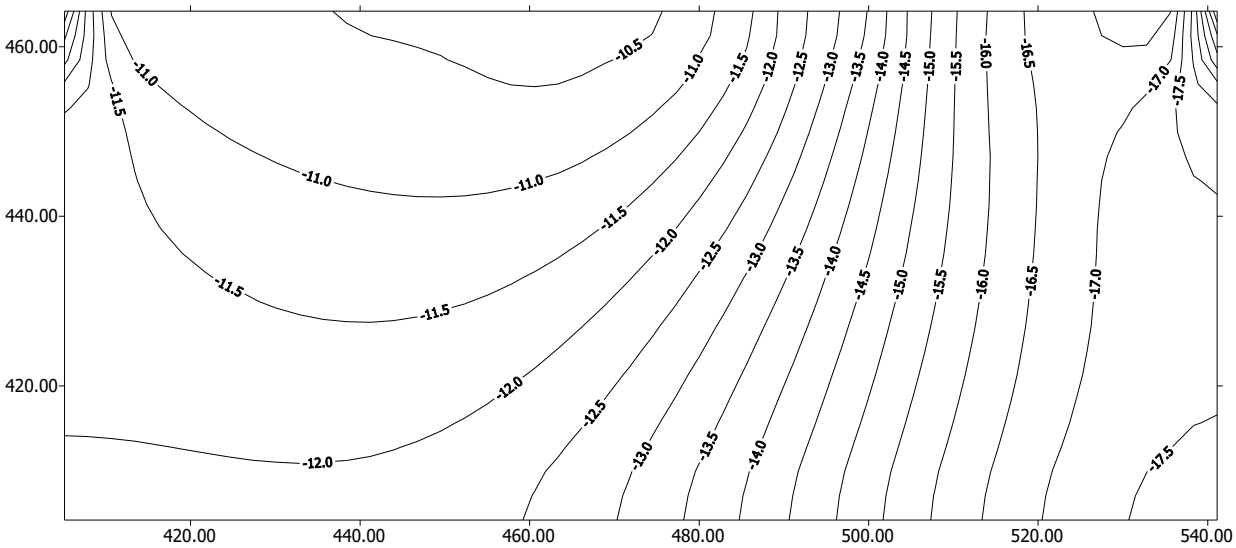
$$\Delta_{11} = \frac{n_1}{N} = \frac{N+1}{2N}$$

$$\Delta_1 = \frac{n_1 b_1}{n_1 b_1 + (n_1 - 1) b_2}$$

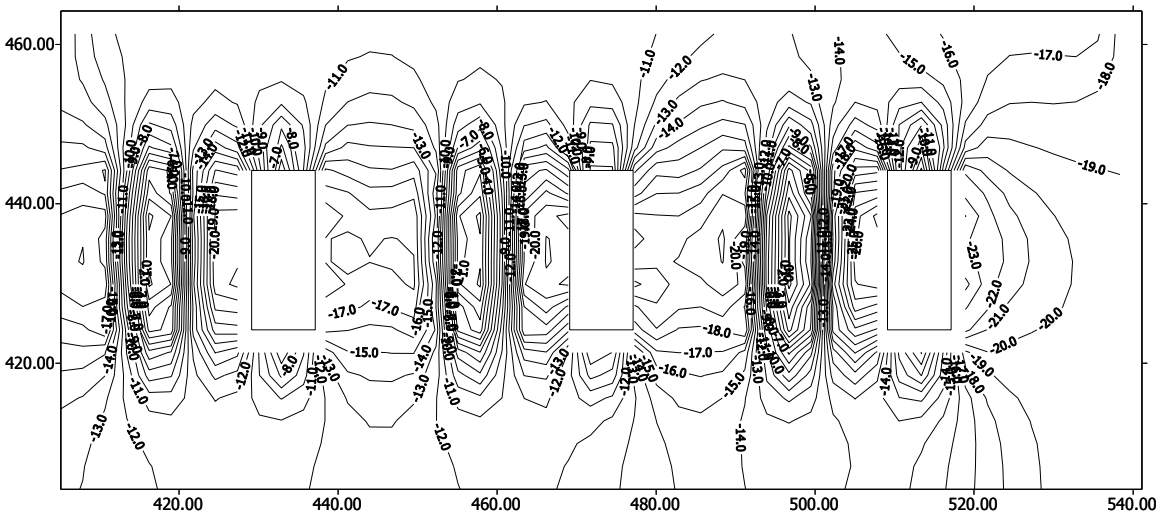
Граничната стойност $\langle \Delta_1 \rangle$ на относителния дял на първичните камери Δ_1 може да се изрази чрез $\langle \Delta_1 \rangle = \lim_{n_1 \to \infty} \Delta_1 = \frac{b_1}{b_1 + b_2}$. Ако $b_1=b_2$, то $\langle \Delta_1 \rangle = 0.5$.



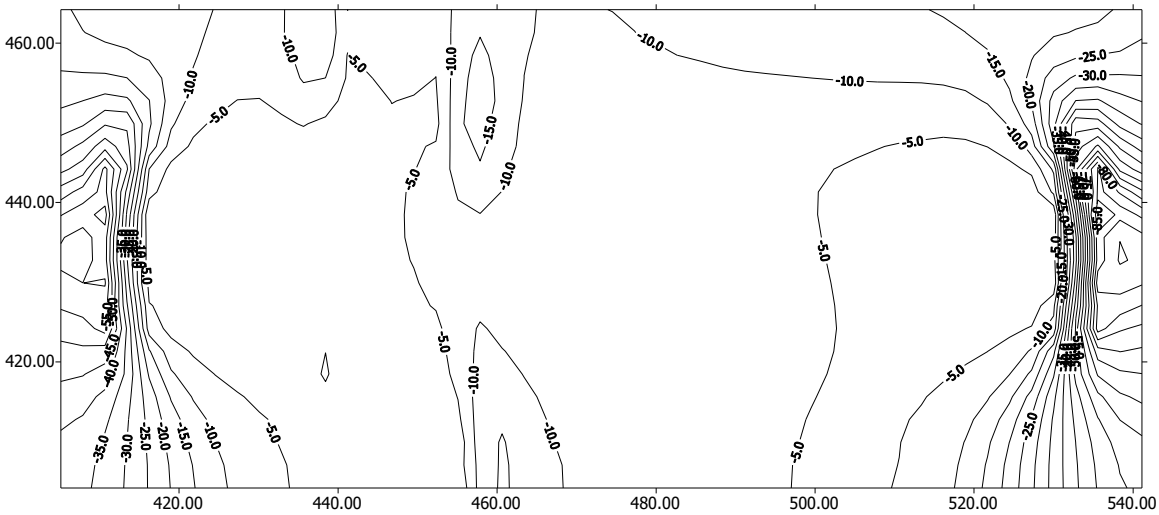
Фиг. 4а



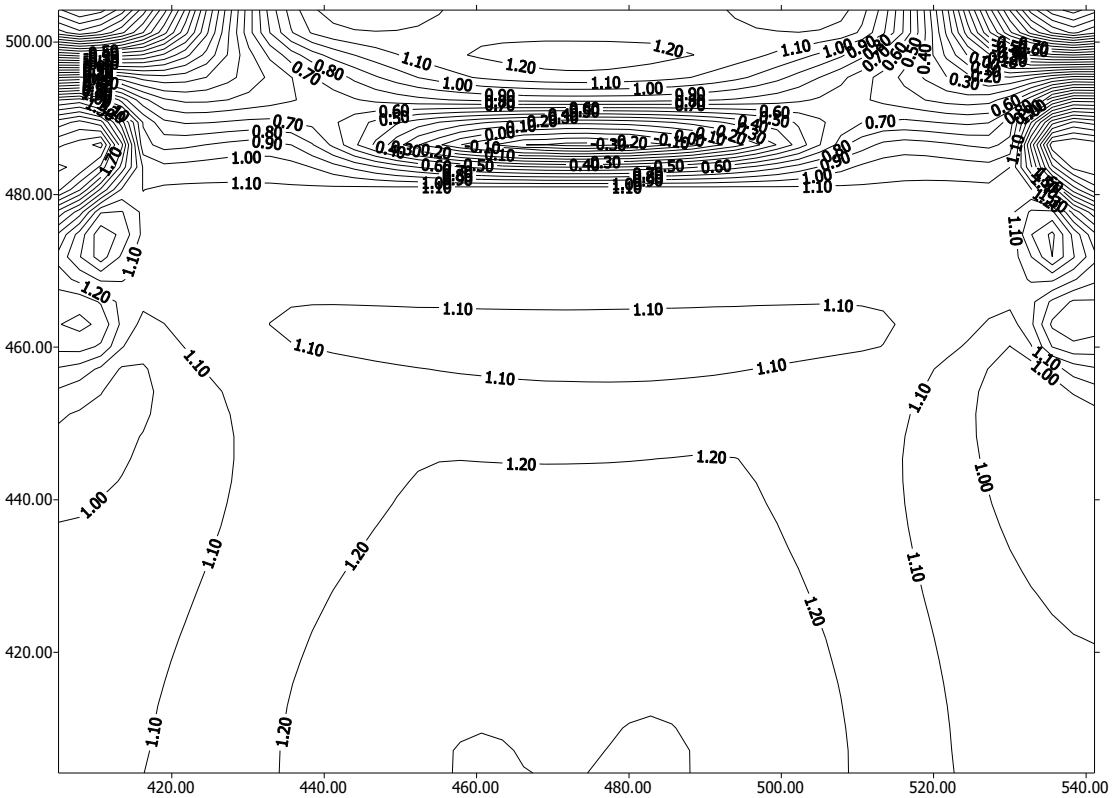
Фиг. 4б



Фиг. 5

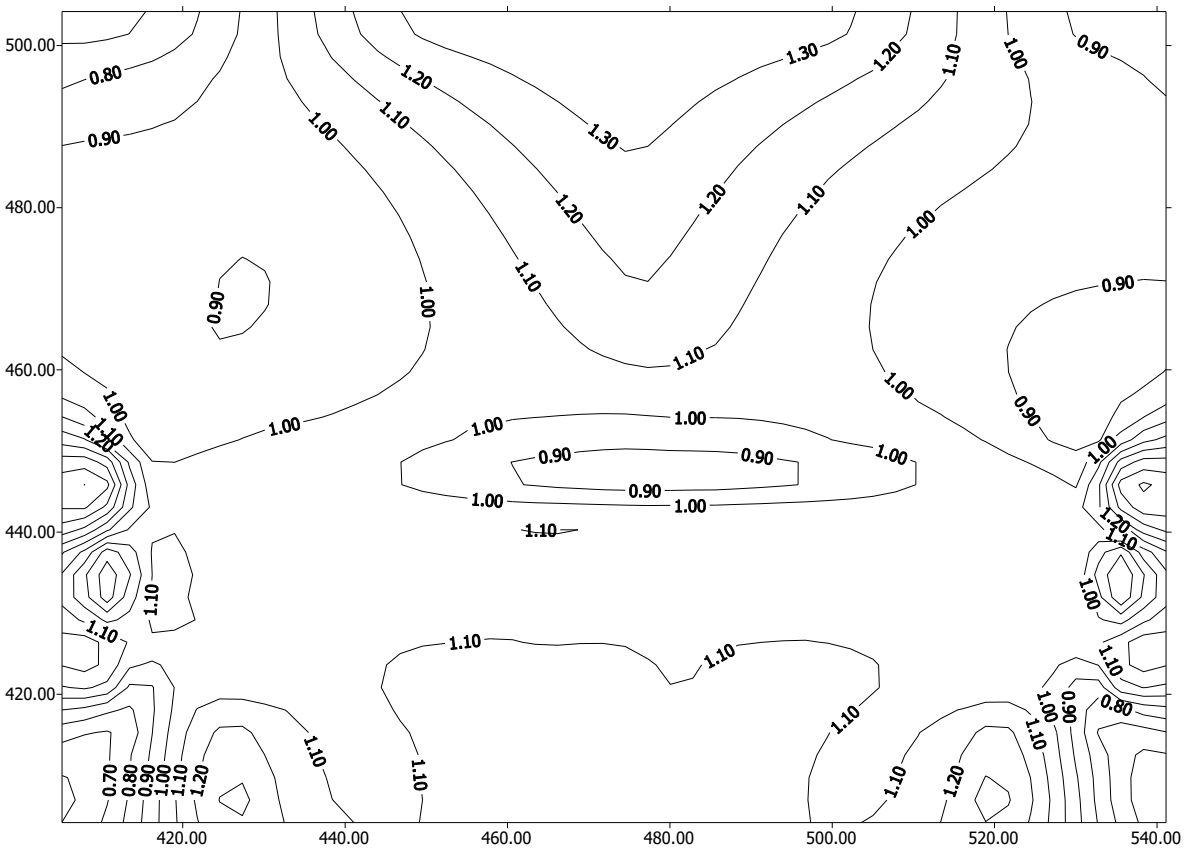


Фиг. 6

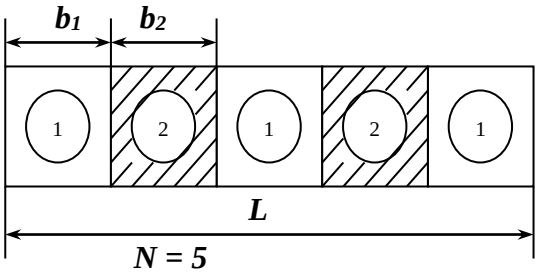


Фиг. 7

Този израз има важно практическо значение. Той показва, че при по-малък брой на камерите N относителният дял на първичните камери ще бъде по-голям. Например при $N=3$, $\Delta_1=0.66$; при $N=15$, $\Delta_1=0.533$. Известно е, че най-добри показатели на извличане при разработване по схемата камера-целик-камера се постигат при изземване на първичните камери. На фиг.10 е показан характерът на разпределение на коефициента на устойчивост $FS_{M\text{-}C}$ при условие, че са "отворени" всички камери на варианта камера-целик-камера. Прави впечатление, че коефициентът на устойчивост $FS_{M\text{-}C}$ за всички целици се изменя в граници близки до единица. Такъв резултат е неприемлив. Наличието на зони, за които $FS_{M\text{-}C}$ <1 означава, че целиците се разрушават, т.е. те не изпълняват функцията си на поддържащ елемент. Същевременно таванът на камерите е в много по-добро състояние. Това се обяснява с разтоварващия ефект на целика, който се оставя между два съседни подетажа. В крайна сметка сравнителният анализ показва, че вариантът камера-целик-камера има по-лоши технически показатели. И тъй като изчислителните схеми на двата варианта предвиждат едни и същи начални условия, може да се направи още един съществен извод. Ако все пак се приложи вариантът камера-целик-камера (съображенията са свързани главно със съкратените срокове на изземване на първичните камери), от изключително значение е определянето на оптималната ширина на целиците, т.е. на вторичните камери b_2. Масивните целици ще осигурят по-голяма устойчивост на конструкцията, но това ще се отрази върху ширината на първичните камери b_1. Условието $b_1=b_2$ би означавало неустойчиво състояние на тавана на първичните камери и от там възможните усложнения, свързани с добивните работи в тях.



Фиг. 8



Фиг. 9. Камерно – целиковa система на разработване, вариант камера – целик – камера;
1 – първични камери; 2 – вторични камери

Заключение

Извършеният анализ на НДС на масива при използване на КЦС на разработване дава основание да се направят следните изводи.

1. Създаден е универсален модел за изследване на НДС на масива по МКЕ. Той се основава на човеко-машинна процедура за полуавтоматично генериране на възлите на изчислителната схема, като дава възможност да се решават многовариантни задачи за условията на мощни рудни тела и в частност при камерно-целикова система на разработване.

2. С помощта на сравнителния анализ са изведени общите закономерности, свързани с изучаване на НДС на

масива при камерно-целикова система на разработване. Формирано е множество варианти, основаващо се на решаването на четири типа задачи, пет етапа на изземване на камерите и три алтернативи за развитие на минните работи.

3. При изследване на НДС на масива около добивните изработки задължително трябва да се оцени напрегнатото състояние на ненарушения масив и ориентацията на главните напрежения в него. Отклоненията от хипотезата за геостатичния товар се дължат на нееднородния характер на скалите- литоложки разновидности с различни физико-механични свойства, пресечения терен на повърхността, наличието на тектонски нарушения и др.

4.Втвърдяващото запълнение не може да се превърне в активен поддържащ елемент. Неговата основна функция е да осигури собствената си устойчивост , когато една от стените на изкуствения масив се "отвори". От тази гледна точка изключително значение придобива въпросът за физикомеханичните свойства на запълнението, тъй като те икономически показатели.

5.Сравнителният анализ показва, че низходящият ред на развитие на минните работи е по-благоприятен от гледна точка на състоянието и поведението на масива, в който предстои да се изземват камерите от следващия подетаж.

6. Сравнителният анализ недвусмислено показва, че вариантът едновременно изземване на 1/5 част от запасите има по-големи предимства в сравнение с варианта камера-целик-камера. Освен това доказано е, че граничната стойност на относителния дял на първичните камери клони към 0.5 при еднаква ширина на първичните и вторични камери. Следователно, по-благоприятен е случаят, когато разглеждания добивен участък е с по-малък брой камери.

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

Посочените изводи показват, че прилагането на КЦС за разработване на мощни рудни тела е комплексна задача. В нея особено място заема изследването на НДС на масива през различните етапи на разработване. С помощта на МКЕ е възможно да се оцени в каква степен изкуственият масив (запълнението) се превръща в активен поддържащ елемент. Това най-вече се отнася към определяни на неговите физико-механични свойства, тъй като те са решаващи в оценката на технико-икономическата ефективност на добивната технология

Литература

Трапов, Г., Г Михайлов. Числено моделиране и оценка на устойчивото състояние на открити добивни пространства, създадени в резултат на подземни минни работи. *Годишник на Минно-геоложкия университет "Св.Ив.Рилски", Свитък II. Добив и преработка на минерални суровини*. София, 2004, с.119-124.

Михайлов, Г., Г.Трапов и др. Применение Метода конечных элементов при определении параметров камерно-столбовой системы разработки. *Международная конференция к 60 летию Горно-геологического института ЗСФ АНСССР, Института горного дела СОРАН, 1-5 ноября 2004 года, Новосибирск. "Проблемы и перспективы развития горных наук".* Изд. Новосибирск 2004.

Именитов, В.Р. *Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений.* Недра, Москва, 1984, с.504.

SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, Volume 2. Senior Editor Howard Hartman. Published by Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc. Littleton, Colorado. 1992.

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ОЦЕНКА НА УСТОЙЧИВОСТТА НА НЕПРОДУКТИВНИТЕ ДЕПА В ОТКРИТ РУДНИК "НЕДЕЛИЩЕ"

Евгения Александрова[1], Пешка Стоева[2]

[1]Минно-геоложки университет "Св.Иван Рилски", 1700 София, jogeni@abv.bg
[2]Минно-геоложки университет "Св.Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Предложен е прост, но прецизен метод за оценка на устойчивостта на непродуктивни депа чрез детерминиране на сеизмичните критични ускорения, необходими за определяне на носещата способност на масива, ограничен от плъзгателната повърхнина в състояние на гранично равновесие. Едновременно с това се създава възможност за изчисляване на коефициента на устойчивост. Този метод се основава на принципа на граничното равновесие и на метода на ламелите. Предлага се критичните ускорения да се използват като мярка за коефициентите на сигурност.

STABILITY VALUATION OF NO PRODUCTIVE DEPOTS IN OPEN MINE "NEDELISHTE"

Evgenia Alexandrova[1], Peshka Stoeva[2]
[1]University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, Bulgaria, jogeni@abv.bg
[2]University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, Bulgaria

ABSTRACT. A simple but accurate method of stability valuation of embankments is developed to determine the critical earthquake acceleration that is required to bring a mass of soil, bounded by a slip line of any shape and the free surface, to a state of limiting equilibrium. At the same time, the usual factor of safety can be determined. It is based on the principle of limiting equilibrium and the method of slices. Effective stress strength parameters are used. It is suggested to use the critical acceleration as a measure of the factors of safety.

Оценката на устойчивостта на насипищни откоси е сложна инженерна задача, решението на която зависи от редица инженерно-геоложки условия и технологични фактори. В много случаи тя е обусловена от недостатъчни изследвания за физичните и якостните характеристики на литоложките разновидности, изграждащи масива или от условията на неопределеност.

Съществува голямо разнообразие в методите за оценка на устойчивостта на насипищните откоси. Те се различават по точността и броя на условията и факторите, от които тя зависи. По тази причина изборът на достоверна схема за моделиране на деформационния процес и свързаните с него технологични параметри за устойчив насипищен откос представлява трудност.

Условията и факторите трябва да се свързват с класически постановки и доказани с времето си по-стари методи за оценка (Morgenstern, 1965; Sarma, 1973).

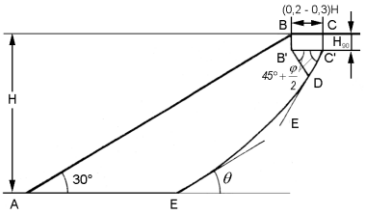
Към прилаганите изчислителни методи се предявяват определени изисквания: възможност за по-точно отчитане на *характеристиките на геоложката среда* и *параметрите на минните работи*; бързина и простота на изчисленията; надеждност на получените крайни оценки и възможност за съпоставяне на изчислителни и фактически височини и ъгли на реални откоси (Zlatanov и др., 2004).

Ако в долната част на насипищното стъпало съществува слаб контакт или слаба прослойка (слаба прослойка от пластични глини или готови повърхнини), се установява, че свлачищната повърхнина преминава по тях (фиг.1). В този случай вероятната повърхнина на плъзгане е сложна съставна, сключвайки с повърхнината на контакта ъгъл:

$$\theta = \frac{\pi}{4} + \frac{1}{2}\left(\varphi_н - \varphi'_н\right) - \frac{1}{2}\arcsin\left(\frac{\sin\varphi'_н}{\sin\varphi_н}\right), \qquad (1)$$

където: $\varphi_н$ е ъгълът на вътрешно триене на материала в насипището, коригиран със съответен коефициент на сигурност, ...°;

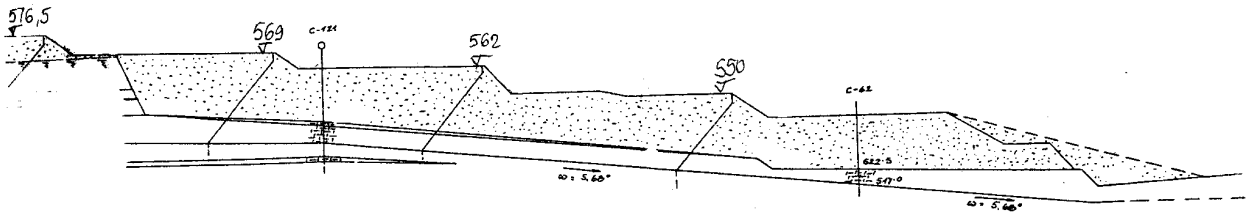
$\varphi'_н$- същият показател за слабия слой, ...°.



Фиг.1 Повърхнина на плъзгане в насипищен откос при наличие на слаб контакт в основата

Оценката на устойчивостта на непродуктивни депа (насипи), е много важна задача особено при наличието на посочената слаба основа. Такъв е случая с изследването на устойчивостта на вътрешното насипище на рудник "Неделище-запад", което се характеризира с мулдообразно дъно с променливи наклони до 6,5°. Насипът лежи върху черни глини с прослойки от нечисти въглища с дебелина от 5 до 10 m (фиг.2).

Въгленосният хоризонт се характеризира с ниски якостни показатели на срязване (табл.1) и наличието на слаби прослойки по наслояването, които се проявяват като потенциално място на формиране на хлъзгателни повърхнини при развитието на свлачищни процеси.



Фиг.2 Надлъжен профил VI-VI на вътрешното насипище на рудник "Неделище"

Таблица 1

Физични и якостни показатели на литоложките разновидности, изграждащи насипищния масив

№	Литоложки разновидности	Обемно тегло, N/m³	Кохезия, kN/m²	Ъгъл на вътрешно триене, …°
1	Песъчливи и прахови глини	19,5	30	18
2	Глини и нечисти въглищни прослойки от въгленосния хоризонт	15,5	40	5
3	Слаби прослойки във въгленосния хоризонт	-	20	4
4	Насип от глини	17,0	30	5

За да се осигури по-голяма сигурност на получените резултати оценката за устойчивостта ще бъде реализирана въз основа на два подхода:

- Оценка на устойчивостта по профили, ориентирани перпендикулярно на насипищните стъпала и на изолиниите на потенциалната плъзгателна повърхнина по *метода на призмата на активен земен натиск*, оконтурен от две образуващи, централен блок с плъзгателна повърхнина по наслояването в долнището на въгленосния хоризонт и пасивна призма в петата на откоса, когато дъното на рудника е над огледалната повърхнина. Прилагането на този метод е продиктуван от механизма на вече проявените свлачища със сложна съставна форма на плъзгателната повърхнина в рудник "Неделище".

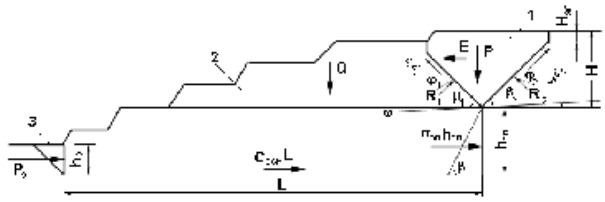
- Оценка на устойчивостта по профили, ориентирани перпендикулярно на насипищните стъпала и на изолиниите на потенциалната плъзгателна повърхнина по *метода на Моргенщерн и Прайс*, отчитащ критичното хоризонтално ускорение, което би възникнало в потенциални повърхнини на плъзгане в свързани почви или в повърхнини с остатъчна якост при условие на гранично равновесие.

Стабилитетни изчисления

1) Оценка на устойчивостта по метода на призмата на активен земен натиск

Устойчивостта се изчислява при следните изходни данни (фиг.3, табл.1):

- дебелина (m_i), m;
- обемно тегло, (γ_i), N/m³;
- ъгъл на вътрешно триене, (φ_i), …°;
- кохезия, (c_i), Pa.



Фиг.3 Схема за определяне на устойчивостта по метода на призмата на активен земен натиск

1 – призма на активен земен натиск; 2 – централен блок; 3 – призма на пасивен земен натиск

Оценката на устойчивостта се дава с коефициента на устойчивост:

$$F = \frac{c_o L + \sum_{i=1}^{n} Q_i \cos\omega tg\varphi_o + \sum_{i=1}^{n} Q_i \sin(+\omega)}{E + \sum_{i=1}^{n} Q_i \sin(-\omega)}, \qquad (2)$$

където: c_o *и* φ_o *са съответно кохезията* (Pa) *и ъгълът на вътрешно триене* (...°) *на повърхнината на плъзгане;*

L *- дължината на повърхнината на плъзгане по основата на централния блок в m;*

ω *- ъгълът на залягане на основата на централния блок ("+*ω*" при наклон към масива и "-" при наклон към изкопа);*

E - активният натиск (разликата от проекциите на свличащите и съпротивителните сили в призмата на активен натиск върху повърхнината на плъзгане в основата на централния блок);

2) Методът на Моргенщерн и Прайс първоначално е разработен въз основа на други методи чрез отчитане на равновесното състояние на ламелата (1965). Уили Спенсър приема общото равновесие на моментите, докато Моргенщерн и Прайс допускат само моментните уравнения на отделните ламели. Всеки метод удовлетворява всички условия на граничното равновесие, но методът на Спенсър изисква компютърно време. Поради тази причина в компютърната програма TSLOPE е заложен метода на Моргенщерн и Прайс и за да се отчетат всички сили върху ламелата (фиг.4) той е разширен и с метода на Спенсър. Моргенщерн и Прайс дават оценката на устойчивостта с коефициента:

$$F = \frac{(E_i - P_{W_i})\operatorname{tg}\varphi_i + \overline{c}_i H_i}{X_i} \qquad (3)$$

където: E_i е страничното натоварване на вертикалното сечение i, съответстващо на ефективното напрежение, kN;

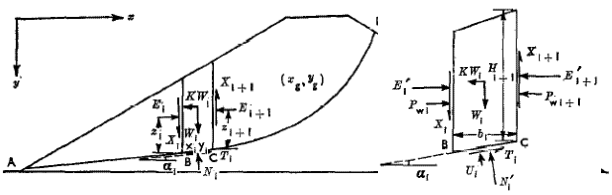
P_{wi} - резултантната от действието на порния натиск на вертикалната страна на сечение i, kN;

φ_i - ъгълът на вътрешно триене на материала в i-тото сечение, ... °;

$\overline{c}_i$ - кохезията на материала в i-тото сечение, kN/m²;

H_i - височината на хлъзгащата се маса, спрямо сечение i, m;

X_i - срязващите напрежения на вертикалните сечения i, kN.



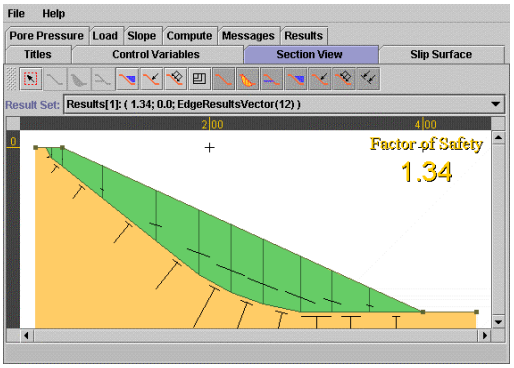
Фиг.4 Силов полигон по метода на Моргенщерн и Прайс

Методът на Спенсър допуска че тези външни сили са наклонени под ъгъл θ спрямо хоризонтална равнина.

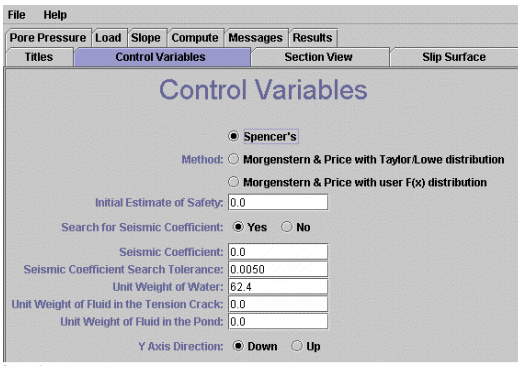
$$\frac{X_i}{E_i} = \operatorname{tg}\theta\,, \qquad (4)$$

където: θ е определен по изчислителен път.

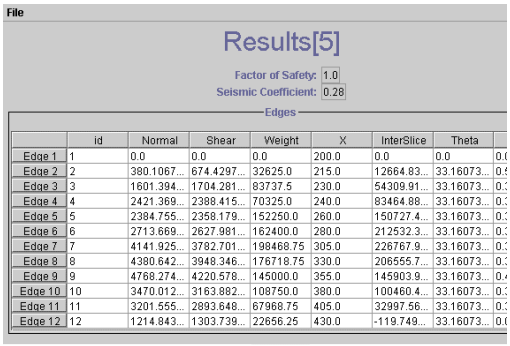
Методът на Моргенщерн и Прайс включва голям брой итерации и прилагането му изисква ползването на софтуерен продукт. За целта е приложена програмата TSLOPE 1.1. Програмата дава възможност първоначално да се дефинира насипищния откос и във всяка точка да се дадат физико-механичните и якостните характеристики на литоложките разновидности, изграждащи масива (фиг.5). След това в "Control Variables" (фиг.6) се задава метода за оценка на устойчивостта. Изчисленията се извършват при различен брой итерации (до 2000) като се търсят най-неблагоприятните повърхнина на плъзгане. Получените резултати се обобщават в меню "Resultats" (фиг.7).



Фиг.5



Фиг.6



	id	Normal	Shear	Weight	X	InterSlice	Theta
Edge 1	1	0.0	0.0	0.0	200.0	0.0	0.0
Edge 2	2	380.1067...	674.4297...	32625.0	215.0	12664.83...	33.16073...
Edge 3	3	1601.394...	1704.281...	83737.5	230.0	54309.91...	33.16073...
Edge 4	4	2421.369...	2388.415...	70325.0	240.0	83464.88...	33.16073...
Edge 5	5	2384.755...	2358.179...	152250.0	260.0	150727.4...	33.16073...
Edge 6	6	2713.669...	2627.981...	162400.0	280.0	212532.3...	33.16073...
Edge 7	7	4141.925...	3782.701...	198468.75	305.0	226767.9...	33.16073...
Edge 8	8	4380.642...	3948.346...	176718.75	330.0	206555.7...	33.16073...
Edge 9	9	4768.274...	4220.578...	145000.0	355.0	145903.9...	33.16073...
Edge 10	10	3470.012...	3163.882...	108750.0	380.0	100460.4...	33.16073...
Edge 11	11	3201.555...	2893.648...	67968.75	405.0	32997.56...	33.16073...
Edge 12	12	1214.843...	1303.739...	22656.25	430.0	-119.749...	33.16073...

Фиг.7

В таблица 2 са посочени обобщените резултати от стабилитетните изчисления по двата метода (метод на призмата на активен земен натиск и метод на Моргенщерн и Прайс).

Таблица 2
Обобщени резултати от стабилитетните изчисления

Сили в приоткосния масив, kN/m		Насипищен хоризонт			
Свличащи		I - 550	II - 562	III - 569	IV- 576.5
	E	4090	4780	5370	6440
	Q	4880	11300	15730	18120
	Общо	8970	16080	21100	24560
Задържащи		3430	7940	12070	17490
	QL	2960	4800	6280	8000
	P_p	600	600	600	600
	Общо	6690	13340	18950	26090
Метод на призмата на активен натиск	F	0.75	0.83	0.9	1.06
TSLOPE 1.1 (Метод на Моргенщерн и Прайс)	F	0.44	0.56	0.54	0.85

Заключение

От получените резултати се вижда, че прилагането на метода на Моргенщерн и Прайс дава по-ниски стойности за коефициента на устойчивост на отделните насипищни стъпала. Това се дължи предимно на отчитането на хоризонталното ускорение и на порния натиск, докато при метода на призмата на активен земен натиск те не са взети под внимание.

Получените коефициенти на устойчивост (табл.2) и по двата метода са по-ниски от единица (насипищни хоризонти II с кота 550 m, III с кота 562 m и IV с кота 569 m), но на практика видими деформации не са наблюдавани по тях. Причина за това може да се търси в неотчетени задържащи сили, произтичащи от мулдообразната форма на дъното на рудника. Хоризонт V с кота 576,5 m се намира в гранично равновесие (F=1,06).

Основните препоръки, които могат да се направят са:

- не е целесъобразно да се извършват насипищни работи върху хоризонти II, III и IV;

- съществува възможност за разширение на V хоризонт, но при осигурена устойчивост на вътрешното насипище като цяло;

- най-долните насипищни хоризонти са с намалени физични и якостни показатели, поради продължителния им престой под вода, което налага подновяване на изследванията с оглед по-сигурно оразмеряване на вътрешното насипище при бъдещото му развитие.

Литература

Morgenstern, N. R. & Price, V. E. (1965). The analysis of the stability of general slip surfaces. *GPotechnique 15, No.* 1, 79-93.

Sarma, S.K. 1973. Stability analysis of embankments and slopes. Gkotechnique 23, No. 3, 423433.

*Zlatanov, P., P. Stoeva, R. Kachikova, G.Trapov.*2004. Computer model of the estimation to risk by construction of the non-productive deposits. *Colloque les risques en Génie Civil - 18/19 mars 2004 - Tunisie.*

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ИНФОРМАЦИОННО – ТЕХНОЛОГИЧЕН ПОДХОД КЪМ ЕДНА ЗАДАЧА ОТ КИНЕМАТИКА НА МИННАТА МУЛДА

Михаил Вълков

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

РЕЗЮМЕ: Разгледани са възможностите за прилагане на софтуерния продукт "Mathematica 4.0" към един проблем от механика на минната мулда.
Показано е, че след поставяне на конкретната задача и нейното математическо формализиране намирането на решение чрез разглеждания софтуер (въпреки, че постановката е усложнена чрез задаването на уточнени гранични условия) не предизвиква затруднение.
Полученото решение е удобно за практическо прилагане и използването му е по силите на широк кръг специалисти.
Предлаганият информационно – технологичен подход е в съответствие с цялостното преориентиране на дейността в маркшайдерските отдели на минните предприятия към електронно (цифрово) набиране, съхранение, обработка и интерпретиране на информацията за дадено находище и прилаганите в него минни технологии.

THE ET APPROACH TOWARDS A MINING SUBSIDENCE PROBLEM

Mihail Vulkov
[1]University of Mining and Geology "St. Iv. Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT: The application possibilities of the software product "Mathematica 4.0" in solving a problem of the mining subsidence mechanics are studied.
It is shown that after formulating of a concrete problem and its mathematical formalization, the solution can be obtained without any mathematical complications.
This solution is highly applicable for practical purposes and it can be used by mining engineers with various qualifications.
The discussed ET approach is also connected to the global reorientation of the mining surveying department's work fields in the mining companies towards electronic (numerical) input, conservation, refining, and interpreting of the data concerning a specific mining field and the application of the mining technologies in it.

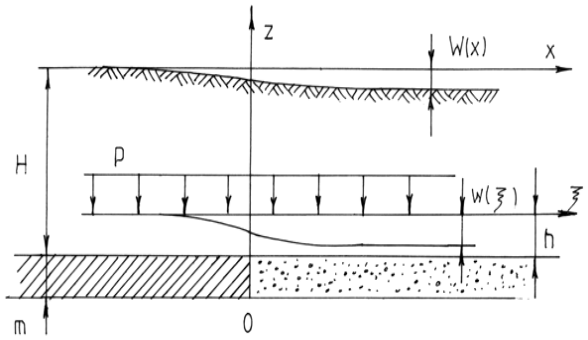
В статията се изследва проблем от механика на минната мулда.

Един от пътищата за усъвършенстване на теоретичните модели, които са базирани на задачи за диференциални уравнения с частни производни, води към уточнено задаване на граничните условия при решаване на съответната задача.

Разглежда се следният значим за практиката проблем. При подземно изземане на полезни изкопаеми в скалния масив се формира празно пространство, което нарушава равновесното състояние на масива. Започва движение на геоматериал към отработеното пространство, което обхваща всички точки от зоната на влияние на подземните минни работи и достига до земната повърхност. Там се формира падина т.нар. минна мулда, вследствие на което могат да бъдат нанесени щети на сгради, съоръжения, комуникации, природни обекти и др.

От гледна точка на една оптимална профилактика на минните щети, е необходимо още при планирането на подземните работи да се прибегне до достоверни предположения за очакваните движения на скалния масив и земната повърхност.

Формулираната по този начин от практическите нужди задача, се свързва с предварително пресмятане на преместванията, които биха възникнали в извадения от равновесие скален масив и на земната повърхност.



Фиг.1

При приемане на скалния масив за стохастична среда според I-ви модел на Й. Литвинишин (1974) и разглеждане на непосредственото горнище на изветото пространство като тънка плоча, лежаща на еластична основа (фиг.1) според модела на А. Салустович (1956), след решаването на равнинната задача на Коши за уравнението на Фурие от Вълков (2005) са определени вертикалните премествания $W(x,z)$ със следните зависимости:

$$\overline{W_1}(x,\xi)=\frac{W_{\max}}{2\sqrt{\pi\xi}}\left\{\int_0^{\infty}\left\{1-\frac{\beta^2}{\beta^2+\alpha^2}\exp[-\alpha(x-\xi)]\left(\frac{\beta-\alpha}{\beta+\alpha}\sin[\beta(x-\xi)]+\cos[\beta(x-\xi)]\right)\right\}\cdot\right.$$

$$\left.\cdot\exp\left[-\frac{(x-\xi)^2}{4\xi}\right]d\xi\right\},\quad x\geq 0$$

$$\overline{W_2}(x,\xi)=\frac{W_{\max}}{2\sqrt{\pi\xi}}\frac{\alpha^2}{\beta^2+\alpha^2}\int_{-\infty}^{0}\exp[\beta(x-\xi)]\left\{\frac{\beta-\alpha}{\beta+\alpha}\sin[\beta(x-\xi)]+\cos[\beta(x-\xi)]\right\}\cdot$$

$$\cdot\exp\left[-\frac{(x-\xi)^2}{4\xi}\right]d\xi,\quad x<0. \tag{1}$$

където $\overline{W_1}(x,\xi)$ е вертикалното преместване над неиззетия пласт; $\overline{W_2}(x,\xi)$ е вертикалното преместване над отработеното пространство.

След като зависимости (1) са представени във вида:

$$\overline{W_1}(x,\xi)=\frac{W_{\max}}{2\sqrt{\pi\xi}}\left[I_1-\frac{\beta^2}{\beta^2+\alpha^2}\left(\frac{\beta-\alpha}{\beta+\alpha}I_2+I_3\right)\right]$$

$$\overline{W_2}(x,\xi)=\frac{W_{\max}}{2\sqrt{\pi\xi}}\frac{\alpha^2}{\beta^2+\alpha^2}\left[\frac{\beta-\alpha}{\beta+\alpha}I_4+I_5\right], \tag{2}$$

където $I_1=\left[\theta\left(\frac{r-x}{\sqrt{2\xi}}\right)-\theta\left(\frac{-x}{\sqrt{2\xi}}\right)\right]$

От Вълков (2005) за решаване на влизащите в (2) интеграли е използвана формулата на Боне.

Така за интегралите I_2 и I_3 се намира:

$$I_2=\frac{1}{\alpha}\exp\left[-\frac{x^2}{4\xi}\right]\cdot\left\{\frac{\sin[-\alpha(x-\eta_1)]-\cos[-\alpha(x-\eta_1)]}{2}\cdot\exp[-\alpha(x-\eta_1)]-\right.$$

$$\left.-\frac{\sin(-\alpha x)-\cos(-\alpha x)}{2}\cdot\exp(-\alpha x)\right\}+$$

$$+\frac{1}{\alpha}\exp\left[-\frac{(x-r)^2}{4\xi}\right]\cdot\left\{\frac{\sin[-\alpha(x-r)]-\cos[-\alpha(x-r)]}{2}\cdot\exp[-\alpha(x-r)]-\right.$$

$$\left.-\frac{\sin[-\alpha(x-\eta_1)]-\cos[-\alpha(x-\eta_1)]}{2}\cdot\exp[-\alpha(x-\eta_1)]\right\}$$

$$I_3=\frac{1}{\alpha}\exp\left[-\frac{x^2}{4\xi}\right]\cdot\left\{\frac{\cos[-\alpha(x-\eta_2)]+\sin[-\alpha(x-\eta_2)]}{2}\cdot\exp[-\alpha(x-\eta_2)]-\right.$$

$$\left.-\frac{\cos(-\alpha x)+\sin(-\alpha x)}{2}\cdot\exp(-\alpha x)\right\}+$$

$$+\frac{1}{\alpha}\exp\left[-\frac{(x-r)^2}{4\xi}\right]\cdot\left\{\frac{\cos[-\alpha(x-r)]+\sin[-\alpha(x-r)]}{2}\cdot\exp[-\alpha(x-r)]-\right. \tag{3}$$

$$\left.-\frac{\cos[-\alpha(x-\eta_2)]+\sin[-\alpha(x-\eta_2)]}{2}\cdot\exp[-\alpha(x-\eta_2)]\right\},$$

където $0<\eta_i<r\quad(i=1,2)$,

а за I_4 и I_5 - съответно:

$$I_4 = \frac{1}{\beta}\exp\left[-\frac{(x+r)^2}{4\xi}\right]\cdot\left\{\frac{\sin[\beta(x+r)]-\cos[\beta(x+r)]}{2}\cdot\exp[\beta(x+r)]-\right.$$
$$\left.-\frac{\sin[\beta(x-\eta_3)]-\cos[\beta(x-\eta_3)]}{2}\cdot\exp[\beta(x-\eta_3)]\right\}+$$
$$+\frac{1}{\beta}\exp\left[-\frac{x^2}{4\xi}\right]\cdot\left\{\frac{\sin[\beta(x-\eta_3)]-\cos[\beta(x-\eta_3)]}{2}\cdot\exp[\beta(x-\eta_3)]-\right.$$
$$\left.-\frac{\sin(\beta x)-\cos(\beta x)}{2}\cdot\exp(\beta x)\right\};$$
$$I_5 = \frac{1}{\beta}\exp\left[-\frac{(x+r)^2}{4\xi}\right]\cdot\left\{\frac{\cos[\beta(x+r)]+\sin[\beta(x+r)]}{2}\cdot\exp[\beta(x+r)]-\right.$$
$$\left.-\frac{\cos[\beta(x-\eta_4)]+\sin[\beta(x-\eta_4)]}{2}\cdot\exp[\beta(x-\eta_4)]\right\}+$$
$$+\frac{1}{\beta}\exp\left[-\frac{x^2}{4\xi}\right]\cdot\left\{\frac{\cos[\beta(x-\eta_4)]+\sin[\beta(x-\eta_4)]}{2}\cdot\exp[\beta(x-\eta_4)]-\right. \qquad (4)$$
$$\left.-\frac{\cos(\beta x)+\sin(\beta x)}{2}\cdot\exp(\beta x)\right\},$$

където; $-r<\eta_j<0 \quad (j=3{,}4)$.

Решението на I_1 не представлява проблем, тъй като влизащата в него функция е табулирана $\theta(r)=\frac{1}{\sqrt{2\pi}}\int_0^r \exp\left(-0{,}5t^2\right)dt$ (Borecki, 1980).

Както е известно, формулата на Боне се базира на теоремите за средна стойност на определен интеграл. Сериозно затруднение за прилагането на релации (3) и (4) представлява определянето на стойностите η_i (i = 1, 2) и η_j (j = 3, 4). То е свързано с провеждането на редица числени експерименти.

Тук за определяне на вертикалните премествания в зоната на влияние на подземните минни работи се използва подход, който може да бъде определен като информационно-технологичен. За пресмятане на интегралите, влизащи в релации (2), е използван програмен продукт "Mathematica 4.0". Избраният софтуер се ползва при провеждане на сложни изчисления. Има приложение при научни изследвания, в инженерни анализи и при моделиране на сложни задачи, там където се прилагат количествени методи.

Интегралът I_2 се записва във вида:

$$I_2 = \int_0^r \sin[\beta(x-s)]\exp\left[-\alpha(x-s)-c(x-s)^2\right]ds,$$

където $c=\frac{1}{4\xi}$; $a=\alpha;\ b=\beta$.

За I_2 използваната програма дава следното решение:

$$I_2 = -\frac{e^{\frac{\alpha^2}{4c}-\frac{i\alpha\beta}{2c}-\frac{\beta^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(-ie^{\frac{i\alpha\beta}{c}}Erf\left[\frac{\alpha+i\beta+2cx}{2\sqrt{c}}\right]+Erfi\left[\frac{i\alpha+\beta+2icx}{2\sqrt{c}}\right]\right)}{4\sqrt{c}}+\frac{1}{4\sqrt{c}}\left(e^{\frac{\alpha^2}{4c}-\frac{i\alpha\beta}{2c}-\frac{\beta^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(-ie^{\frac{i\alpha\beta}{c}}Erf\left[\frac{\alpha+i\beta+2c(-r+x)}{2\sqrt{c}}\right]+Erfi\left[\frac{i\alpha+\beta+2ic(-r+x)}{2\sqrt{c}}\right]\right)\right),$$

където $Erf(z_0,z_1)=\frac{2}{\sqrt{\pi}}\int_{z_0}^{z_1}e^{-t^2}dt$;

$Erfi(z)=erf(iz)/i$; i е имагинерната единица.

Зависимостта за I_2 може да бъде опростена чрез опцията Simplify на програмния продукт.

Опростената зависимост за I_2 има вида:

$$I_2^* \approx \frac{1}{4\sqrt{c}}\left(e^{\frac{(\alpha-i\beta)^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(ie^{\frac{i\alpha\beta}{c}}Erf\left[\frac{\alpha+i\beta+2cx}{2\sqrt{c}}\right]-\right.\right.$$

$$\left.\left.ie^{\frac{i\alpha\beta}{c}}Erf\left[\frac{\alpha+i\beta-2cr+2cx}{2\sqrt{c}}\right]-Erfi\left[\frac{i\alpha+\beta+2icx}{2\sqrt{c}}\right]+Erfi\left[\frac{i\alpha+\beta+2ic(-r+x)}{2\sqrt{c}}\right]\right)\right).$$

За интеграла I_3 се намира:

$$I_3=\int_0^r cos[\beta(x-s)]exp\left[-\alpha(x-s)-c(x-s)^2\right]ds=$$

$$=\frac{1}{4\sqrt{c}}\left(ie^{\frac{\alpha^2}{4c}-\frac{i\alpha\beta}{2c}-\frac{\beta^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(-iErf\left[\frac{\alpha+i\beta+2cx}{2\sqrt{c}}\right]+e^{\frac{i\alpha\beta}{c}}Erfi\left[\frac{-i\alpha+\beta-2icx}{2\sqrt{c}}\right]\right)\right)-\frac{1}{4\sqrt{c}}$$

$$\left(ie^{\frac{\alpha^2}{4c}-\frac{i\alpha\beta}{2c}-\frac{\beta^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(-iErf\left[\frac{\alpha-i\beta+2c(-r+x)}{2\sqrt{c}}\right]+e^{\frac{i\alpha\beta}{c}}Erfi\left[\frac{-i\alpha+\beta-2ic(-r+x)}{2\sqrt{c}}\right]\right)\right).$$

Опростеният вид се записва, както следва:

$$I_3^* \approx \frac{1}{4\sqrt{c}}\left(e^{\frac{(\alpha-i\beta)^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(Erf\left[\frac{\alpha-i\beta+2cx}{2\sqrt{c}}\right]-Erf\left[\frac{\alpha-i\beta-2cr+2cx}{2\sqrt{c}}\right]-\right.\right.$$

$$\left.\left.ie^{\frac{i\alpha\beta}{c}}\left(Erfi\left[\frac{-i\alpha+\beta+2ic(r-x)}{2\sqrt{c}}\right]-Erfi\left[\frac{-i\alpha+\beta-2icx}{2\sqrt{c}}\right]\right)\right)\right)$$

За интеграла I_4 се получава:

$$I_4=\int_{-r}^0 sin[\beta(x-s)]exp\left[-\alpha(x-s)-c(x-s)^2\right]ds=$$

$$=\frac{e^{\frac{\alpha^2}{4c}-\frac{i\alpha\beta}{2c}-\frac{\beta^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(-ie^{\frac{i\alpha\beta}{c}}Erf\left[\frac{\alpha+i\beta+2cx}{2\sqrt{c}}\right]+Erfi\left[\frac{i\alpha+\beta+2icx}{2\sqrt{c}}\right]\right)}{4\sqrt{c}}-\frac{1}{4\sqrt{c}}$$

$$\left(e^{\frac{\alpha^2}{4c}-\frac{i\alpha\beta}{2c}-\frac{\beta^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(-ie^{\frac{i\alpha\beta}{c}}Erf\left[\frac{\alpha+i\beta+2c(r+x)}{2\sqrt{c}}\right]+Erfi\left[\frac{i\alpha+\beta+2ic(r+x)}{2\sqrt{c}}\right]\right)\right)$$

и в опростен вид

$$I_4^* \approx \frac{1}{4\sqrt{c}}\left(e^{\frac{(\alpha-i\beta)^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(-ie^{\frac{i\alpha\beta}{c}}Erf\left[\frac{\alpha+i\beta+2cx}{2\sqrt{c}}\right]+\right.\right.$$

$$\left.\left.ie^{\frac{i\alpha\beta}{c}}Erf\left[\frac{\alpha+i\beta+2c(r+x)}{2\sqrt{c}}\right]+Erfi\left[\frac{i\alpha+\beta+2icx}{2\sqrt{c}}\right]-Erfi\left[\frac{i\alpha+\beta+2ic(r+x)}{2\sqrt{c}}\right]\right)\right).$$

Аналогично за I_5 се намира:

$$I_5=\int_{-r}^0 \cos[\beta(x-s)]\exp\left[-\alpha(x-s)-c(x-s)^2\right]ds=$$

$$= -\frac{1}{4\sqrt{c}}\left(ie^{\frac{\alpha^2}{4c}-\frac{i\alpha\beta}{2c}-\frac{\beta^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(-iErf\left[\frac{\alpha - i\beta + 2cx}{2\sqrt{c}}\right] + e^{\frac{i\alpha\beta}{c}} Erfi\left[\frac{-i\alpha + \beta - 2icx}{2\sqrt{c}}\right]\right)\right) + \frac{1}{4\sqrt{c}}$$

$$\left(ie^{\frac{\alpha^2}{4c}-\frac{i\alpha\beta}{2c}-\frac{\beta^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(-iErf\left[\frac{\alpha - i\beta + 2c(r+x)}{2\sqrt{c}}\right] + e^{\frac{i\alpha\beta}{c}} Erfi\left[\frac{-i\alpha + \beta - 2ic(r+x)}{2\sqrt{c}}\right]\right)\right).$$

Опростеният му вид е

$$I_5^{\,*} \approx \frac{1}{4\sqrt{c}}\left(e^{\frac{(\alpha-i\beta)^2}{4c}}\sqrt{\pi}\left(-Erf\left[\frac{\alpha - i\beta + 2cx}{2\sqrt{c}}\right] + Erf\left[\frac{\alpha - i\beta + 2c(r+x)}{2\sqrt{c}}\right] - \right.\right.$$

$$\left.\left. ie^{\frac{i\alpha\beta}{c}}\left(Erfi\left[\frac{-i\alpha + \beta - 2icx}{2\sqrt{c}}\right] - Erfi\left[\frac{-i\alpha + \beta - 2ic(r+x)}{2\sqrt{c}}\right]\right)\right)\right).$$

Решенията на интегралите I_2, I_3, I_4 и I_5 се представят в комплексната равнина, което е особеност на ползвания софтуер. При числени експерименти се установява, че имагинерната част е безкрайно малка. В разглежданите случаи имагинерната част съдържа множители от порядъка 10^{-100}, т.е. резултатите са чисто реални величини.

От съпоставянето на двата подхода могат да се направят следните изводи:

Като недостатъци на първото решение могат да се изтъкнат:

- трудното определяне на константите, η_j за прилагане формулата на Боне;
- необходимост от съставяне на (макар и проста) програма за пресмятане на слягането по зависимости (2), след като в тях бъдат заместени релациите за I_2, I_3, I_4 и I_5;
- необходимост от персонал със значителен опит (в съответните маркшайдерски отдели, следящи преместванията на земната повърхност).

Съществени предимства на информационно-технологичния подход са свързани с:

- фактора време за решаване на задачите;
- липса на допълнителни усложнения при провеждане на решението;
- тежестта на изследователската работа е пренесена на правилното място – там където се прави научният анализ и се формулират важните за практиката задачи. Ползваният продукт (както и неговите по-късни версии и аналози) дава увереност на изследователя, че поставеният проблем, въпреки неговата сложност, ще бъде решен бързо и ефективно.

В заключение трябва да се подчертае, че информационно технологичният подход е в съответствие и с цялостното преориентиране на дейността в маркшайдерските отдели на минните предприятия към електронно (цифрово) набиране, съхранение, обработка и интерпретиране на информация за дадено находище и прилаганите в него технологии.

Литература

Будрык, В. и др. 1956, *Вопросы расчета сдвижении поверхности под влиянием горных разработок*, Москва, Углетехиздат, стр.64.

Вълков М. 2005, *За уточненото задаване на граничните условия в стохастичната теория на Й. Литвинишин*, С., Научна конференция с международно участие ВСУ 2005, стр. VII-77÷VII-81.

Litwiniszyn J., 1974., Stochastic Methods in Mechanics of granular bodies. Wien, Heidelberg, New York, Springer Verlag.

Borecki H., 1980(red.) Ochrona powirzchni, Katowice, Slask.

Препоръчана за публикуване от катедра
“Техническа механика”, МТФ

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

THE INFLUENCE OF CINEMATIC ON PERFORMANCES OF PROGRESSIVE CAVITY PUMPS

Magdalena Zaharia[1], Corneliu Dan Ene[2]

[1] "Oil-Gas" University from Ploiesti, Bucuresti Av., no. 39, 100680 Ploiesti, Prahova, Romania, E-mail: magdazah@yahoo.com
[2] "Oil-Gas" University from Ploiesti, Bucuresti Av., no. 39,100680 Ploiesti, Prahova, Romania

ABSTRACT. Progressive cavity pumps have different applications in various industrial fields, as their high reliability and the possibility of circulate high viscosity fluids with solids laden. Increasing efficiency of PCP's is a constant concern of producers. The study of cinematic on performances of pumps offers the possibility to optimize constructive and functional of these pumps with effect the built up of benchmarks.

ВЛИЯНИЕТО НА КИНЕМАТИКАТА ВЪРХУ РАБОТАТА (ДЕЙСТВИЕТО) НА ПОМПИ С НАРАСТВАЩА КУХИНА

Магдалина Захариа[1], Корнели Дан Ене[2]
[1] Университет по нефт и газ в Плоести, Букурещ авеню, №. 39, 100680 Плоести, Прахова, Румъния,
E-mail: magdazah@yahoo.com
[2] Университет по нефт и газ в Плоести, Букурещ авеню, №. 39, 100680 Плоести, Прахова, Румъния

РЕЗЮМЕ. Помпите с нарастваща кухина намират широко приложение в различни области на промишлеността, тъй като те са много надежни при циркулиране на течности с висок вискозитет при товари с твърди вещества. Нарастване ефективността на работа на тези помпи е постоянна грижа на производителите. Изследването на кинематиката при работа на помпите предлага възможност за оптимизиране на конструкцията и функционалността им с маркиран положителен ефект при сравнение.

Introduction

PCP's are a category of hydrostatic generators with a wide area of usage in various branches of the industry. This fact is due to their capacity to vehiculate continuous flow without pulsations which will generate wear - increased reliability – and to vehiculate multiphase fluids with a high content of solids (up to 80%).

Because there are a lot of advantages, PCP's developed in a wide range and there are used as well as for production of oil and in areas as mining, petrochemical, paper industry, food industry.

For oil production are mainly used for production of fluids with wide values of viscosities, flow of solids laden fluids, production of flooded reservoirs, and those for mining domain are used for removal of underground waters.

Removal of underground waters impose the usage of pumps capable to vehiculate large volumes of fluids at very constant flow; for this kind of job the most used are progressive cavity pumps and centrifugal pumps.

Even if centrifugal pumps offers the biggest flow, boundaries as: depth of pump as electrical losses through cable, high costs, temperature, difficulties in vehiculation of fluids with solids laden are reducing reliability of centrifugal pumps, being legitimate the usage of PCP's.

Concerns as the increase of elastomer's durability to abrasion, gases, high temperatures, choosing the right materials for metallic parts (pump it self, rotor) made the object of a lot of studies. In this paper it will be analyzed the possibility of increasing performances of PCP's by modifying geometry and cinematic.

Geometrical elements of PCP are presented in Fig. 1.

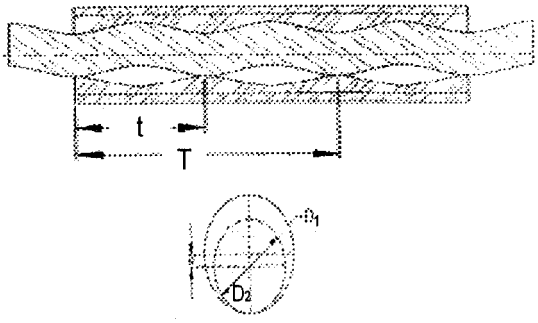


Fig. 1. Dimensional elements of progressing cavity pumps: T- stator pitch, t- rotor pitch, D_1- stator diameter, D_2- rotor diameter

The geometry of PCP's is very complicated which implies high costs with fabrication technology. This caused a wider spread of PCP's with cinematic report 1/2.

The growth of technology from the last decades offered the possibility of introduction PCP's with cinematic report >1/2.

Mathematical model

Classic PCP's have a rotor as mobile element which will rotate around stator's axis (conveyance motion) and a rotation motion around his own axis (relative motion).

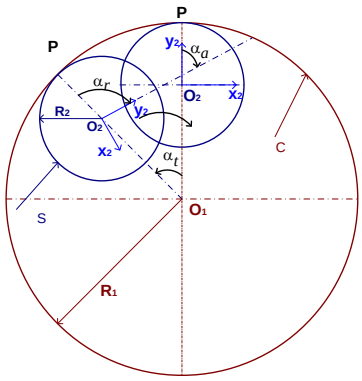


Fig. 2. Progressing cavity pumps cinematic (C- central wheel; S- satellite; P- gear pole)

The segment between centers O1 and O2 (arm port - satellite) is rolling without sliding inside central wheel (convey movement) with angular speed ω_t.

In the same time, the system $x_2o_2y_2$ (together with satellite) execute a rotation motion with the arm port satellite (relative movement) with angular speed ω_r.

Composing the motions the satellite will develop a rotation motion absolute through instantaneous axis of rotation which passes through pole of driving P.

Absolute rotational speed:

$$\omega_a = \omega_r - \omega_t \tag{1}$$

This is deducted from

$$\alpha_a = \alpha_r - \alpha_t \tag{2}$$

Where:

- α_a : absolute rotation angle
- α_r : satellite vs. port satellite arm, rotational angle
- α_t : angle which rotate arm O_1O_2.

Because the satellite is rolling without sliding, arcs PM and P'M' will be even:

$$\begin{cases} R_1 \cdot \omega_t = R_2 \cdot \omega_r \Rightarrow \omega_t = \dfrac{R_2}{R_1} \cdot \omega_r = i \cdot \omega_r \\ \omega_a = \omega_r - \omega_t \end{cases} \Rightarrow$$

$$\omega_a = (1-i)\omega_r = \left(1 - \frac{z_2}{z_1}\right) \cdot \omega_r \tag{3}$$

Where

- $z_1 = z_2 + 1$;
- z_1 : number of beginning stator
- z_2 : number of beginning rotor

From (3) relative speed and transportation

$$\begin{aligned} \omega_r &= z_1 \cdot \omega_a \\ \omega_t &= z_2 \cdot \omega_a \end{aligned} \tag{4}$$

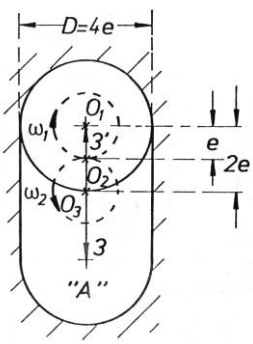
Replacing angular speed with rotational speed:

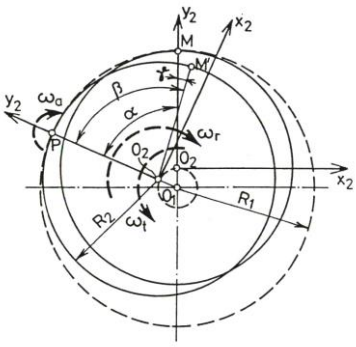
$$\begin{aligned} n_r &= z_1 \cdot n_a \\ n_t &= z_2 \cdot n_a \end{aligned} \tag{5}$$

Because between PCP's geometry with cinematic rapport i=½ and i > ½ the study of cinematic is different for the models (table 1).

Tabel 1

Calculation for cinematic of progressing cavity pumps

Cinematic report	Device	Parameter	Calculus
i=1/2		Rotation frequency	$n_t = n_{rot} = z_2 \cdot n \Rightarrow$ $n_{rot} = n$
		Flow rate	$Q_p = V_p \cdot n_{rot} = V_p \cdot n$

i>1/2		Rotation frequency	$n_t = n_{rot} = z_2 \cdot n \Rightarrow$ $n_{rot2/3} = 2 \cdot n$ $n_{rot3/4} = 3 \cdot n$ $\vdots$ $n_{rot(7/8)} = 7 \cdot n$ $\vdots$
		Flow rate	$Q_{p(2/3)} = V_p \cdot n_{rot} = 2 \cdot V_p \cdot n$ $Q_{p(3/4)} = V_p \cdot n_{rot} = 3 \cdot V_p \cdot n$ $\vdots$ $Q_{p(7/8)} = V_p \cdot n_{rot} = 7 \cdot V_p \cdot n$ $\vdots$

Expression $n_t = n_{rot} = z_2 \cdot n$ shows dependence of the beginning of rotor. Thus the frequency of rotation of PCP's with i=2/3 overcomes single lobe PCP's, $Q_{p,2/3} > Q_{p,1/2}$, as it is obvious from the other equation.

Another optimization of PCP's performances is introduction of the concept reversed system.

Reversed systems are made by modification of the principle described above, so the stator is rolling on the outside surface of the rotor simultaneous with a rotation movement around his own axis O_1, fulfilling a planetary device when the outside wheel is satellite and the internal wheel is fixed central wheel.

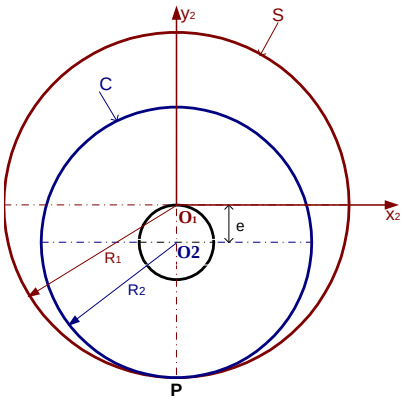


Fig. 3. Basis circles position rotor and stator

The axis O1 together with the arm port-satellite o1o2 has a rotational motion around central axis with angular speed (transport motion of stator), while the system of axis x1o1y1 (with satellite) has a rotational motion with arm port-satellite (relative movement) with angular speed.

The absolute rotational speed:

$$\omega_a = \omega_t - \omega_r \qquad (5)$$

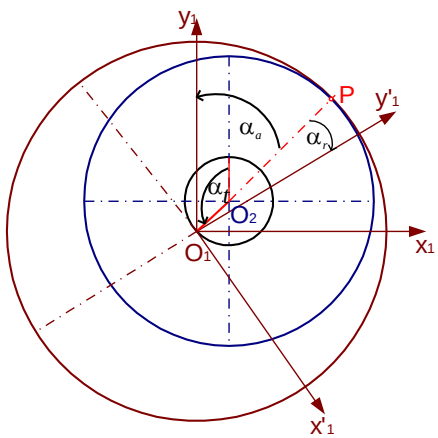


Fig. 4. Stator's position on the outside surface of the rotor after spinning with angle α_r

Because the satellite is rolling without sliding on exterior of wheel the arc PM and P'M' will be even

$$R_2 \cdot \omega_t = R_1 \cdot \omega_r \Leftrightarrow \omega_t = \frac{R_1}{R_2} \cdot \omega_t = \frac{1}{i} \cdot \omega_r \qquad (6)$$

Because

$$\begin{cases} R_1 = 2 \cdot z_1 \cdot r \\ R_2 = 2 \cdot z_2 \cdot r \end{cases}$$

and

$$z_1 = z_2 + 1 \Rightarrow \frac{R_1}{R_2} = \frac{z_1}{z_2} \qquad (7)$$

From (5), (6), (7)

$$\omega_a = \omega_r \cdot \left(\frac{1}{i} - 1\right) = \omega_r \cdot \left(\frac{z_1}{z_2} - 1\right) = \omega_r \cdot \frac{1}{z_2}$$

(8)

$$\Leftrightarrow \begin{cases} \omega_r = z_2 \cdot \omega_a \\ \omega_t = z_1 \cdot \omega_a \end{cases} \quad (9)$$

Replacing angular speed (9) with rotational frequency

$$\begin{cases} n_r = z_2 \cdot n_a \\ n_t = z_1 \cdot n_a \end{cases} \quad (10)$$

Thus the number of rotations of stator around rotor axis will be different by the number of rotations made by rotor around stator's axis.

$$\begin{aligned} n_s &= n_t = z_1 \cdot n_a = (z_2 + 1) \cdot n \\ n_r &= n_t = z_2 \cdot n \end{aligned} \quad (11)$$

With the rotation frequency of the stator can be deducted theoretical flow of fluid circulated by the pump.

$$Q_{tp} = V_p \cdot n_s = V_p \cdot z_1 \cdot n = V_p \cdot (z_2 + 1) \cdot n \quad (12)$$

Conclusions

The study of multilobe systems and introduction of the concept of reversed system are ways to optimize performances of PCP's.

To colligate the influence of cinematic on performances of PCP implies the calculus of rotation frequency of the fluid flow through both situations.

From (4), rotation frequency for classic system is given by the number of the beginnings of the rotor (z_2). From this ecuation has been calculated for different cinematic report, expressions for rotation frequency and fluid flow (tabel 1).

Similar to analisys for clasic cinematic, it was calculated formulae for rotation frequency (11) and fluid flow (12) for reversed systems.

From tabel 4, the rotation frequency of the stators around the axis of the rotor is different than the rotation frequency of the rotor around the axis of the stator $n_{st,i} > n_{r,d}$ (the rotation frequency of the systems with reversed cinematic is 1,5 times biger than the one for clasic systems).

The fluid flow for the systems with reversed cinematic (from (12)) is 1,5 times bigger than the fluid flow for direct cinematic systems.

Tabel 2

	Direct cinematic		**Reversed cinematic**
	i=1/2	i>1/2 (2/3)	i>1/2 (2/3)
n_t	$n_{rot} = n$	$n_{rot} = 2 \cdot n$	$(z_2 + 1) \cdot n = 3 \cdot n$
Q_{tp}	$Q_p = V_p \cdot n$	$Q_p = 2 \cdot V_p \cdot n$	$Q_{tp} = V_p \cdot (z_2 + 1) \cdot n = 3 \cdot V_p \cdot n$

From this point of view it is better to use PCP's with reversed cinematic especially when it is necessary to vehiculate large quantities of fluids.

References

Baldenco, D., F., ş.a., *Vitovâie nasosî, Maşinostronie*, Moskova, 1982;

Ionescu, M., *Contribuţii privind construcţia, funcţionarea şi regimul motoarelor elicoidale utilizate la forarea sondelor*, Ploieşti, 2000;

Koppe, M., *Entwicklung und Untersuchung von Systemkomponenten für die Gewinnung von Kernproben aus Tiefbohrungen unter Druckerhaltung,* Technischen Universität Clausthal, 2001.

Zaharia, M.,Studiul pompelor cu cavitate progresivă utilizate la extracţia petrolului, Referatul al II-lea de pregatire a tezei de doctorat "Constructive optimization of progressing cavity pumps and reverse cinematic", iulie 2005.

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

МЕТОДЪТ НА ПРАВИТЕ В ЕДНА ЗАДАЧА ОТ КИНЕМАТИКА НА МИННАТА МУЛДА

Михаил Вълков

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

РЕЗЮМЕ. Разгледани са възможностите на метода на правите за решаване на геомеханични задачи и по-конкретно на такива от механика на минната мулда. При разглеждане на геометрична ивица, съдържаща зоната на влияние на подемните минни работи, като линейна среда на Й. Литвинишин, диференциалното уравнение с частни производни от параболичен тип е заменено по две схеми със системи обикновени диференциални уравнения.
Представени са и основните предимства на метода на правите при разглеждане на геомеханични задачи от решавания тип, а именно: възможност да се решават проблеми при най-обща постановка на граничните условия; възможност да се решават задачи в нелинейни постановки; възможност да се решават уравнения от трите основни типа – параболичен, елиптичен и хиперболичен, както и такива с прекъсване в коефициентите.

THE STRAIT LINE METHOD IN A PROBLEM OF MINING SUBSIDENCE KINEMATICS

Mihail Vulkov
[1]University of Mining and Geology "St. Iv. Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT. The possible applications of the strait line method in geomechanics, and especially in mining subsidence mechanics, problems are discussed. When considering the geometric strip of land which contains the affected area of underground mining, as the linear medium of Lytwiniszyn, the deferential equation, with partial derivatives of parabolic type, is substituted with two systems of ordinary deferential equations. The main advantages of the of the line method, when applied to geomechanical problems are displayed. They include: The possibility to solve problems with the widest settings of the boundary conditions; The possibility to solve problems in nonlinear setting;The possibility to solve equations from the three basic types: parabolic elliptic, hyperbolic, and such with discontinuance in the coefficients

Разглежда се една задача от минната геомеханика, свързана с определяне на преместванията в скалния масив и на земната повърхност, получени при подземно изземване на полезни изкопаеми.

Формирането на минна мулда в зависимост от минно - геоложките и минно - технологичните особености може да бъде описвано с уравнения от параболичен, елиптичен или хиперболичен тип Вълков (1997) при разнообразни начални и гранични условия Димова (1987).

Подходящ за решаване на задачи от кинематика на мулдата е методът на правите, който дава възможност да се получават приближени аналитични решения на уравненията с частни производни, описващи мулдообразуването при приемане на различни модели на средата скален масив.

При този метод се провежда апроксимация на операцията диференциране по дадено направление, което позволява да се намали размерността на задачата и да се замени изходното уравнение от кинематика на мулдата с апроксимираща го система диференциални уравнения с по-малък брой независими променливи.

Същността на метода се състои в замяната на производните спрямо една от независимите променливи с приблизителни изрази посредством крайни разлики. Производните спрямо останалите независими променливи остават непроменени. Така изходното уравнение се замества със система диференциални уравнения, имащи по-малък брой независими променливи.

Като илюстрация може да бъде разгледана задачата на Коши за уравнението на Фурие според модел I на Й. Литвинишин (1974).

Параболичното уравнение, описващо мулдообразуването, според този модел

$$B(z)W_{xx} - W_z = 0 \qquad (1)$$

чрез субституцията [5]

$$z = \lambda(\xi) \qquad (2)$$

се трансформира в

$$W_{xx} - A(z)\frac{\partial\psi}{\partial z}\frac{\partial W}{\partial \xi} = 0\,, \qquad (3)$$

където $\xi = \psi(z)$.

За получаването на (3) се приема, че $\lambda(\xi)$ е обратима. Ако функцията ξ се подбере така, че

$A(z)\frac{\partial\psi}{\partial z} = 1$, където $A(z) = \frac{1}{B(z)}$;

и при $z = 0$, $\psi(0) = 0$, то (3) приема вида

$$W_{xx} - W_z = 0. \qquad (4)$$

Един възможен алгоритъм за решаване на начално - гранична задача от механика на мулдата по метода на правите може да се реализира по следния начин.

Разглежда се геометрична ивица $-\infty < x < \infty$, $0 < z < H$, както е показано на фиг.1.

Уравнение (4)се решава при следните начално – гранични условия

$$W(x,0) = \varphi(x), \ 0 < x < L, \qquad \xi = 0; \tag{5}$$

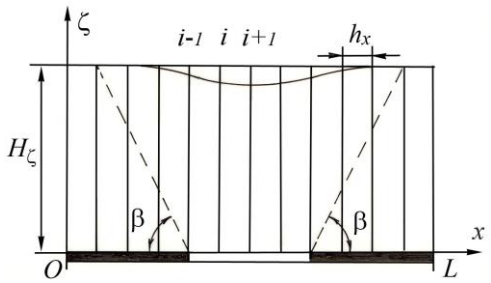
$$W(0,\xi) = \psi_1(\xi), \ x = 0, \ 0 < \xi < \psi(H); \tag{6}$$

$$W(L,\xi) = \psi_2(\xi), \quad x = 0, \quad 0 < \xi < \psi(H). \tag{7}$$

Избира се множество от прави успоредни на оста 0ξ (фиг.1), които имат уравнения

$$x = x_i = ih_x; \quad i = 0, 1, 2, \ldots, n+1, \tag{8}$$

където $h_x = \dfrac{L-0}{n+1}$ е стъпката на дискретизация по ос *0x* на разглежданата област.



Фиг. 1

По тези прави вторите производни спрямо x в уравнение (4) се заместват със следната схема от крайни разлики:

$$W_{xx}(x_i,\xi) \approx \frac{W(x_{i+1},\xi) - 2W(x_i,\xi) + W(x_{i-1},\xi)}{2h_x}. \tag{9}$$

По този начин изходното уравнение с частни производни се замества със система обикновени диференциални уравнения, която има вида:

$$W_\xi - \frac{1}{h_x^2}\left[W_{i+1}(\xi) - 2W_i(\xi) + W_{i-1}(\xi)\right] = 0 \quad \left(i = \overline{1,n}\right) \tag{10}$$

Системата се решава при следните начално - гранични условия:

$$W(x_i,0) = \varphi(x_i); \qquad \left(i = \overline{1,n}\right); \tag{11}$$

$$W_0(0,\xi) = \psi_1(\xi); \tag{12}$$

$$W_{i+1}(L,\xi) = \psi_2(\xi). \tag{13}$$

За минната практика е удобно границите да се изберат така, че $\psi_1(\xi) = \psi_2(\xi) = 0$ т.е. по тях да няма слягания. С други думи границите *x* = 0 и *x* = *L* се избират така, че зоната на влияние на подземните минни работи да се вмества в тях, както е показано на фиг.1.

Равенството (9) апроксимира втората производна по *x* с точност h_x^2.

Ако е необходима по-голяма точност при пресмятане, могат да се ползват някои от схемите, предложени от А.А. Самарский (1983).

За решаване на получените системи обикновени диференциални уравнения се прилага някой от известните числени методи:

- на Рунге-Кута;
- на Адамс;
- на Ойлер-Коши и др.

Съвременните софтуерни продукти за математически пресмятания имат опции за решаване на системи обикновени диференциални уравнения, което съществено облекчава решаването на геомеханични задачи по метода на правите.

Методът на правите има и още едно съществено предимство. Той позволява разглежданата задача от минната геомеханика да бъде решавана както при гранични условия от най – общ вид:

$$f_0(\xi)W + f_1(\xi)W_x + f_2(\xi) = 0, \ x = 0; \tag{14}$$

$$f_3(\xi)W + f_4(\xi)W_x + f_5(\xi) = 0, \ x = L, \tag{15}$$

така и ако се наблюдава прекъсване в коефициентите на изходното уравнение (1) [1].

В този случай разглежданата геометрична ивица се разделя с прави, успоредни на ос Ox.

Уравнение (4) се замества със следната система от обикновени диференциални уравнения

$$W_{\zeta\zeta} - \frac{W_i - W_{i-1}}{h_\xi} = 0, \quad 1 < i < n \tag{16}$$

където $W_i = W(x, ih_\xi)$;

$$h_\xi = \frac{\psi(H)}{n}; \qquad \zeta = \frac{x}{\sqrt{Bh_\xi}}.$$

Решението на уравнение (16) се дава със зависимостта

$$W_i = \int_0^\zeta W_{i-1}(s)sh(\zeta - s)ds + C_1 \exp\zeta + C_2 \exp(-\zeta) \tag{17}$$

В горната система от равенства W_0 се получава от началните условия на задачата т.е. при $i = 0$. За минната практика, в границите на отработеното пространство, най-често се приема $W_0 = m\eta = const$, където m е

изземаната мощност, $0 < \eta < 1$ е коефициент на слягане, който зависи от начина на управление на горнището.

При реализиране на решение (17) в съответствие с Омельченко (1975), се отчита, че

$$W_{i-1} = \sum_{0}^{i-1} \left[a_{k,i-1} \zeta^k \exp \zeta + b_{k,i-1} \zeta^k \exp(-\zeta) \right]$$

$$W_i = \sum_{0}^{i} \left[a_{k,i} \zeta^k \exp \zeta + b_{k,i} \zeta^k \exp(-\zeta) \right]. \qquad (18)$$

Стойностите на влизащите в (18) коефициенти $a_{k,i}$ и $b_{k,i}$ се намират от рекурентните формули

$$a_{k,i} = -\frac{1}{2k} a_{k-i,i-1} - \frac{k+1}{2} a_{k+1,i};$$

$$b_{k,i} = -\frac{1}{2k} b_{k-i,i-1} + \frac{k+1}{2} b_{k+1,i}; \qquad (19)$$

където $1 \le k \le i$.

Стойностите на $a_{0,i}$ и $b_{0,i}$ се намират от граничните условия на задачата.

В заключение трябва да се отбележи, че методът на правите дава много добри резултати и при решаване на нелинейни уравнения с частни производни Вълков (2006), което прави възможно и неговото прилагане към задачата от нелинейната стохастична геомеханика.

Литература

Вълков М., 2006, *Стохастични модели в кинематиката на минната мулда,* С. , Издателска къща „Св. Иван Рилски”, под печат.

Омельченко К. Г., Шипарев В. А., 1975, *Применение метода прямых для получения приближенных аналитических решений задач теплопроводности.* ИФЖ, стр. 743. Анотации депонираваных статей.

Самарскийй А. А., 1983г *,Теория разностных схем*. М., Наука.

Dimova V.I. 1987, *Direct and Inverse Problems in Land Subsidence mechanics*, S., University of Mining and Geology, University Press.

Litwiniszyn J., 1974., *Stochastic Methods in Mechanics of granular bodies*. Wien, Heidelberg, New York, Springer Verlag.

Vulkov M., 1997, *A new model of stochastic medium with application in mechanics of mining subsidence*. Геомеханично осигуряване на минното производство, Несебър, 278-285.

Препоръчана за публикуване от катедра
“Техническа механика”, МТФ

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ПОДЗЕМНИ ХИДРОИЗОЛАЦИИ

Елена Демирева

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

РЕЗЮМЕ. Подземните хидроизолации трябва да изпълняват функциите си през целия срок на експлоатация на сградите и съоръженията. Но условията на полагане, конструкциите на съоръженията, нивото и характера на подземните води поставят твърде разнородни изисквания към хидроизолацията. В търсене на оптималната са представени 5 различни технологии и материали като са дадени препоръки за приложението им.

UNDERGROUND WATERPROOFING

Elena Demireva
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail demireva@mgu.bg

ABSTRACT. The underground waterproofing must to assure protection function during the all period buildings running. But the requirements to them are too different – circumstances to lay in foundation, structure constructions, waters level, water with a high mineral content. Looking for the optimum underground waterproofing we submit for consideration fife different technological and material. Recommendations are given for putting into practice.

Въведение

Подземните хидроизолации трябва да изпълняват функциите си през целия срок на експлоатация на сградите и съоръженията (например 100 години). Поради това, че те обхващат подземните части на сградите, при тях ремонтът е практически невъзможен.

Условията на експлоатация на подземната хидроизолация се различават от тези на покривната. Материалите не са подложени на действието на високи и ниски температури, на действието на UV лъчи, на ветрови и други атмосферни въздействия, който да допринасят за по-бързото им стареене. Но тук те са подложени на непрекъснато действие на вода, което изисква повишена водоустойчивост (съдържанието на водоразтворими компоненти в използваните за хидроизолация материали се ограничава до 0,3 %).

Често хидроизолацията е подложена на химическо въздействие от минерализирани почвени води, промишлени води и нефтопродукти. Това ограничава прилагането на някои хидроизолационни продукти (полимерни и на битумна основа).

В зоните на периодично намокряне има достъп на кислород и затова продуктите трябва да бъдат биологически устойчиви. Това допълнително ограничава използването на мушами с основа, съдържаща целулоза.

Основни правила за проектиране на подземни хидроизолации

В момента липсват нормативни документи, отнасящи се до подземната хидроизолация. Единствената действаща норма е БДС 14825-79``Хидроизолация на подземни части на сгради и съоръжения``[1]. На базата на този документ, фирмени спецификации и литературни източници може да се формулират следните правила:

*Лепените битумни хидроизолации се поставят между два твърди слоя, тъй като те са вискозни;

*Хидроизолацията може да понася сили, насочени перпендикулярно на нейната плоскост, и в никакъв случай не бива да се товари с хлъзгащи или сили на опън. При появата на такива, се правят отстъпи;

*Максималната експлоатационна температура за битумните хидроизолации е 30°C. При наличие на топлинен източник е необходимо да се постави топлоизолация;

*Максималното натоварване върху хидроизолацията не трябва да надвишава 0,5MPa. По-голямо натоварване на изолацията се допуска при удебелени мушами и при някои полимерни фолиа (например PVC фолио);

*Минимално натоварване върху хидроизолацията трябва да бъде 0,01 MPa, т.е. тя трябва да е притисната;

*При ниво на подпочвени води над стъпката на фундамента подземните части се изпълняват във вид на вана (фундаментна плоча и околни бетонни стени);

*Битумните хидроизолации се полагат цялостно залепени за основата;

*Хидроизолацията по стените е необходимо да достига височина 50 см над максималното ниво на подпочвените води.

В практиката се прилагат следните подземни хидроизолационни продукти:

Битумни хидроизолации

Основните хидроизолационни материали, които се използват за подземни хидроизолации са битумни. Битумните мушами се монтират в няколко слоя в зависимост от височината на водния стълб - Н. За мушами с дебелина до 3 mm броят на пластовете е

H<2,5 m – 3 пласта
H=2,5÷5,0 m – 4 пласта и
H>5,0 m – 5 пласта.

За мушами с дебелина над 3 mm броят на пластовете се намалява с един.

По германските норми указаните по-горе брой пластове може да се прилагат при 1,6 до 1,8 пъти по-голяма височина на водния стълб.

Броят на пластовете битумна мушама зависи още от:

- Вида на армиращата основа на мушамата;
- Начина на залепване (топло битумно лепило или пламъчно залепване);
- Вида на хидроизолационното покритие (битумно или битумно-полимерно);
- Дебелината на мушамата.

Тази хидроизолация изисква равна и гладка основа от циментова замазка с определена минимална якост. Същата трябва да бъде чиста и суха (с максимална влажност 4÷5%) за да се осигури добра връзка с основата. Преди полагане на първия слой хидроизолация основата се грундира с подходящ грунд.

Изпълнението на хидроизолациите от горепосочения тип изисква квалифицирани специалисти, надеждна връзка на снаждани ята, подходящи климатични условия (температура над 5°C), както и спазването на редица условия по охрана на труда и противопожарна безопасност. Работи се с леснозапалими и опасни материали, с висока температура при полагането им. Трудът е непривлекателен.

При наличие на агресивни води битумните и битумно-полимерни хидроизолации нямат универсална експлоатационна устойчивост дори при спазването на всички изисквания за качество на материала и полагането му.

Синтетични мембрани

Синтетично фолио се прилага в комбинация с нетъкан защитен геотекстил – един пласт полимерно фолио между два пласта геотекстил. Дебелината на фолиото е 1,5 до 2,0 mm. За хидроизолационна синтетична мембрана може да се прилага PVC и с вградена текстилна волжка или волжка от фибростъкло. Синтетичната мембрана е водонепропусклива, с висока механична устойчивост, мека и гъвкава, което съчетано с дълговечността на PVC материалите, защитени от слънчево греене я прави изключително надеждна хидрозащита.

Бентонитови мембрани

Бентонитовите мембрани са сравнително нови материали за подземни хидроизолации. Бентонитовите глини – смлени илитови и/или монтмориолитови минерали до едрина на глинеста фракция < 0,002 mm - са познати с хигроскопичността си (в чиста вода увеличават над 15 пъти обема си). Освен това лесно се диспергират във водна среда, разтвора има тиксотропни свойства и се характеризира със значителна йонообмена способност. Някои от свойствата им – голямата дисперсност, силното им набъбване във вода ги правят подходящи за хидроизолационен материал. На бентонита са необходими две условия за да изпълни хидроизолационни функции – наличие на вода и достатъчно налягане за осигуряване на плътен слой. В зоната на работните фуги се полагат waterstop ленти с различно напречно сечение.

Бентонитовите мембрани се предлагат във варианти:

- Гранулиран бентонит с иглонабити двустранно геотекстилни материали или/и фолио и
- Предварително хидратиран и пресован бентонит с двустранно залепени геотекстилни и/или фолийни материали.

Мембрана от гранулиран бентонит

Мембраните с гранулиран бентонит имат много добри хидроизолационни свойства при контакт с дестилирана вода, при което набъбващия ефект от бентонита е най-голям. При увеличаване на концентрацията на минерали във водата набъбващия ефект намалява. Практически липсва набъбване на бентонита при контакт с нефтопродукти. Намаляването на набъбването повишава проницаемостта на бентонита.

Проницаемостта на бентонита се увеличава и при течности съдържащи електролити поради свойството на бентонита към обменни реакции.

За да се поддържа постоянна дебелина на слоя гранулиран бентонит, който в свободно състояние се сипе – при пакетиране, при транспортиране, при разстилане – геотекстилните матириали от двете страни на бентонита е необходимо да играят и придържаща функция. Затова текстилите на хидроизолацията с гранулиран бентонит са с преминаваща през бентонита задържаща мрежа. Вече като втори слой върху геотекстила може да се постави фолио. Подземни хидроизолации от гранулиран бентонит с геотекстил могат да се коват. При наличие на вода и достатъчно налягане за осигуряване на плътен защитен слой те са надеждна подземна хидроизолация.

Мембрана от предхидратиран и пресован бентонит

Предварително хидратиран и пресован бентонит е хидроизолация, в която е вложен бентонит предварително водонапит с чиста вода (pH=7). Предварителното намокряне има значителен ефект при последващ контакт с течности, различни от вода. Проницаемостта може да се намали до 50%. Така мембраните от предхидратиран бентонит са непроницаеми както за чисти води, така и за минерализирани и нефтопродукти.

В заводски условия, обогатения с вода и специални добавки бентонит се хидратира и получената маса се екструдира с непрекъснато ламиниране от двете страни. Получената плътност е над 1,36 g/cm^3. Той е с вид подобен на пластилин, което позволява полагането му върху всякакъв вид повърхности.

Ламинирането се извършва с различен вид геотекстилна тъкан и/или полиетиленово фолио. В този начин на полагане геотекстилите не влияят на свойствата на бентонита и не проникват в него при прегъвания или при снаждания. Нетъкания геотекстил предпазва бентонита от извличане при наличие на течаща вода.

Характерна особеност на този вид хидроизолация е, че тя може да бъде полагана практически при всякакви температурни условия. Мембраните са огъваеми дори при температура -10°C. По отношение на влажността на продукта, обаче, има изисквания – мембраните се съхраняват в херметически опаковки от полиетиленово фолио, покриват се с фолио при проливен дъжд и силен снеговалеж - т.е. не желателно да изсъхват или да са в пряк контакт с вода преди монтажа им.

Полагането на бентонитови мембрани не изисква загряване или друга предварителна подготовка. Ивиците се застъпват 10 до 15 см като условието за прилепване е бентонит върху бентонит. Предхидратираните бентонитови мембрани позволяват по-добър контакт след отлетване на покривния геотекстил, така че слоевете бентонит директно да контактуват.

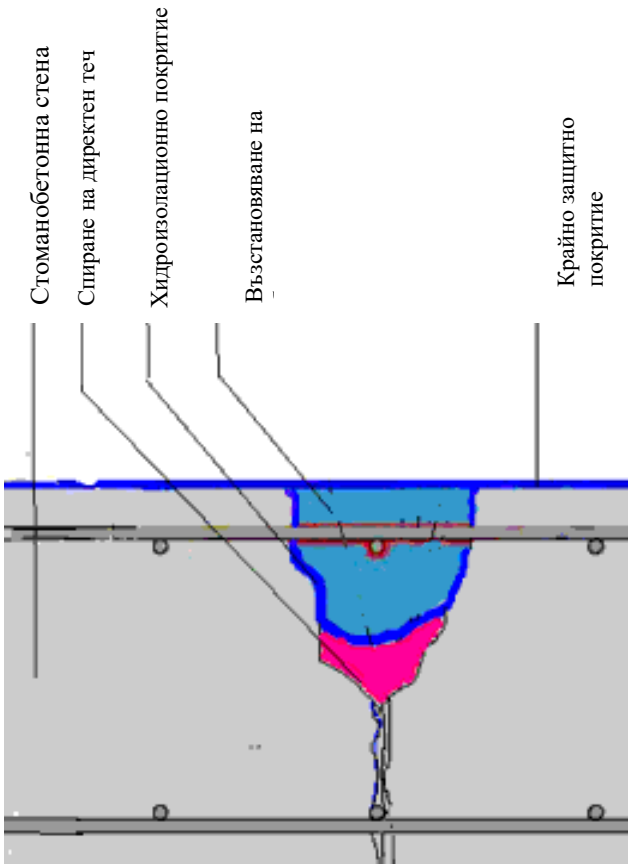
Връзката дъно-стени се осъществява с ъглов профил и waterstop ленти. Дънната хидроизолация се загръща, така че 30 см от нея да се застъпва със стенната. По вертикалните стени мембраните се фиксират към бетона чрез приковаване. То може да бъде през дървени летви, метални или пластмасови шини или чрез подходящи шайби, като броят на закрепванията е 1-2 за m^2.

Хидроизолациите от бентонитов тип изискват притискане от уплътнен обратен насип или циментова замазка минимум 5 cm или почвен слой с минимална дебелина 30 cm.

Хидроизолация на бетонни повърхности чрез кристализация и уплътняване на бетона в дълбочина

Тази хидроизолация се маже върху готова повърхност от външната или от вътрешната страна. След нанасяне на хидроизолацията върху бетонните повърхности, започва реакция на съдържащите се активни съставки със свободната вар и влага в бетона и образуване на неразтворими кристали в капилярите и микропукнатините до 15 cm в бетона. По този начин в дълбочина на конструкцията се изгражда водонепропусклив екран, оставащ съставна част от бетона. Изградената хидроизолация е постоянна поради изключителното свойство на активните съставки да реагират и образуват кристали при наличие на влага и вода. На кристализационен принцип има създадена и хидроизолация на бетонни конструкции на съоръжения на пречиствателни станции, колектори, шахти, тръбопроводи, басейни за отпадни води и др. Тя изгражда хидроизолационна и защитна водонепропусклива мембрана с по-голяма дебелина от 2 – 4 мм. Условието за добра кристализационна защита е добрата основа за полагането й – микрокристалите образуват защитен слой върху микропукнатини.

Преди нанасяне на основния водонепропусклив екран всяка фуга, каверна или зона на вбетонирана метална кофражна планка е необходимо да се обработи предварително.фиг.1



Фиг.1. Предварителна обработка на зони с възможен теч

Работни хоризонтални и вертикални фуги се обработват задължително с набъбваща хидроизолационна лента на базата на коо-полимери, която не съдържа бентонит. Принципа на хидроизолация по фугата е лентата да се залепва с полиуретаново лепило или да се приковава за бетонната повърхност с стоманени пирони. Следизливането и втвърдяването на бетона, лентата да остава вградена в конструкцията. При наличие на вода, тя се абсорбира от лентата, която увеличава обема си и запушва теча. Хидроизолационните ленти имат устойчивост на налягане, вода, киселина, алкали, ароматни въглеводороди, петролни продукти, толуол, ксилен, отходна вода, замръзване.

Заключение

Изборът на конкретен тип хидроизолация е в зависимост от конкретните хидрогеоложки условия. Например при установена агресивност на подземните води и/или висока минерализация е препоръчителна предхидратираната или синтетичната мембрана.

Условията на експлоатация на съоръжението – пълнене и празнене, очаквани големи колебания в нивото на подземните води биха се отразили неблагоприятно на бентонитовите хидроизолации, както и на кристализационната хидроизолация. В такъв случай е препоръчителна синтетичната мембрана.

За конкретни цели е изключително важно да се определи кой тип хидроизолация отговаря с качествата си на условията на полагане. При полагане върху неравна повърхност – укрепване със сондажни пилоти или укрепване тип «Берлинска стена» - или повърхност със сложна конфигурация гранулираният бентонит има предимство с по-голямата си гъвкавост и възможност да се кове.

При хидроизолация на тунелни изработки под вода, кристализационната изолация има предимства с възможността си да бъде нанесена при изпълнено съоръжение и непрекъснатия досег с вода. (Тунелът под Ламанша е изпълнен с кристализационна хидроизолация). Кристализационната хидроизолация при аварийни ситуации на пробиви и течове е най-добра (и единстена).

При малки по площ обекти конвекционалната битумна хидроизолация успешно може да бъде препоръчана като най-удачна.

Литература

БДС 14825-79``Хидроизолация на подземни части на сгради и съоражения``, *БСА,* бр10/86г.

Препоръчана за публикуване от
Катедра “Подземно строителство”, МТФ

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ОПТИМАЛНО ПРЕДСТАВЯНЕ НА ПРИЛОЖНИТЕ МОДЕЛИ НА МИННАТА МЕХАНИКА

Юлиян Димитров

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

РЕЗЮМЕ. Моделите на минната механика се основават на механика на непрекъснатите среди и на специални хипотези. Поради технологични и други причини параметрите на тези модели са с голяма грешка.
При числена реализация моделите на минната механика се представят чрез краен брой дискретни (моделни) елементи. Същевременно технологичните ограничения на точността на параметрите, също води до обособяване на моделни елементи при числения модел.
С настоящия материал се представя метод за определяне на оптимални размери на моделните елементи и оптимално точно, спрямо приложната задача, представяне на модела.

OPTIMAL PRESENTATION OF THE APPLIED MODELS OF THE MINING MECHANICS

Julian Dimitrov
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, *juldim@abv.bg*

ABSTRACT. The models of the mining mechanics are based on mechanics of continuous environments and on special hypotheses. Because of the technological and another reasons, the parameters of these models have big errors.
At numerical realization the models of mining mechanics are presenting by limited number of discrete (modeling) elements. Simultaneously, the technological restrictions of the parameter's precision also lead to differentiating the model elements at numerical model.
In this material offers method for determination of optimal size of model-element and optimally precisely presentation of the model, according the applied problem.

Увод

Съществуващите теоретични изследвания и съответни модели в теорията на скалния натиск са с ограничено, върху конкретни минни обекти, приложение и трудно се адаптират за други геомеханични и минно-технологични условия. Необходими са средства за привеждане на сложни аналитични модели в достъпни правила, формули, таблици и др., без това да повлияе на качеството на проектирането на минния обект или разрешаването на конкретен технологичен проблем. Тази задача може да се формулира и като задача за избор на такива методи за моделиране, които водят до най-голяма информативност на данните.

Цел

Да се обоснове необходимостта от усъвършенстване на методът за оценка на зависимостите - Method for Valuation of Dependence (MVD) и се илюстрира с определяне на свода на обрушаване при незакрепена хоризонтална изработка;

Да се предложи усъвършенстване на метода за оценка на зависимостите и приложи за оптимално числено представяне на моделите на минната механика. Да се оптимизира численият модел за определяне на дължината на анкерите при блокова скална конструкция.

Метод за оценка на зависимостите

Методът за оценка на зависимостите е представен в Димитров (2003). Приложен е за получаване на качествени изводи относно ограниченията при оразмеряване на целици и камери за рудник "Кошава" (Ангелова, 2005).

Идея за метода

Нека зависимостта между параметрите е изразена с непрекъсната функционална трансформация F на физични величини от пространство X върху Y ($Y = F(X): X \subset R^m \to Y \subset R^n$). В резултат всяка двойка точки $A_0, A \in X$ се трансформира съответно в $F(A_0) = B_0$, $F(A) = B$ и $B_0, B \in Y$. За целите, които си поставяме е достатъчно да се изследва преобразуването на разстоянието $\|AA_0\|$ в $\|BB_0\|$, което наричаме деформиране на пространството.

В механика на скалите, където преобладават малки скорости на динамични прояви е в сила принципът на Галилей за независимост при равномерно движение. От този извод, пренесен за други физични величини освен път и скорост следва, че за да имат еквивалентните геомеханични системи еднакви оценки за деформиране на пространството трябва при дадена трансформация F да са налице свойствата:

Св.1. Деформирането на пространството на параметрите зависи само от големината на нарастването на аргумента и съответното нарастване на функционалната стойност.

Св.2. Деформирането на пространството на параметрите е независимо от пропорционалната промяна на мащабите (мерните единици) на аргументите и функционалните стойности.

Св.3. При една и съща стойност на аргумента деформирането е право пропорционално на мащаба на функционалните стойности.

Нека $\overline{A_0A} = \left\{C : \overrightarrow{A_0C} = t\overrightarrow{A_0A}, t \in [0,1]\right\}$ е отсечка, където $\overline{A_0A} \in X$ и $S \in \overline{A_0A}$, $A = (x_1, x_2, ..., x_n)$, $A_0 = (x_1^0, x_2^0, ..., x_n^0)$ и $S = (s_1, s_2, ..., s_n)$. Нека отсечката $\overline{A_0A}$ не пресича координатните равнини - т.е. координатите на всяка точка от отсечката са различни от нула. Дефинираме относително разстояние: $\|AA_0\|_S = \sqrt{\sum_j \left(\frac{x_j - x_j^0}{s_j}\right)^2}$.

Локално абсолютно към относително деформиране наричаме всяко от числата $\mu'_\varepsilon = \frac{|f(A) - f(A_0)|}{\|AA_0\|_S}$, където $S \in \overline{A_0A}$ и $\|A_0A\| \le \varepsilon$.

Възстановимост от дискретно представяне

Казваме, че непрекъснатата зависимост F е представена дискретно, когато е избрана таблица $\overline{F}$ от краен брой стойности на аргумента (възли на F) и съответните им функционални стойности. Най-често възлите са равномерно разположени в дефиниционното множество. Таблицата $\overline{F}$ ще наричаме дискретна зависимост (дискретно изображение).

Определение: Нека $\varepsilon \ge 0$ и $\delta \ge 0$ са съответно допустимата относителна грешка за $X \subset R^m$ и абсолютна грешка за $Y \subset R^n$. Ще казваме, че дискретното представяне $\overline{F}$ на $F: X \to Y$ *може да се възстанови*, при даденото ε, ако за всеки две предметно различими $B_0, B \in Y$, $\|B_0B\| > \delta$, съществуват съответни предметно различими $A_0, A \in X$ (т.е. съществува и $S \in \overline{A_0A}$), такива че $\|A_0A\|_S > \varepsilon$ и е изпълнено $F(A_0) = B_0$ и $F(A) = B$.

Критерий за възстановимост: Нека $\varepsilon \ge 0$ и $\delta \ge 0$ са съответно допустимите относителна грешка за X и абсолютна грешка за Y. Ако е изпълнено $\frac{\|BB_0\|}{\|AA_0\|_S} \le \frac{\delta}{\varepsilon}$, то дискретното представяне $\overline{F}$ на F може да се възстанови.

Неподобряема оценка изразена чрез градиента

Нека $F = \{f\}$ се състои само от една функция. Използваме дължината на градиента $\|\mathrm{grad}_{ln}(f)\| = \sqrt{\sum_j \left(\frac{\partial f(E)}{\partial ln\, x_j}\right)^2}$ изразена с полулогаритмична производна $\frac{\partial f(x)}{\partial ln\, x} = x\frac{\partial f(x)}{\partial x}$.

Изпълнено е:

1. $\frac{\|BB_0\|}{\|AA_0\|_E} \le \sqrt{\sum_j \left(\frac{\partial f(E)}{\partial ln x_j}\right)^2} = \|grad_{ln}(f)\|$;

2. $\frac{\|BB_0\|}{\|AA_0\|_S} = \sqrt{\sum_j \left(\frac{\partial f(E)}{\partial ln x_j}\right)^2} + O(\|AA_0\|)$, при подходящо избрани точки $S, E \in \overline{A_0A}$.

Условието за възстановимост се записва във вида

$$\|\mathrm{grad}_{ln}(f)\| \le \frac{\delta}{\varepsilon} \qquad (1)$$

Пример и недостатъци

Като пример разглеждаме задачата за определяне на височината на свода h на обрушаване при хоризонтална незакрепена минна изръботка (Николаев, 1989; Николаев и Иванчев, 1997). Данните при конкретните геомеханични условия за един участък включват следните механични величини :

l - ширина на изработката при дименсия (дефиниционен интервал) 2.8 m ÷ 4.2m и размерност;

h - височина на свода след обрушаване с дименсия 2m ÷ 4m;

γ- обемно тегло на скалата, $\gamma \in$ {21,22,23,24} kN/m^3,

σ_R - якостна (структурна) константа на скалата с дименсия 6 kN/m^2 ÷ 25 kN/m^2.

Изчисленията се правят по формулата $h = 0.15\frac{\gamma l^2}{\sigma_R}$.

Допустимата точност за параметрите е зададена с : $l \in [2.8, 4.2] \pm 0.1$, $h \in [2,4] \pm 0.25$, $\gamma \in \{21,22,23,24\} \pm 0.5$, $\sigma_R \in [6,25] \pm 20\%$. Допустимата точност на резултата h се определя от практически установената "грубост" на скалата след взривните работи. Неравностите на тавана са от 0.25 ÷ 0.30 m.

…За градиента се получава

$$\|\mathrm{grad}_{ln}(F)\| = \sqrt{\left(\frac{\partial h}{\partial ln\,\ell}\right)^2 + \left(\frac{\partial h}{\partial ln\,\gamma}\right)^2 + \left(\frac{\partial h}{\partial ln\,\sigma_R}\right)^2} =$$

$= h\sqrt{2^2 + 1^2 + (-1)^2} = h\sqrt{6}$ Допустимата средна относителна грешка за данните се представя с $\varepsilon = \|AA_0\|_S =$

$=\sqrt{\left(\frac{0.1}{l}\right)^2+\left(\frac{0.5}{\gamma}\right)^2+(0.2)^2}\geq 0.2\cdot$ За грешката на получените стойности за h имаме $\Delta h\geq h\cdot\sqrt{6}\cdot\varepsilon\approx$ $\approx h\cdot 0.49>2.0\cdot 0.49>0.25$.

Получава се, че ползвайки формулата в цялото дефиниционно множество X се допуска грешка значително по-голяма от допустимата за h. Като се измени модела така, че да се въведе презапасяване за σ_R (занижаване на стойностите на σ_R) се получава $\bar{\varepsilon}=\sqrt{\left(\frac{0.1}{l}\right)^2+\left(\frac{0.5}{\gamma}\right)^2}$ и тогава критерят за възстановимост ще бъде изпълнен.

Недостатъците на така въведената оценка са:

1. Оценката $\|grad_{ln}(f)\|$ е неподобряема, но статистически вероятността за нейното достигане е много малка. В този смисъл тази оценка е завишена;
2. В този вид оценката чрез градиента може да се използва предимно за качествени изводи;
3. Не се постига оптимално решаване на задачата, понеже не се отчита случайния характер на данните.

Модел на сегмента в приведено кълбо на грешките

Означения

Нека $F=\{f\}$ се състои само от една функция. Ще използваме означенията: Вектор с абсолютни координати $\overrightarrow{A_0A}=(x_1-x_1^0,\cdots,x_m-x_m^0)$, където $A_0=(x_1^0,\cdots,x_m^0)$ и $A=(x_1,\cdots,x_m)$; Вектор с относителни координати $\overrightarrow{A_0A}_{ln}=\left(\frac{x_1-x_1^0}{x_1^0},\cdots,\frac{x_m-x_m^0}{x_m^0}\right)$, където точка A_0 не съдържа нулеви координати; Градиент изразен с полулогаритмична производна $grad_{ln}f(A_0)=$ $=\left(x_1^0\frac{\partial f}{\partial x_1}(A_0),\cdots,x_m^0\frac{\partial f}{\partial x_m}(A_0)\right)\cdot$

Нарастването на функцията се изразява чрез градиента и нарастването на аргументите в относителни координати:

$$\Delta f=grad_{ln}f\cdot\overrightarrow{A_0A}_{ln}+O\left(\left\|\overrightarrow{A_0A}\right\|^2\right).$$

Статистическа оценка за възстановимост

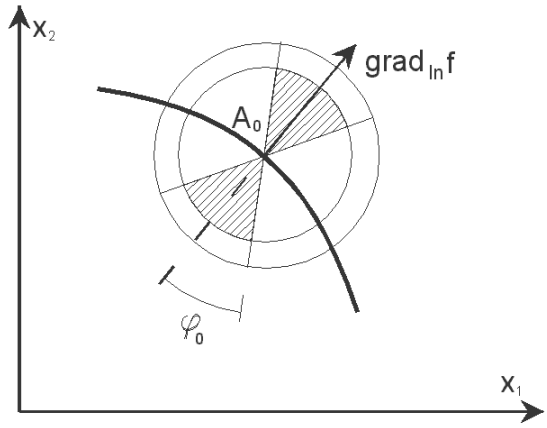
Приемаме, че грешката е равномерно разпределена. Средно статистически можем да заменим Δf с главната му стойност $grad_{ln}f\cdot\overrightarrow{A_0A}_{ln}$. Това е равносилно на замяна на графиката на изображението с тангенциалната равнина към f в A_0.

Условието за възстановимост придобива вида

$$\left|grad_{ln}f\cdot\overrightarrow{A_0A}_{ln}\right|\leq\frac{\delta}{\varepsilon}\left\|\overrightarrow{A_0A}_{ln}\right\|. \qquad (2)$$

Приведено кълбо на грешките

На Фиг.1 е илюстрирано пространството на аргументите $X\subset R^n$, градиента $grad_{ln}f$ в точка A_0 и графиката на повърхнината на градиента зададена с уравнението $\sum_{i=1}^{m}\frac{\partial f}{\partial x_i}(x_1,\cdots,x_m)\cdot x_i=0$. Изобразено е кълбо с радиус ε и сегмент от кълбото с ос успоредна на $grad_{ln}f$ и ъгъл φ_0. Чрез подобие елипсоидът на грешката се свежда да кълбо на грешката, при което пространството се изкривява, така че моделните елементи са разположени в квадратна решетка.



Фиг. 1. Приведено кълбо на грешките и критична област

Можем да отслабим условието за възстановимост, като приемем неравенство (2) да е изпълнено навсякъде освен в достатъчно малък доверителен интервал. Лявата част на неравенство (2) достига по-големи стойности в сегмента с ъгъл φ_0 (Фиг.1). Означаваме с p вероятността грешките на данните да попадат в сегмента. Тази част от кълбото на грешките наричаме критична област. От равенството $\left|grad_{ln}f\cdot\overrightarrow{A_0A}_{ln}\right|=k\cdot\|grad_{ln}f\|\cdot\left\|\overrightarrow{A_0A}_{ln}\right\|$, където $k=|cos\varphi|$ и φ е ъгълът между $grad_{ln}f$ и $\overrightarrow{A_0A}_{ln}$. след заместване в (2) се получава условие за възстанови-мост

$$k\|grad_{ln}(f)\|\leq\frac{\delta}{\varepsilon}, \qquad (3)$$

където $k=cos\varphi_0$, $\varphi_0\in\left[0,\frac{\pi}{2}\right]$ е ъгъла на сегмента.

Това е равносилно неравенството да бъде изпълнено за областта от кълбото извън сегмента.

Вероятността p е равна на отношението на обема на сегмента към обема на кълбото и се задава с формулата

$$p = \frac{V(\varphi_0)}{V} = \frac{\int_0^{\varphi_0} sin^{m-2}\,\varphi d\varphi}{\int_0^{\frac{\pi}{2}} sin^{m-2}\,\varphi d\varphi} \qquad (4).$$

Свойството на изображението F "да заглажда образа" се изразява във възможността това изображение да се възстанови от дискретно представяне и при малко по-голяма стъпка на дискретното представяне $\overline{F}$. Понятието възстановимост на F използваме по аналогия от теория на графичните цифрови изображения. В този смисъл F е нискочестотен филтър. Числото $(1-p)$ е доверителна вероятност F да се възстанови. Следователно при намаляване на радиуса на кълбото $\varepsilon = \sqrt{\varepsilon_1^2 + \cdots + \varepsilon_m^2}$ на $\bar{\varepsilon} = (1-p)\varepsilon$ изображението F може да се възстанови с вероятност $(1-p)$. Това намаляване на размера на кълбото на грешките води и до намаляване на дела на критичната област от кълбото на грешките. Намалява се и вероятността $p = \frac{V(\varphi_0)}{V}$ на $\bar{p} = (1-p)p$. Тогава окончателната доверителна вероятност е $1-\bar{p} = 1-(1-p)p = 1-p+p^2$.

Окончателно условието за възстановимост се записва във вида

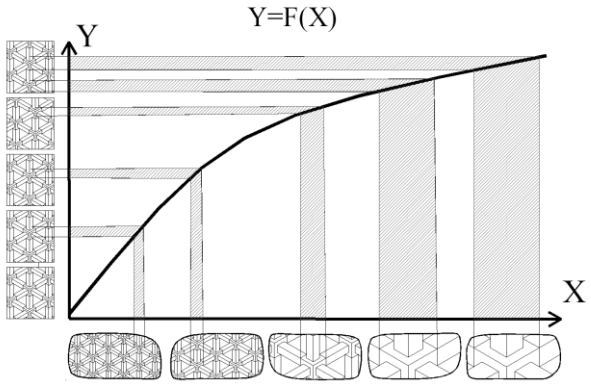
$$k \cdot (1-p) \cdot \|grad_{ln}\, f\| \cdot \le \frac{\delta}{\varepsilon}, \qquad (5)$$

където $k = cos\,\varphi_0$, $\varphi_0 \in \left[0, \frac{\pi}{2}\right]$.

Определяне на моделните елементи в приложни модели на минната механика

Общото между приложните модели на скалната механика е разделянето на непрекъснатата среда, която най-често е скалния масив, на дискретни - моделни елементи. Поради големите допустими грешки на данните, моделните елементи могат да бъдат с относително големи размери. За определяне на подходящи размери на моделните елементи все още се използват неточни методи. Обикновено размерите се определят от геометрични параметри на скалната среда, което не е оптимално решение.

Прилагането на достатъчно точен метод за оценка на начина на преобразуване на данните дава възможност да се решава обратната задача. Като се знае необходимата точност на резултата е възможно посредством критерия за възстановимост да се определи оптималния размер на моделните елементи, така като е илюстрирано на фиг. 2. При една и съща точност на данните на изхода се получават различни размери на входа в зависимост от наклона на графиката на зависимостта



Фиг. 2. Определяне на размерите на моделните елементи в зависимост от наклона на графиката

Реализация на метода

Като пример ще разгледаме част от модела, на анкерово скално тяло при средно блоков скален строеж, изследван в Николаев (1989). Формата на тавана е свод. На ширината на тавана са разположени от три до шест броя скални блокове. Дебелината на блоковата скална конструкция Δ и дължината на анкерите l_a укрепващи свода се определят от формулата

$$\frac{\Delta}{D_0} = \frac{l_a}{D_0} = \frac{3(1-\lambda_1)}{1.5\lambda_1 - 2 + \sqrt{(2-1.5\lambda_1)^2 + 6(1-\lambda_1)\frac{|\sigma_H|}{P}}}, \qquad (6)$$

където $\lambda_1 = \sqrt{\frac{1+\lambda}{2}}$, $\lambda = \frac{\nu}{1-\nu}$

Δ - Дебелина на блоковата скална конструкция.

D_0 - Диаметър на минната изработка или приведен диаметър, ако минната изработка не е кръгла;

l_a - Дължина на анкера. При анкери със заклинващи устройства се прибавя дължина на опашката и половината дължина на закрепващото устройство;

σ_H - Якост на натиск на скалата;

ν, λ - Коефициент на Поасон и коефициент на страничен отпор;

$P = \gamma H$.

Формулата задава функция на четири параметъра $l_0 = l_0(D_0, \lambda_1, P, |\sigma_H|)$.

Информация за данните: $0.1 \le \nu \le 0.27$, $3 \le \frac{|\sigma_H|}{P}$, $H = 400\,m. \pm 20$, $D_0 = 4m \pm 5\%$.

Полагаме $\lambda_2 = 3(1-\lambda_1)$, $\lambda_3 = 2-1.5\lambda_1$, $C_0 = \dfrac{\lambda_2}{\lambda_3^2}$

и получаваме $l_0 = \dfrac{\lambda_3}{2}\cdot D_0 \cdot \dfrac{P}{|\sigma_H|}\left(1+\sqrt{1+2C_0\dfrac{|\sigma_H|}{P}}\right)$.

Таблица1:
Номерирани четири групи експериментални данни:

№ група	ν	$\lvert\sigma_н\rvert[\mathrm{MPa}]$	$\gamma\left[kN/m^3\right]$	$l_a[m]$
1	0.25	30	20	1.50+0.2
2	0.20	50	24	1.50+0.2
3	0.15	70	26	1.50+0.2
3	0.10	90	26	1.50+0.2

Изчисляваме градиента изразен с полулогаритмичната производна. Означаваме

$$F = \frac{\lambda_3}{2}\cdot D_0 \cdot \frac{P}{|\sigma_H|}\left(1+\sqrt{1+2C_0\frac{|\sigma_H|}{P}}\right),$$

$$Q = \frac{\lambda_3}{2}\cdot D_0 \cdot \frac{P}{|\sigma_H|}\left(\sqrt{1+2C_0\frac{|\sigma_H|}{P}}\right).$$

Получаваме $\dfrac{\partial F}{\partial \ln D_0} = F$; $\dfrac{\partial F}{\partial \ln \lambda_1} = \dfrac{\lambda_1}{\lambda_3}\cdot\dfrac{\partial F}{\partial \ln \lambda_3}\cdot\dfrac{\partial \lambda_3}{\partial \lambda_1} +$

$+\dfrac{\lambda_1}{C_0}\cdot\dfrac{\partial F}{\partial \ln C_0}\cdot\dfrac{\partial C_0}{\partial \lambda_1}$, където $\dfrac{\partial F}{\partial \ln \lambda_3} = F$,

$\dfrac{\partial F}{\partial \ln C_0} = Q\cdot C_0\dfrac{|\sigma_H|}{P}$ и $\dfrac{\partial C_0}{\partial \lambda_1} = \dfrac{3C_0}{\lambda_3} - \dfrac{3}{\lambda_3^2}$;

$\dfrac{\partial F}{\partial \ln P} = F - Q\cdot C_0\dfrac{|\sigma_H|}{P}$; $\dfrac{\partial F}{\partial \ln|\sigma_H|} = F + Q\cdot C_0\dfrac{|\sigma_H|}{P}$.

Получаваме

$$\mathrm{grad}_{ln}(F) = \sqrt{\left(\frac{\partial F}{\partial \ln\lambda_1}\right)^2 + 3F^2 + 2\left(Q\cdot C_0\frac{|\sigma_H|}{P}\right)^2}.$$

Допустимите грешки на параметрите са : $l_a \in \{1.2,1.4,1.5,1.6,1.8,2.0,2.4,\ 2.5,3.0\}\mathrm{m} \pm 0.25$, $D_0 = 4\pm 5\%$, $\lambda_3 \in [0.755,0.91]\pm 2.1\%$, $C_0 \in [0.885,0.98]\pm 1.4\%$, $P \in [7.2,11.3]\times 10^3 \pm 0.2\%$.

Неравностите на тавана от 0.25 ÷ 0.30 m определят и допустимата точност на резултата – точност на параметъра дължина на анкерите l_a.

Параметърът $|\sigma_н| \in \{30,50,70,90\}\pm 10$ - е взет с презапасяване. Това означава, че $|\sigma_н|$ участва при пресмятане на $\mathrm{grad}_{ln}(F)$, но не участва при определяне на допустимата грешка на аргументите ε. Параметърът $|\sigma_н|$ е с абсолютна грешка 10 MPa, която приемаме, че е равномерно разпределена. Всяка стойност на $|\sigma_н|$ от таб. 1 представя симетрично разположен около нея интервал с дължина 20 MPa. Ще казваме, че имаме абсолютно презапасяване, когато стойностите на $|\sigma_н|$ заменим съгласно таб.2.

Таблица 2:
Приведени стойности при презапасяване

№ група	За дадени стойности $\lvert\sigma_н\rvert[\mathrm{MPa}]$	Приведени стойности $\lvert\sigma_н\rvert[\mathrm{MPa}]$
1	30	20
2	50	40
3	70	60
3	90	80

При абсолютно презапасяване ще ползваме означението $|\sigma_n| \in \{20,40,60,80\}_{-0}^{+20}$. Получените стойности на градиента за всяка група от данните са дадени в таб. 3.

Таблица 3:
Стойност на градиента при презапасяване

№ група	$\mathrm{grad}_{ln}(F)[m]$
1	0.9454
2	0.6324
3	0.5058
3	0.4336

Допустимата грешка за данните е

$$\varepsilon = \sqrt{\left(\frac{5}{100}\right)^2 + \left(\frac{2.1}{100}\right)^2 + \left(\frac{0.2}{100}\right)^2 + \left(\frac{0}{100}\right)^2} = 0.543$$ и

допустимата грешка на резултата - $\delta = 0.25\,m$.

Условието за възстановимост може да се запише във вида

$$\frac{\delta}{\|\mathrm{grad}_{ln}(F)\|\cdot\varepsilon} \geq \mathrm{k}(1-\mathrm{p}). \qquad (7)$$

където p е вероятността грешката на данните да попадне в сегманте и коефициент $\mathrm{k} = cos\,\varphi_0$.

За функция F с четири аргумента е изпълнено $1-\mathrm{p} = \dfrac{3\mathrm{k}-\mathrm{k}^3}{2}$ и е изведена таблица от стойности за коефициента k и достоверността $1-\overline{\mathrm{p}}$ (таб.4).

За група №4 от разглежданите данни лявата част е със стойност по-голяма от 1 – условието за възстановимост е

изпълнено при $p = 0$ и $k = 1$ т.е. със 100% достоверност. За група №1 по таб.4 условието за възстановимост е изпълнено с 88% достоверност, група №2 – с 92% достоверност и група №3 – 99%.

Таблица 4:
Стойности за коефициента k *и достоверността*

k	p	$1-\bar{p}$	$k(1-p)$
0.95	0.004	0.996	0.92
0.90	0.02	0.98	0.88
0.85	0.03	0.97	0.82
0.80	0.06	0.94	0.75
0.75	0.09	0.92	0.68
0.70	0.12	0.89	0.62
0.65	0.16	0.86	0.55
0.60	0.21	0.83	0.47
0.55	0.26	0.80	0.41
0.50	0.31	0.79	0.34
0.45	0.37	0.77	0.28
0.40	0.44	0.76	0.22
0.35	0.50	0.75	0.17

Разглеждаме задачата без презапасяване за $|\sigma_н|$, като поставяме условието да определим, каква е необходимата точност за параметъра $|\sigma_н|$. Получените стойности за градиента са дадени в таб. 5.

Таблица 5:
Стойност на градиента без презапасяване

№ група	$\mathrm{grad}_{ln}(F)[m]$
1	0.7510
2	0.5620
3	0.4662
3	0.4508

Допустимата грешка за данните е

$$\varepsilon = \sqrt{\left(\frac{5}{100}\right)^2 + \left(\frac{2.1}{100}\right)^2 + \left(\frac{0.2}{100}\right)^2 + \left(\frac{25}{100}\right)^2} = 2.558$$

Лявата част на неравенство (7) приема стойности от 0.260 ÷ 0.434. След сравняване с израза $k(1-p)$ от таб.4 се установява, че при всичките данни №1, №2, № 3 и № 4 условие (7) е изпълнено с достоверност 75%.

Ако задачата е формулата (6) да е изпълнена с 92% достоверност, то се решава обратната задача. Определя се необходимата точност за $|\sigma_н|$, така че неравенство (5) да бъде изпълнено. При $1-\bar{p} = 0.92$ от Таб.4 $k(1-p) = 0.68$. Изразяваме от (5) неравенството $\varepsilon \le \frac{\delta}{k(1-p)\|\mathrm{grad}_{ln}(F)\|}$ и получаваме стойности от 0.979 ÷ 1.631. Означаваме с x точността на $|\sigma_н|$. Тогава

$$\varepsilon = \sqrt{\left(\frac{5}{100}\right)^2 + \left(\frac{2.1}{100}\right)^2 + \left(\frac{0.2}{100}\right)^2 + \left(\frac{x}{100}\right)^2} = \frac{\sqrt{29.45 + x^2}}{10}.$$

За x получаваме стойности от 8.15 до 15.38. Приемаме необходимата относителна точност $x = 8.15$. В този случай казваме, че работим с параметъра $|\sigma_н|$ с презапасяване при достоверност 92% и приведените му стойности са моделни числа, които можем да означим с $|\sigma_n| \in \{23.25, 43.25, 63.25, 83.25\}_{-3.25}^{+16.75}$.

Изводи

Предложеното усъвършенстване на метода MVD дава възможност за количествена оценка на използваните формули за оразмеряване в приложните модели на минната механика. Методът дава възможност да се решава и обратната задача, при която се определя размера и числените стойности на моделните елементи. В този случай е възможно при необходимост да се определи обосновано презапасяването на параметрите. Дава се количествена оценка – достоверност за избора на презапасяването. Възможността за определяне на размери на моделните елементи може да се приложи за оптимален избор на елементите при числения метод на крайните елементи.

Предложеният метод има съществена икономическа значимост, понеже гарантира оптимално приложно моделиране в скалната механика с по-голяма икономическа ефективност. Може да даде отговори на проблеми с голямо икономическо значение и може да се приложи за усъвършенстване на нормативната база на минното производство.

Литература

Ангелова Р., 2005. *Изследване на параметрите на камерно-целикова система на разработване* (за условията на рудник "Кошава"), Дис.Д-р, -Архив МГУ.

Димитров Ю. 2003. Оптимизиране на информативността на данните и оценка на числените модели в геомеханиката, Сб. Доклади *"Съвременни геомех. методи в минната промишленост и подземното гражданско и тунелно строителство"*, Несебър.

Димитров Ю. 2003. Оценка на зависимостите използвани за оразмеряване на целици и камери, Сб. Доклади *"Съвременни геомех. методи в минната промишленост и подземното гражданско и тунелно строителство"*, Несебър.

Николаев Н., 1989. Развитие на теорията и практиката на анкерния крепеж за подземни съоръжения, Дисертация за д.т.н. – Архив ВМГИ.

Николаев Н., З. Иванчев, 1997. Комбиниран метод за определяне свода на разрушение при седиментни скали, Геомеханично осигуряване на минното производство, Несебър, 1997.

Препоръчана за публикуване от катедра "Математика", МТФ

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ИЗСЛЕДВАНЕ НА ЕДИН МАТЕМАТИЧЕСКИ МОДЕЛ НА ЧЕТИРИПРОВОДНА ПРЕДАВАТЕЛНА ЛИНИЯ

Любомир Георгиев, Васил Ангелов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, e-mail: lubo_62@mgu.bg
Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, e-mail: angelov@mgu.bg

РЕЗЮМЕ. Представено е общото решение на една система от диференциални уравнения, характеризираща модела на четирипроводна предавателна линия.

INVESTIGATION ON MATHEMATICAL MODEL OF FOUR-CONDUCTOR TRANSMISSION LINE

Vasil Angelov, Ljubomir Georgiev
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail: lubo_62@mgu.bg

ABSTRACT: A solution of system of differential equations, arising in the model of four-conductor line is presented.

Въведение

Актуалността на проблемите на електромагнитната съвместимост са изложени в книгите на C.R. Paul (1992, 1994, 2002). В настоящата работа се изследва един модел на елекромагнитната съвместимост на четирипроводна предавателна линия, представен от В. Ангелов (2006). Там се поставя задачата за намиране най-напред на общото решение на една система от 6 диференциални уравнения със 6 неизвестни - напреженията (u_k) и токовете $(i_k),\ k=1,2,3$, на трите предавателни линии (за четвърта е прието замасяване или заземяване). Основната цел на настоящия доклад е представянето на полученото общо решение.

Постановка на задачата

Разглеждаме системата

$$\frac{du}{dt}+M\frac{du}{dx}=0\,, \tag{1}$$

където $u=(u_1,i_1,u_2,i_2,u_3,i_3)^T=u(t,x)$ е 6-мерна вектор-функция на позицията x и времето t, $\frac{du}{dt},\frac{du}{dx}$ - съответните производни, а M е 6×6-матрица:

$$M=\begin{pmatrix} 0 & C_2 & 0 & C_4 & 0 & C_6 \\ D_1 & 0 & D_3 & 0 & D_5 & 0 \\ 0 & C_6 & 0 & C_2 & 0 & C_4 \\ D_5 & 0 & D_1 & 0 & D_3 & 0 \\ 0 & C_4 & 0 & C_6 & 0 & C_2 \\ D_3 & 0 & D_5 & 0 & D_1 & 0 \end{pmatrix},$$

чийто елементи са както следва:

$$C_2=\frac{(1+\alpha)^2}{C_\alpha},\ C_4=\frac{\alpha(1+\alpha)}{C_\alpha},\ C_6=\frac{\alpha^2}{C_\alpha}$$

$$C_\alpha=C(1+3\alpha+3\alpha^2);$$

$$D_1=\frac{1}{L_\alpha},\ D_3=-\frac{\alpha}{L_\alpha},\ D_5=\frac{\alpha^2}{L_\alpha}$$

$$L_\alpha=L(1+\alpha^3)\quad(\alpha=const>0).$$

Търсим общото решение на (1).

Основен резултат

Теорема: Нека $f_1(p),\ f_2(p)$ са произволни диференцируеми функции и нека двойките (хармонични) функции $(g_3,h_3),(g_4,h_4)$ са произволни решения на системата (условия) на Коши-Риман, т.е.

$$(g_k)'_x = (h_k)'_y,\ (h_k)'_x = -(g_k)'_y\ \ (k=1,2)$$

Тогава общото решение u на системата (1) има координати:

$$u_1 = \frac{f_1(x - t/\sqrt{LC(1+\alpha)}) - f_2(x + t/\sqrt{LC(1+\alpha)})}{\sqrt{3C}} + \frac{\theta(t,x) - \sqrt{3}\beta(t,x)}{\sqrt{3}};$$

$$i_1 = \frac{f_1(x - t/\sqrt{LC(1+\alpha)}) + f_2(x + t/\sqrt{LC(1+\alpha)})}{\sqrt{3L(1+\alpha)}} + \frac{\gamma(t,x) - \sqrt{3}\delta(t,x)}{\sqrt{3}};$$

$$u_2 = \frac{f_1(x - t/\sqrt{LC(1+\alpha)}) - f_2(x + t/\sqrt{LC(1+\alpha)})}{\sqrt{3C}} + \frac{\theta(t,x) + \sqrt{3}\beta(t,x)}{\sqrt{3}};$$

$$i_2 = \frac{f_1(x - t/\sqrt{LC(1+\alpha)}) + f_2(x + t/\sqrt{LC(1+\alpha)})}{\sqrt{3L(1+\alpha)}} + \frac{\gamma(t,x) + \sqrt{3}\delta(t,x)}{\sqrt{3}};$$

$$u_3 = -\frac{2\theta(t,x)}{\sqrt{3}} + \frac{f_1(x - t/\sqrt{LC(1+\alpha)}) - f_2(x + t/\sqrt{LC(1+\alpha)})}{\sqrt{3C}};$$

$$i_3 = -\frac{2\gamma(t,x)}{\sqrt{3}} + \frac{f_1(x - t/\sqrt{LC(1+\alpha)}) + f_2(x + t/\sqrt{LC(1+\alpha)})}{\sqrt{3L(1+\alpha)}},$$

където функциите (на (t,x)) $\theta, \beta, \gamma, \delta$ се изразяват чрез g_3, h_3, g_4 и h_4 както следва:

$$\theta(t,x) = R_c[g_3(x - tR_\mu, -tI_\mu) - g_4(x + tR_\mu, tI_\mu)] - I_c[h_3(x - tR_\mu, -tI_\mu) - h_4(x + tR_\mu, tI_\mu)];$$

$$\beta(t,x) = R_c[h_3(x - tR_\mu, -tI_\mu) - h_4(x + tR_\mu, tI_\mu)] + I_c[g_3(x - tR_\mu, -tI_\mu) - g_4(x + tR_\mu, tI_\mu)];$$

$$\gamma(t,x) = R_d[g_3(x - tR_\mu, -tI_\mu) + g_4(x + tR_\mu, tI_\mu)] - I_d[h_3(x - tR_\mu, -tI_\mu) + h_4(x + tR_\mu, tI_\mu)];$$

$$\delta(t,x) = R_d[h_3(x - tR_\mu, -tI_\mu) + h_4(x + tR_\mu, tI_\mu)] + I_d[g_3(x - tR_\mu, -tI_\mu) + g_4(x + tR_\mu, tI_\mu)],$$

$$R_c = \sqrt{\frac{c_0}{2}(1+\varphi(\alpha))},\ I_c = -\sqrt{\frac{c_0}{2}(1-\varphi(\alpha))}$$

$$(c_0 = \frac{1}{C\sqrt{1+3\alpha+3\alpha^2}},\quad \varphi(\alpha) = \frac{2+3\alpha}{2\sqrt{1+3\alpha+3\alpha^2}}),$$

$$R_d = \sqrt{\frac{d_0}{2}(1+\psi(\alpha))},\ I_d = \sqrt{\frac{d_0}{2}(1-\psi(\alpha))}$$

$$(d_0 = \frac{1}{L\sqrt{1-\alpha+\alpha^2}},\quad \psi(\alpha) = \frac{2-\alpha}{2\sqrt{1-\alpha+\alpha^2}}),$$

$$R_\mu = \sqrt{\frac{\mu_0}{2}(1+\chi(\alpha))},\ I_\mu = \sqrt{\frac{\mu_0}{2}(1-\chi(\alpha))}$$

$$(\mu_0 = c_0 d_0,\quad \chi(\alpha) = \frac{1+\alpha}{\sqrt{(1+\alpha)^2+3\alpha^4}}).$$

Преди да преминем към доказателството, отбелязваме, че тъй като α е малко положително число, стойностите на функциите $\varphi(\alpha)$, $\psi(\alpha)$ и $\chi(\alpha)$ са по-малки, но приблизително равни на 1 - съответно I_c, I_d и I_μ са приблизително равни на 0, а $R_c \approx \sqrt{c_0} \approx \sqrt{\frac{2}{C(2+3\alpha)}}$,

$$R_d \approx \sqrt{d_0} \approx \sqrt{\frac{2}{L(2-\alpha)}},$$

$$R_\mu \approx \sqrt{c_0 d_0} \approx \frac{1}{\sqrt{LC(1+\alpha)}}.$$

Основни елементи от доказателството:

Тук ще скицираме само основните елементи от доказателството на теоремата. Представянето на подробното доказателство ще бъде изложено в следваща работа.

Обикновено най-напред се търсят собствените стойности на матрицата M. Втората степен на M е циркулантата

$$M^2 = \begin{pmatrix} m_0 & 0 & m_2 & 0 & m_4 & 0 \\ 0 & m_0 & 0 & m_2 & 0 & m_4 \\ m_4 & 0 & m_0 & 0 & m_2 & 0 \\ 0 & m_4 & 0 & m_0 & 0 & m_2 \\ m_2 & 0 & m_4 & 0 & m_0 & 0 \\ 0 & m_2 & 0 & m_4 & 0 & m_0 \end{pmatrix},$$ където

$$\left(m_0 m_2 m_4\right) = \left(C_2 C_4 C_6\right)\begin{pmatrix} D_1 D_3 D_5 \\ D_5 D_1 D_3 \\ D_3 D_5 D_1 \end{pmatrix}.$$

Намираме собствените стойности на M^2 - те са стойностите на $f(p) = m_0 + m_2 p^2 + m_4 p^4$, когато p описва множеството от всички 6-ти корени на 1:

$$p_1 = 1,\ p_2 = \frac{1 + i\sqrt{3}}{2};$$

$$p_3 = -\overline{p_2},\ p_4 = -p_1,\ p_5 = -p_2,\ p_6 = \overline{p_2}.$$

Тогава числата:

$$\mu_1 = f(\pm 1) = m_0 + m_2 + m_4,$$

$$\mu_2 = f(\pm \overline{p_2}) = m_0 - m_2 p_2 - m_4 \overline{p_2},$$

$$\overline{\mu_2} = f(\pm p_2) = m_0 - m_2 \overline{p_2} - m_4 p_2$$

са трите различни (и трите - двукратни) собствени стойности на M^2.

В частност собствените стойности на M са:

$$\pm\lambda, \pm\mu, \pm\overline{\mu} : \lambda^2 = \mu_1 = \frac{1}{CL(1+\alpha)};$$

$$\mu^2 = \mu_2 = \frac{(1+\alpha) + i\sqrt{3}\alpha^2}{CL(1+3\alpha+3\alpha^2)(1-\alpha+\alpha^2)}.$$

Умножаваме отляво двете страни на (1) с M, въвеждаме нова вектор-функция $u = Tv$, където T е матрицата, за която $T^{-1}M^2T = P = diag\left(\mu_1\mu_1\mu_2\mu_2\overline{\mu_2}\,\overline{\mu_2}\right)$, след това умножаваме още веднъж отляво с T^{-1} и получаваме (с $N = T^{-1}MT$) системата:

$$N\frac{dv}{dt} + P\frac{dv}{dx} = 0. \qquad (2)$$

Последната система се състои от три независими системи от по две уравненни с две неизвестни, тъй като

$$T = \frac{1}{\sqrt{3}}\begin{pmatrix} 1 & 0 & \nu & 0 & \overline{\nu} & 0 \\ 0 & 1 & 0 & \nu & 0 & \overline{\nu} \\ 1 & 0 & \overline{\nu} & 0 & \nu & 0 \\ 0 & 1 & 0 & \overline{\nu} & 0 & \nu \\ 1 & 0 & -1 & 0 & -1 & 0 \\ 0 & 1 & 0 & -1 & 0 & -1 \end{pmatrix} \quad (\nu = p_2);$$

$$N = T^{-1}MT = \begin{pmatrix} 0 & c & 0 & 0 & 0 & 0 \\ d & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & c_\nu & 0 & 0 \\ 0 & 0 & d_\nu & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \overline{c_\nu} \\ 0 & 0 & 0 & 0 & \overline{d_\nu} & 0 \end{pmatrix},$$

където

$$c = \frac{1}{C},\ d = \frac{1}{L(1+\alpha)}\ (cd = \lambda^2);$$

$$c_\nu = \frac{1}{C(1+\alpha+\alpha\nu)},\ d_\nu = \frac{1}{L(1-\alpha\nu)}\ (c_\nu d_\nu = \mu^2).$$

Системата от първите две уравнения в (2) е еквивалентна на

$$\begin{pmatrix} 1 & 0 \\ 0 & 1 \end{pmatrix}\begin{pmatrix} \dfrac{dv_1}{dt} \\ \dfrac{dv_2}{dt} \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} 0 & c \\ d & 0 \end{pmatrix}\begin{pmatrix} \dfrac{dv_1}{dx} \\ \dfrac{dv_2}{dx} \end{pmatrix} = 0, \qquad (3)$$

чието общо решение е двумерната вектор-функция с координати:

$$v_1 = \frac{1}{\sqrt{C}}[f_1(x - t\lambda) - f_2(x + t\lambda)]$$

$$v_2 = \frac{1}{\sqrt{L(1+\alpha)}}[f_1(x - t\lambda) + f_2(x + t\lambda)]$$

с произволни диференцируеми функции на една реална променлива f_1 и f_2.

Системата от третото и четвъртото от уравненията в (2) е еквивалентна на

$$\begin{pmatrix} 1 & 0 \\ 0 & 1 \end{pmatrix}\begin{pmatrix} \dfrac{dv_3}{dt} \\ \dfrac{dv_4}{dt} \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} 0 & c_\nu \\ d_\nu & 0 \end{pmatrix}\begin{pmatrix} \dfrac{dv_3}{dx} \\ \dfrac{dv_4}{dx} \end{pmatrix} = 0. \qquad (4)$$

Системата (4) се състои от две уравнения с комплексни коефициенти за две неизвестни функции (на (t,x)) с комплексни стойности. Нейното общо решение е двумерната вектор-функция с координати:

$$\begin{aligned} v_3 &= \theta(t,x) + i\beta(t,x) \\ v_4 &= \gamma(t,x) + i\delta(t,x), \end{aligned} \qquad (5)$$

където $\theta, \beta, \gamma, \delta$ са представените по-горе функции с реални стойности на двойната променлива (t, x).

Поставеното условие (на Коши-Риман) за двойките функции $(g_3, h_3), (g_4, h_4)$, заедно с избора на числата R_c, I_c, R_d, I_d:

$(R_c + iI_c)^2 = c_v, (R_d + iI_d)^2 = d_v$, е достатъчно общото решение на (4) да се задава с (5).

Системата от последните две уравнения в (2) е с коефициенти пред неизвестните v_5 и v_6, които са комплексно спрегнати на съответните коефициенти в (4).

Тъй като търсим реални решения на поставената в началото задача, а от смяната $u = Tv$ следва

$$v = T^{-1}u = \frac{1}{\sqrt{3}}\begin{pmatrix} u_1 + u_2 + u_3 \\ i_1 + i_2 + i_3 \\ \bar{v}\,u_1 + v\,u_2 - u_3 \\ \bar{v}\,i_1 + v\,i_2 - i_3 \\ v\,u_1 + \bar{v}\,u_2 - u_3 \\ v\,i_1 + \bar{v}\,i_2 - i_3 \end{pmatrix},$$ т.е.

$v_5 = \overline{v_3}, v_6 = \overline{v_4}$, решението на последната система е вектор-функция с координати:

$$v_5 = \theta(t, x) - i\beta(t, x)$$

$$v_6 = \gamma(t, x) - i\delta(t, x).$$

Общото решение на (1) $u = (u_1, i_1, u_2, i_2, u_3, i_3)^T$ получаваме като заместим намерените $v_1, v_2, v_3, v_4, v_5, v_6$ в първоначалната смяна $u = Tv$:

$$u_1 = \frac{v_1 + \operatorname{Re} v_3 - \sqrt{3}\operatorname{Im} v_3}{\sqrt{3}} = \frac{v_1 + \theta - \sqrt{3}\beta}{\sqrt{3}};$$

$$i_1 = \frac{v_2 + \operatorname{Re} v_4 - \sqrt{3}\operatorname{Im} v_4}{\sqrt{3}} = \frac{v_2 + \gamma - \sqrt{3}\delta}{\sqrt{3}};$$

$$u_2 = \frac{v_1 + \operatorname{Re} v_3 + \sqrt{3}\operatorname{Im} v_3}{\sqrt{3}} = \frac{v_1 + \theta + \sqrt{3}\beta}{\sqrt{3}};$$

$$i_2 = \frac{v_2 + \operatorname{Re} v_4 + \sqrt{3}\operatorname{Im} v_4}{\sqrt{3}} = \frac{v_2 + \gamma + \sqrt{3}\delta}{\sqrt{3}};$$

$$u_3 = \frac{v_1 - 2\operatorname{Re} v_3}{\sqrt{3}} = \frac{v_1 - 2\theta}{\sqrt{3}};$$

$$i_3 = \frac{v_2 - 2\operatorname{Re} v_4}{\sqrt{3}} = \frac{v_2 - 2\gamma}{\sqrt{3}},$$

което приключва доказателството на теоремата.

Литература

Paul, C. R. 1992: Introduction to electromagnetic compatibility, *Wiley InterScience, New York* (1992)

Paul, C. R. 1994: Analysis of multiconductor transmission lines, *A Wiley InterScience Publication, J. Wiley&Sons, New York* (1994)

Paul, C. R. 2002: Solution on the transmission line equations under weak-coupling assumption, *IEEE Transactions on Electromagnetic compatibility, v.44, №3 (2002), 413-423*

Angelov, V. G. 2006: Investigation on electromagnetic compatibility of four-conductor transmission line, *Proceedings International Conference VSU 2006, Sofia – Bulgaria, vol I, 55-60*

Ангелов, В. Г. 2003: Намиране на напреженията на прислушване в трипроводна предавателна линия, *ЮНС 2003, ВСУ "Л. Каравелов"*, 93-99

Препоръчана за публикуване от катедра “Математика”, МТФ

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

НОВ ХАРАКТЕР НА ФОРМУЛАТА ЗА ПРОТИЧАНЕ НА ВЗРИВНАТА ХИМИЧНА РЕАКЦИЯ

Гергана Камбурова

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

РЕЗЮМЕ. Въз основа на досегашните разбирания на формулата за протичане на взривната химична реакция на промишлените експлозиви цитирана в нашата и чуждестранна специализирана литература се твърди, че най пълна реакция и образуване на висшите оксиди H_2O и CO_2 се осъществява при нулев кислороден баланс на взривната смес. Счита се, че в този случай се образуват и най малко токсични газове. На основата на извършените нови изследвания за характера на протичане на взривната химична реакция на съвременните промишлени експлозиви съгласно новите изисквания на ЕС и световни тенденции се установи, че се отделят освен изследваните до сега газове и голяма група въглеводороди $C_x H_y$. По този начин балансираните по кислород експлозиви дефакто стават дебалансирани, т.с. с положителен кислороден баланс с всички последствия от това.Въз основа на получените резултати е разработена нова формула за протичане на взривната химична реакция на промишлените експлозиви, която по – пълно отразява взривния процес и продуктите получавани при взривното разлагане. Новата формула на взривната реакция ще намери приложение при създаване и оценяване на нови съвременни експлозиви за граждански цели.

TITLE NEW CHARACTER OF THE FORMULA FOR RUNNING OF THE BLASTING CHEMICAL REACTION OF INDUSTRIAL EXPLOSIVES

Gergana Kamburova
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700, minenergo yahoo.com

ABSTRACT. Based on the former understandings of the formula for running of blasting chemical reaction of industrial explosives cited in the Bulgarian and the foreign science literature it is asserting that the most complete reaction and the formation of high oxides H_2O and CO_2 are made at zero oxygen balance of the explosive mixture. It is considered that in this case the lowest quantity of toxic gases is formed.
Originating from the carried examinations the running of chemical reaction of contemporary industrial explosives according to the new requirements of the EC and the world tendencies it was specified that apart the examined gases a considerable group of hydrocarbons CxHy are releases. Thus the oxygen balanced explosives become unbalanced, i.e. with releases oxygen surplus, whereupon they become with positive oxygen balance with all its sequels.
Originating from the received results a new formula was developed for the implementation of the blasting chemical reaction of industrial explosives, which reflects more complete the detonation process and the products received from the blasting scanning. The new formula of the blasting reaction will find an application for the creation and the evaluation of new contemporary explosives for civil use.

Въведение

Енергията получавана при взривната химична реакция е най евтината енергия, която човечеството използува за своята дейност. Понастоящем не можем да си представим ефективното изграждане на големи строителни обекти без използуване енергията на взрива. Същото се отнася и до големите и малки открити рудници и кариери, подземните рудници за добив на руда, въглища инертни материали за строителството и др. Не можем да се представим разчистване на терени в промишлени обекти и градски условия в т.ч. високи комини, производствени сгради и халета, сгради и съоръжения в населени места и др. без използуване на взривното им разрушаване. Тенденцията за бъдещото развитие във всички тези области и сфери е да се разширява още повече използуването на различните видове взривни работи чрез съвременните взривни вещества и средства за взривяване.

Наред с тези положителни тенденции и перспективи стои много остро въпросът за рязко намаляване и снижаване до минимум вредните влияния върху човека и околната среда при извършване на взривните работи. Тези вредни влияния са преди всичко сеизмичното действие на взрива, разлета на късове, ударна въздушна вълна получавана при промишлените взривове и може би на първо място отделящите се вредни газопрахови емисии при извършване на взривните работи. Сеизмичното действие на взрива, разлета на късове и ударната въздушна вълна могат и напоследък успешно се регулират с внедряване на различни технологии на промишлени взривни работи, при което тяхното отрицателно въздействие се свежда до минимум. Трябва определено да се каже, че тези процеси са овладяни и са под контрол на водещите в тази област специалисти и е въпрос преди всичко на дисциплина, опит и знания на ръководителите и изпълнителите на взривните работи , за да не се допускат поражения върху околната среда, сгради и съоражения.

Не така стои въпросът обаче, за отделящите се вредни газопрахови емисии при извършване на всички видове взривни работи, както в откритите и подземни рудници и

кариери, така и в строителството и специалните взривни работи. Този въпрос е бил предмет на изучаване още от началото на прилагане на взривните работи в различни сфери на стопанския живот без да отслабва вниманието и до ден днешен. Не може обаче да се каже, че изучаването на този проблем и мерките предприети за намаляване на газопраховите емисии са довели до задоволително решаване на този проблем. Решаването на проблема се усложнява и от увеличената мащабност при извършването на взривни работи. В голямите открити рудници и кариери и в големи строителни обекти е постоянна практика да се взривяват наведнаж 50 – 100 тона и повече заряди от взривни вещества. Има случаи на взривяване наведнаж и до 200 – 300 тона ВВ. При тези мащабни взривни работи в масива и околното пространство се отделят значителни количества вредни газопрахови емисии. Така например при взривяването на 100 тона ВВ наведнаж и при отделяне до 150 литра токсични газове на килограм ВВ, общото количество на отделилите се токсични газове (димове) ще бъдат около 15 млн.литра. Тези газове силно замърсяват околната близка и по далечна среда и селища и променят значително параметрите на въздуха. Проблемът се усложнява и с наличието и прилагането на различни методи, устройства и апаратура за измерване на отделящите се токсични продукти на взрива. Въпросът се усложни още повече и с появата и на грубодисперсни експлозиви, например като АНФО, грубодисперсни амонити, емулсионни ВВ и др., при които протичането на взривната химична реакция при един и същи състав на взривното вещество се различава значителнно.

Напоследък с развитието на приборостроенето се създадоха нови апарати и уреди за контрол на димните газове, които позволяват по – бързо и по – точно да се определят различните продукти от взрива. Всичко това налага въпросът за отделящите се токсични продукти при взривното химично превръщане да бъде разгледан детайлно, като се приложат нови подходи, устройства и апаратури и като се намерят решения за рязко намаляване на вредното влияние на токсичните продукти върху жизнената среда на човека. Решаването на този кардинален въпрос предполага изследването и оценяването на различните фактори водещи до по – голямото или по – малкото отделяне на вредните продукти от взрива. Основните фактори, които влияят върху отделянето на токсични газови емисии при взривната химична реакция са: съдържанието на кислород в чистите химични съединения и взривни смеси (кислороден баланс), физико химичните свойства на взривните вещества, якостта, съставът и строежът на взривяваните скали и материали, влиянието на опаковката на взривните вещества, влиянието на параметрите и технологията на взривните работи и др.

В настоящата работа се разглежда един от основните фактори влияещ върху отделянето на газовите емисии при взрива, а именно съставът на експлозивите и съдържанието на кислород в тях.

1.Токсични газове в продуктите на взривната химична реакция

При взривната химична реакция и наличието на достатъчен кислород във взривното вещество, следва да се образуват, висши оксиди – въглероден диоксид и водна пара. Освен това следва да се отделя и свободен азот. Въпреки това на практика винаги една част от въглерода се окислява до въглероден монооксид (CO), а една част от азота се свързва с част от кислорода и се образуват различни азотни оксиди – азотен монооксид, азотен диоксид и др. Във взривната техника и технология е прието тези съединения на азота да се наричат азотни или нитрозни оксиди и да се бележат сумарно като NO_x. При съдържание във взривното вещество или във взривяваната скала и на сяра (S) могат да се образуват и токсичните газове серен диоксид (SO_2) и сероводород (H_2S).Количествата на газообразните продукти отделящи се от взривното химично превръщане от един килограм ВВ са от 600 до 1000 литра, като токсичните газове са от 100 до 300 и повече литра.

В България , както и в редица Източноевропейски страни, Русия и в някои азиатски страни в нормативните документи, стандарти и правилници токсичните газове се посочват в т.н. Условен CO. При Условния CO токсичността на азотните оксиди NO, и NO_2 се приравнява към токсичността на въглеродния монооксид, чрез умножаване на тяхното количество с коефициент 6,5. Нормите цитирани в Правилника по безопасността на труда при взривните работи в България и токсичните газове залегнали в нормативните документи на различните марки взривни вещества са дадени в Условен CO, без да се цитират количествата на различните токсични газове отделящите се при взривното химично превръщане. В редица други, предимно страни от Западна Европа, САЩ, Канада и др. в нормативните документи се определят и цитират по отделно количествата на въглеродния монооксид и азотните оксиди. В новия стандарт на Европейския съюз EN 13631 – 16 „Експлозиви за граждански цели – част 16 Установяване и измерване на токсичните газове" се изисква определянето и цитирането на всички продукти от взрива по отделно, без да се въвежда понятието Условен CO.

2. Досегашни разбирания за протичане на взривната химична реакция

От извършените проучвания се установи, че преобладаващото становище на специалистите до сега е, че при наличие на достатъчен кислород при взривните вещества (нулев или положителен кислороден баланс) следва да се образуват висшите оксиди – въглероден диоксид и водни пари. От направените експериментални определения на отделящите се токсични газове, както в чужбина, така и у нас се установи следното: (Дубнов и др. 1988, Лазаров 1988)

а) При взривяване на всички промишлени взривни вещества се образуват винаги определени количества токсични газове, както при нулевия така и при отрицателния и положителния кислороден баланс на взривните смеси. При достатъчен кислород в състава се получават, както висши оксиди така и въглероден монооксид. В процеса на детонацията част от азота , който би следвало да се отдели в свободно състояние се свързва с кислород от взривната смес независимо от кислородния баланс. Общоизвестен е фактът, че колкото кислородният баланс става по положителен, т.е. има наличие на свободен кислород, толкова количеството на азотните оксиди става по голямо. Обратната тенденция се отбелязва при отделянето на въглероден монооксид. Колкото кислородният баланс става по отрицателен, т.е. кислородът става по недостатъчен за образуване на висши оксиди, толкова количеството на отделящия се въглероден монооксид се увеличава.

б) Преобладаващото становище на изследователите е, че при работа с балансирани взривни вещества, т.е. кислородният баланс е около нулата, се отделят сумарно най малко токсични газове. Това се отнася както за аритметичната сума на въглеродния монооксид и азотните оксиди, така и за преизчисления Условен въглероден монооксид. Трябва да се отбележи, че в ПБТВР действуващ в нашата страна се препоръчва промишлените взривни работи да се извършват с балансирани взривни вещества.

Съгласно всички цитирани автори, експериментално определеният състав на продуктите на взрива, в много случаи и особено за взривни вещества с отрицателен КБ, не съвпадат с разчетните величини, даже и с тези определени по точните термодинамични методи. Това се обяснява с обстоятелството, че на практика продуктите на взрива зависят от много други фактори, като обемът на изпитвателната камера , количеството и вида на пробата от ВВ, материалът и дебелината на обвивката на заряда, диаметърът на заряда, гранулометричният състав и активността на компонентите на взривните смеси, пълнотата на химичното превръщане на взрива и др. Изброените фактори имат термодинамичен и химичен характер.

Съгласно възприетата до сега практика, при състав на взривната смес от CaHbOcNd и при нулев кислороден баланс и кислороден коефициент 1 т.е. при съдържание на кислород , толкова колкото е необходимо за пълното окисление на въглерода и водорода и получаването на висши оксиди CO_2 и H_2O, идеализираната взривна химична реакция се представя със следния израз:

$$CaHbOcNd \xrightarrow{\text{взрив}} aCO_2 + b/2\, H_2O + d/2\, N_2 + 1/2(c - 2a - b/2)\, O_2 \qquad (1)$$

където, a, b, c и d са съответно броят на атомите на въглерода, водорода, кислорода и азота.

В случая се счита, че при идеалния взрив при нулев кислороден баланс, целият въглерод изгаря до CO_2 и целият водород изгаря до H_2O.

На практика, при всички видове кислороден баланс в т.ч. и при нулевия се образуват освен висшите оксиди CO_2 и H_2O , така и определено количество CO и NO_x . В този случаи, част от въглерода изгаря не до CO_2 , а до CO, като освободеният от тази реакция кислород се свързва с азота и се получават сумарни азотни оксиди NO_x.Практически досега представяната неидеализирана взривна химична реакция при нулев кислороден баланс е следната:

$$CaHbOcNd \xrightarrow{\text{взрив}} aCO_2 + b/2\, H_2O + d/2\, N_2 + 1/2(c - 2a - b/2)\, O_2 \qquad (2)$$

$$\downarrow \qquad\qquad \downarrow$$

$$CO \qquad\qquad NO_x$$

През последните години, вследствие на значителното нарастване на обема на взривните работи, както и с въвеждането на нови прости промишлени взривни смеси се повиши значително интересът към отделящите се газо прахови емисии, с цел гарантиране на минимално замърсяване на околната среда в частност и за влиянието на кислородния баланс върху отделянето на токсичните газове.Тези изследвания бяха съпътствувани и с бързо развиващите се нови критерии за методите за изследване, обхващащи преди всичко въпросът за доближаване на лабораторно – полигонните изпитвания до реалните условия при използуване на промишлените взривни вещества в практиката. Новите изследвания включиха в себе си, освен лабораторно-полигонните изпитвания, така също изпитвания в промишлени условия т.ч. и в големите открити рудници и кариери. Промениха се вижданията и за количеството на пробата , която от 50 - 100 грама и много по-рядко до 600 грама, стана от килограм до 5-6 килограма. Това се отнася особено за новите грубодисперсни експлозиви, предназначени преди всичко за открити взривни работи. Във връзка с гореизложеното, влиянието на кислородния баланс върху отделящите се токсични газове, придоби значително по голяма важност. Мащабни нови изследвания по тези въпроси са направени в САЩ в научния център NIOSH в Питсбург, както и в някои други страни. Такива изследвания са били направени и в други научни центрове и звена и получените резултати са докладвани и дискутирани на ежегодните научно технически конференции организирани от Интернационалната Асоциация на взривните инженери със седалище в гр. Кливланд, щата Охаио, САЩ (Rowland Y, 2000; Michael S).

3. Нов характер на формулата за протичане на взривната химична реакция

През периода 2002 – 2005 г. в нашата страна са извършени мащабни нови изследвания за отделящите се газови емисии при взривната химична реакция съобразени с изискванията на новия стандарт prEN 13631 – 16 (Камбурова ,2004; Камбурова 2005).

Резултатите от настоящите нови изследвания, по нова методика, за образуващите се газови емисии при взривната химична реакция са твърде различни от досегашните класически разбирания. В газовите емисии

при взривната химична реакция, при всички видове от изследваните експлозиви, се появява голяма група сумарни въглеводороди C_xH_y . При екстремните условия на взривната химична реакция, голямо налягане до 20MPa и висока температура до 4500°C, вследствие на някои екзотермични процеси част от въглерода и водорода не изгарят до CO_2 и H_2O, а се свързват помежду си.

Ако приемем, че дадена взривна смес е с нулев кислороден баланс, т.е. кислородът е точно толкова колкото е необходим да се окисли целият въглерод до CO_2 и целият водород до H_2O, в случай, че част от въглерода и част от водорода се свържат по между си в сумарни въглеводороди C_xH_y, то остава определено количество свободен кислород O_2 , който при високата температура и налягане се свързва с наличния в сместта азот N_2 , като се образуват в повече сумарни азотни оксиди NO_x.

В този случаи, така наречените балансирани ВВ, дефакто стават дебалансирани, т.е. с определен излишък на кислород, при което фактически те стават с положителен КБ.

Фактическият положителният КБ на тези взривни смеси е толкова по – голям , колкото е по –голямо количеството на образуващите се сумарни въглеводороди C_xH_y.

В този случаи е съвсем логичен изводът, че за да се осъществи взривното химично превръщане при балансирано съдържание на кислород, е необходимо първоначалният състав на взривната смес да бъде с определен отрицателен кислороден баланс, примерно от порядъка на минус 7 – 9 %.

Този основен извод се потвърждава, както от получените резултати от извършените лабораторно – полигонни изследвания, по методика съгласно новите изисквания на Европейския съюз и новите световни тенденции, така и от извършения промишлен експеримент с експлозива АНФО – Л с нулев и с минус 7 % КБ.

Величината на необходимия отрицателен кислороден баланс, следва да се определя за всеки отделен тип експлозиви, като се определи при кой отрицателен КБ се минимизира отделянето на азотни оксиди, сумарните токсични газове и Условния СО.

Резултатите от извършените изследвания показват, че количествата на отделящите се сумарни въглеводороди при грубодисперсните тротилосъдържащи, Емулсионните и нафтосъдържащите експлозиви варират от 59 до 177 l/kg ВВ, в сравнение със сухите газообразни продукти от взрива CO_2 , CO и NO_x за същите експлозиви, които са от 120 до 193 l/kg ВВ. При изследваните капсул чувствителни експлозиви, в т. ч. предохранителни и непредохранителни, сумарните въглеводороди са от 84 до 165 l/kg ВВ, срещу сумарните сухи газове CO_2 , CO и NO_x от 45 до 92 l/kg ВВ.

Тези резултати недвусмислено потвърждават, че отделящите се сумарни въглеводороди са значителни, съпоставими са с другите сухи газообразни емисии, отделящи се при взривното химично превръщане и не могат да се пренебрегват, както се считаше досега. Наличието на значителни количества сумарни въглеводороди C_xH_y се потвърждава и от извършените промишлени изследвания за определяне качествения състав на взривните газови емисии .

Изхождайки от всички тези резултати, взривната химична реакция има друг характер, различен от досегашните разбирания и може да се представи по следния нов израз:

$$\mathbf{CaHbOcNd \xrightarrow{взрив} xCO_2 + y/2\ H_2O + d/2\ N_2 + eCfH + 1/2(\ c - 2x - y/2\ )\ O_2} \quad (3)$$

където **a = x + e ;**
b = y + f

или по видоизменения израз с образуване на CO, NO и NO_2, както следва:

$$\mathbf{CaHbOcNd \xrightarrow{взрив} eCO_2 + fCO + g/2H_2O + h/2\ N_2 + i\ NO + jNO_2 + kC\ l\ H + 1/2(\ c - 2e - f - g\ /2 - i - j\ )O_2} \quad (4)$$

където: **a = e + f + k**
b = g +l
d = h + i +j

За да бъде балансирана взривната смес по тази нова формула на взривната химична реакция, следва да бъде с определена стойност отрицателен КБ. Тази стойност, на минимизиран по токсични газове отрицателен КБ, следва да се определи за всеки вид промишлени експлозиви.

Резултатите от лабораторно - полигонните и промишлени изпитвания показват, че за грубодисперсните тротилосъдържащи експлозиви от вида ГДА и за нафтосъдържащите експлозиви от вида АНФО , този минимизиран кислороден баланс е от порядъка на минус 7 – 9 %.

Установената нова формула за протичане на взривната химична реакция, следва да се има впредвид при проектирането, разработването и производството на нови експлозиви за граждански цели, за да се изпълнят изискванията на Европейската Директива 93/15EEC/15 април 1993 за хармонизиране на изискванията за продажба и контрол на експлозивите за граждански цели.

4. Основни изводи и предложения

От извършените изследвания върху формулата за протичане на взривната химична реакция на промишлените експлозиви могат да се направят следните основни изводи и предложения.

1. През последните години значително нараства обемът на извършваните масови взривни работи в откритите рудници и кариери и в строителни обекти, при които се взривяват наведнаж до 200 – 300 тона ВВ и се отделят от 20 до 40 млн.литра токсични газове. Това налага въпросът за отделящите се токсични продукти при взривното химично

превръщане да бъде разгледан детайлно, като се приложат нови методи, нови изпитвателни съоръжения и апаратури и се намерят решения за рязко намаляване на вредното влияние на токсичните продукти върху жизнената среда на човека.

2. От анализа на извършените изследвания в развитите страни и у нас се установи, че един от най важните определящи фактори за характера на протичане на взривната химична реакция, при еднакви други условия, се явява съставът на взривните смеси, изразен с кислородния баланс. В редица нормативни документи в т.ч. и в действуващия ПБТВР е залегнало разбирането, да се работи с балансирани по отношение на кислорода експлозиви (нулев КБ), при който се счита, че се образуват предимно висши оксиди – CO_2 и H_2O и най малко токсични газове.

3. В изпълнение на изискванията на Директивата на Европейския съюз 93/15ЕЕС/15април/93 за хармонизиране на изискванията за продажба и контрол на експлозивите за граждански цели, за постигане на безопасни и здравословни условия на работещите при производството и употреба на експлозивите, е разработен нов Европейски стандарт pr EN 13631 – 16 от 2002г за установяване и измерване на токсичните газове, при който се поставят съвършенно нови изисквания за методите на изследване в натиско опорни камери с над 15 m^3 , за количеството на пробата от ВВ от 600 до 4000 – 5000 g и др.

Независимо от Европейския съюз, същото се извършва и в САЩ, където от NIOSH са предприети мащабни изследвания за вредните емисии отделящи се от най употребяваните грубодисперсни, емулсионни и нафтосъдържащи експлозиви прилагани в големите открити рудници, кариери и обекти.

4. При извършване на новите изследвания, по новата методика, се възприе идеята, че при взривната химична реакция, при високата температура и налягане, вследствие на екзотермични реакции, могат да се образуват значителни количества сумарни въглеводороди, което неименуемо изменя съществено характера на формулата за протичане на взривната химична реакция. Въз основа на това се възприе да се изследват освен газовите емисии CO_2, CO NO_2 и NO съгласно изискванията на новия Европейски стандарт, а така също и наличието на сумарни въглеводороди C_xH_y.

5. На базата на получените от комплексните изследвания резултати е разработена нова формула за протичане на взривната химична реакция, при която се отбелязва , че част от въглерода и част от водорода се свързват по между си, при което остава свободен кислород. Това води, при взривни смеси с нулев или около нулата КБ до образуването на по големи количества азотни оксиди.

6. На базата на получените резултати, за да се намери най приемливия, от гледна точка на минимизиране на отделящите се токсични газови емисии, характер за протичане на взривната химична реакция, трябва да се извършат конкретни изследвания с промяна на кислородния баланс на допуснатите до употреба експлозиви. За грубодисперсните тротилосъдържащи експлозиви, емулсионни и нафтосъдържащи експлозиви, минимизиране на отделящите се токсични газови емисии се получава при минус 7 до 9 – 10 % КБ.

Литература

Дубнов Л.В., Бухаревич Н. С., Романов А. И. Промышленные взрывчатых вещества, М Недра 1988.

Камбурова Г. Нови методи за определяне на токсични газове отделящи се при взривната химична реакция, сп.Експлозив- СВИБ, бр. 1, С. 2004.

Правилник по безопасността на труда при взривните работи – С Техника, 1997.

prEN 13631 – 16 „Експлозиви за граждански цели –част 16 Установяване и измерване на токсичните газове.

Лазаров Сл.Б. Взривни работи – С.Техника 1988.

Kamburova G. New researches on the toxic gases emitted during blasting from chemical reactions according to the new requirements of the European Community, European Federation of Explosives Engineers, World Conference on Explosives and blasting Brighton U.K.2005.

Michael S. Rowland I, Mainero R.and Zlochover I Chemical and Phisical factors that influence NO productions during blasting – exploratory study Annuel Conference on Explosives and Blasting Technique, International Society of Explosives Engineers.

Rowland Y.H., Mainiero R.Y. Factors affecting ANFO fumes Production In. Proceedings of the 26th Annuel Conference on Explosives and Blasting Technique, Anaheim, CA: International Society of Explosives Engineers P.P 163 – 174 – 2000.

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ИЗСЛЕДВАНЕ ЧУВСТВИТЕЛНОСТТА НА УДАР НА ВТОРИЧНИТЕ БЕЗДИМНИ БАРУТИ СЪГЛАСНО НОВИТЕ ИЗИСКВАНИЯ НА ЕВРОПЕЙСКИЯ СЪЮЗ

Гергана Камбурова, Валери Митков

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

РЕЗЮМЕ. В работата се разглеждат извършените изследвания за чуствителността на удар, който е един от важните параметри на промишлените експлозиви и в частност на вторичните бездимни барути. Изследванията на чуствителността на удар са извършени в изпълнение на новите изисквания на ЕС в съответствие на БДС EN 13631- 4, които се различават в значителна степен от досега действащите методи в нашата страна. Изследванията са извършени, както на вторичните пироксилинови бездимни барути с летлив разтворител, така и на нитроглицериновите барути с трудно летлив разтворител. От извършените изследвания се установи, че както пироксилиновите барути с летлив разтворител, така и нитроглицериновите с трудно летлив разтворител са значително по-силно чувствителни на удар от промишлените амониево-селитрени експлозиви. Всички тези вторични бездимни барути реагират при удар на тежест от 5 kg падаща от 15 cm височина при енергия на удара от 7,5J или не реагират при тежест от 1 kg падаща от височина 50 cm и енергия на удара от 5J. Полученият параметър е особено важен при разработване на безопасна технология за производство на водонапълнени експлозиви със сенсибилизатор вторичен бездимен барут.

RESEARCH OF THE BLOW SENSIBILITY OF SECONDARY SMOKELESS POWDERS ACCORDING TO THE NEW REQUIREMENTS OF THE EC

Gergana Kamburova, Valeri Mitkov
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT The paper work examines the performed examinations of the blow sensitivity of one of the most important parameters of the industrial explosives and in particular the secondary smokeless powders. The examinations of the blow sensitivity are performed in execution of the new requirements of the EC in accordance with BDS EN 13631-4, which differs, to a considerable degree from the present methods in our country. The examinations were made for secondary pyro powders with volatile solvent, as well as the nitro-glycerine powders with hard volatile solvent are considerably more blow sensitive than the industrial ammonium nitrate explosives. All these secondary smokeless powders react to a hit with weight 5 kg falling from height of 15 cm with blow energy 7,5 J or do not react to a hit with weight 1 kg falling from height of 50 cm and blow energy 5 J. The received parameter is particularly important for the development of safe technology for production of water-filled explosives with sensibilizer secondary smokeless

Въведение

В изпълнение на Правителствена програма чрез Изпълнителната агенция за насърчаване на малки и средни предприятия към Министерство на икономиката и енергетиката се разработва научно – приложен изследователски проект, с който се цели да се намери безопасно, ефективно и екологично решение на проблема за значителните количества ненужни боеприпаси съхранявани и охранявани в различни специализирани складове на Министерство на отбраната.

Цели се в частност да се намери безопасно, ефективно и екологично решение за оползотворяване на значителните количества бездимни барути съставляващи неразривна част от различните видове стари ненужни боеприпаси.

В различни страни в света се извършват редица разработки за оползотворяване на вторичните бездимни барути чрез влагането им като сенсибилизатори за производство на експлозиви за граждански цели

За осъщствяване на тази цел следва да се изучат свойствата на вторичните бездимни барути престояли от 25-30 и повече години в ненужните армейски боеприпаси На първо място следва да се изучи чуствителността на вторичните бездимни барути към физико-механични въздействия и най-вече чуствителността им към удар. Тези изследвания са необходими и ще послужат за разработване на безопасна технология за допълнителна преработка на вторичните бездимни барути, както и за разработването на безопасна технология за смесване на компонентите на промишлени експлозиви.

1.Основна характеристика на вторичните барути

На табл.1 са дадени основните видове барути подлежащи на утилизация в зависимост от начина на изработването им.

Таблица 1
Основни видове барути

Хомогенни барути	Хетерогенни барути
- с летлив разтворител (нитроцелулозни барути) - пироксилин (пироксилин + етилов спирт, етер, ацетон, етилацетат + дифениламин) -с трудно летлив или нелетлив разтворител (балистити) – нитроглицерин,дигликол/ колоксилин + нитроглицерин, нитрогликол, дигликол динитрат, динитротолуол, тринитротолуол -нитроксилатин + централит -със смесени разтворители (кордити) – (пироксилин + етер, ацетон, алкохол + нитроглицерин) -без разтворители (вискозни барути) – чрез нитриране на предварително уплътнена целулоза	-смесени твърди ракетни барути – окислител (калиев нитрат (KNO_3), амониев нитрат (NH_4NO_3), калиев перхлорат ($KClO_4$), амониев перхлорат (NH_4ClO_4) + горивосвързващо средство/ тиокол, полиуретан, бутадиен) -черен (димен) барут – калиев нитрат (KNO_3) 75% + въглерод (C) 15% + сяра (S) 10%. Първият изобретен барут от началото на 20-ти век не се използва като боен заряд в армейските бойни припаси, а само в ловните патрони.

Основен интерес за постигане на целите на цитирания проект са пироксилиновите барути произведени с летлив разтворител и нитроглицериновите и дигликолови барути с трудно летлив разтворител.

Барутните елементи се изработват с различна форма и размери съобразени с особеностите на системата, която комплектоват. Според формата барутите са тръбни, дребно и едро зърнести, пластинчати, ленточни, порести, барутни шашки и др.

Пироксилиновите барути се изработват от пироксилин, разтворители- етилов спирт, етилов етер и стабилизатор – дифениламин. Те се изготвят на основата на нитратите на целулозата (пироксилин), пластифицирани с летливи разтворители. Състоят се от 80% до 98% нитроцелулоза, 1 до 2 % стабилизатор (обикновено дифениламин) и съдържат в зависимост от горящия свод и плътността си 0,2 до 5% остатъчни разтворители и 0,8 до 1,5% хигроскопична вода.

Относителното тегло на този вид барути варира в пределите 1,54 – 1,63 g/cm^3. Гравиметричната плътност зависи от относителното тегло и от формата и размерите на барутните елементи, като при някои марки достига до 0,825 g/cm^3. Пироксилиновите барути притежават значителна механична здравина и еластичност. Тяхната хигроскопичност е малка; при съхранение на влажен въздух поема до 1,5% влага.

Барутите с трудно летлив разтворител, наричани още двуосновни представляват пластифицирана нитроцелулоза, обикновено нискоазотна. Като пластификатор най-често се използват течни или твърди естери на азотната киселина и многовалентни алкохоли - нитроглицерин, диетиленгликолдинитрат, нитроксилитан и др. Тези естери могат да се ползват самостоятелно или в смес.

Освен тези два основни компонента в състава на барутите с трудно летлив разтворител влизат също така стабилизатори за химическата стабилност, катализатори на скоростта на горене, технологични добавки и др.

В зависимост от използвания естер, този тип барути се разделя условно на нитроглицеринови, дигликолови, нитроксилитанови, барути със смесен естер и т.н., а в зависимост от предназначението си се делят на барути за артилерийски системи и барути предназначени за ракетни системи.

Преимущества на този вид барути пред пироксилиновите са по - ниската хигроскопичност и по - голяма мощност.

Съществен недостатък, обаче от гледна точка на преработката им, се явява тяхната висока пластичност, която затруднява обработката (смилането) на тези барути за получаване на хомогенна маса годна за използване при производството на промишлени експлозиви.

Лабораторно- полигонните изследвания за определяне на чуствителността на удар, са насочени към следните видове вторични бездимни барути получени от утилизирани боеприпаси:
а) Пироксилинов с летлив разтворител – марки 4/1, 9/7 и 18/1 тр
б) Нитроглицеринови и дигликолови с трудно летлив разтворител – марки НДТ-3 18/1 и ДГ-3 18/1

На фиг.1 е даден общият вид на вторичния едноканален пироксилинов барут с летлив разтворител с марка 4/1. Барутните зърна са във вид на тънък цилиндър с диаметър 1,4 mm, дължина 8,0 mm и дебелина на горящия свод – 0,6 mm.

Фиг. 1. Общ вид на едноканалния пироксилинов барут с летлив разтворител с марка 4/1 получен от ненужни боеприпаси.

На фиг.2 е даден общият вид на вторичния едноканален пироксилинов барут с летлив разтворител с марка 18/1 тр във вид на цилиндрични пръчки с размери диаметър 5,5 mm, дължина 380 mm и дебелина на горящия слой 1,95mm

Фиг. 2. Общ вид на едноканалния пироксилинов барут с летлив разтворител с марка 18/1 тр получен от ненужни боеприпаси.

На фиг.3 и фиг.4 е даден общият вид на нитроглицериновия едноканален барут с трудно летлив разтворител с добавка на динитротолуол с марка НДТ-3 18/1. Барутът е във вид на цилиндрични пръчки с диаметър 6,1 mm, дължина 260 mm и дебелина на горящия свод 1,77 mm.

Фиг. 3. Общ вид на едноканалния нитроглицеринов барут с трудно летлив разтворител с добавка на динитротолуол с марка НДТ-3 18/1 получен от ненужни боеприпаси

Фиг. 4. Общ вид на нитроглицериновия барут с марка НДТ-3 18/1 допълнително оситнен за поставяне във водонапълнени експлозиви.

2.Основни изисквания на новия стандарт на ЕС EN 13631- 4

През 2002 г. в изпълнение на изискванията на Европейската директива 93/15ЕЕС от 1993 г. за хармонизиране на изискванията свързани с продажбата и контрола на взривни вещества за граждански цели са разработени поредица от стандарти на Европейския съюз за изискванията към експлозивите за цивилни цели. Един от основните стандарти в тази поредица е този за определяне на чуствителността на удар на промишлените ВВ.

В изпълнение на задължението ни за синхронизиране на нормативните документи с тези от ЕС Европейският стандарт EN 13631-4 вече е издаден като БДС.

Новият стандарт БДС 13631-4 по същество заменя действащия до сега БДС 15538-82 за определяне на чуствителностт към удар.

Основното различие в стандарта на ЕС и досега съществуващия у нас БДС 15538-82 се състои в подхода за определяне на чуствителността на промишлените ВВ.

Съгласно стандарта на ЕС се изследва и определя най-ниската енергия на удар, при която се получава реакция (взривяване) при изпитване на 5 бр. проби.

На табл.2 е дадена комбинацията от височина на падане, маса на падащата тежест и получената в резултат на това енергия препоръчвана в ЕС.

Таблица 2
Комбинации от височина на падане, маса на падащата тежест и получената в резултат на това енергия

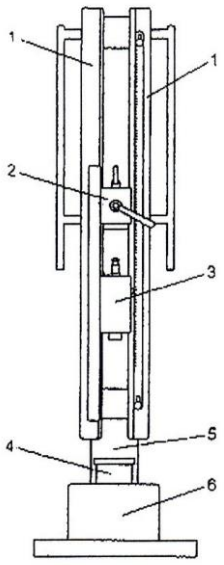
№	Височина на падане,cm	Маса на изпитвателната тежест, kg	Енергия на удара, J
1	10	1	1
2	20	1	2
3	30	1	3
4	40	1	4
5	50	1	5
6	15	5	7, 5
7	20	5	10
8	30	5	15
9	40	5	20
10	50	5	25
11	60	5	30
12	35	10	35
13	40	10	40
14	50	10	50

Препоръчват се изпитванията да започнат с 10 J енергия на удар, което съответства на ред 7 от табл.2 за тежест от 5kg падаща от 20cm. При получаване на реакция (взривяване, изпушване) енергията на удара се намалява чрез намаляване на тежестта или разстоянието до липса на реакция. След определянето на съответната енергия на удар, при която липсва реакция се правят още 5 бр изпитвания за затвърдяване на резултатите.Определяната

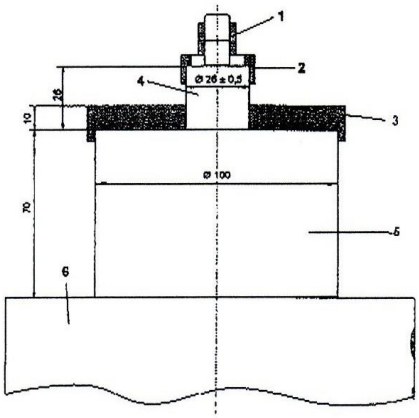
по този метод чуствителност на удар на промишлени експлозиви дава по-лесна и конкретна представа за този съществен показател на ВВ в сравнение с показателя на прибор 1 при БДС 15538-85. Съгласно изпитванията с този прибор 1 се определя чуствителността на удар в процент взривявания от 25 бр. опити при енергия на удара от 25 J (10 kg тежест падаща от 25 cm).

Вследствие на въвеждането в действие на новия стандарт БДС EN 13631-4, следва да се определят новите чуствителности на удар на допуснатите до производство и употреба експлозиви, като се заменят досега определените стойности (Лазаров, 1988).

На фиг.5 и 6 са дадени устройствата за извършване на изпитвания на чуствителност на удар по новия стандарт. С изключение на някои детайли тези устройства не се различават съществено от използваните до сега у нас изпитвателни съоръжения.



Фиг. 5. Общо устройство на падаща тежест ВАМ:
1 – водачи; 2 – освобождаващ механизъм; 3 –падаща тежест; 4 – наковалня; 5 – колона; 6 – стоманен блок



Фиг.6 Долна част на падаща тежест:
1 – устройство за удар; 2 – пръстен за установяване на положението; 3 – плоча; 4-междинна наковалня; 5- наковалня; 6 – стоманен блок

3. Резултати от извършените изследвания

Чуствителността на удар на вторичните бездимни барути се извършва в съответствие с изискванията на БДС EN 13631-4.

Съгласно европейския стандарт се изисква изследваните проби от гранулирани вещества да преминават през сито 0,50 mm.

Веществата, които както вторичните бездимни барути, са пресовани, отляти или по друг начин консолидирани и не се раздробяват лесно, се изпитват на дискове с диаметър около 4 mm и дебелина около 3 mm.

Изследваните пироксилинови барути с летлив разтворител са с еднакъв състав, но с различна дължина с марки 4/1, 9/7 и 18/1 са дадени на фиг.1 и 2.

От този тип пироксилинови барути най-близко до изискванията за размери на пробата са барута с марка 9/7 и 18/1, от които се отрязват дискове с дебелина около 3 mm.

Цилиндричният пироксилинов барут с марка 4/1 се изпитва без да се обработва допълнително.

От нитроглицериновите барути с трудно летлив разтворител с марка НДТ-3 18/1 даден на фиг.3 се подготвят дискове с дебелина около 3 mm и диаметър 4 mm.

Изпитванията на пробите от пироксилиновия и нитроглицериновия барути се започна, както се препоръчва в стандарта при удар на 5 kg от височина на падане 20 cm или 10 J енергия на удара, като се следи за реакция (взривяване на пробата) и липса на реакция.

Ако при 5 kg от 20 cm се получи реакция се намалява енергията на удара, а при обратни резултати се повишава енергията на удара.

След установяване на чуствителността на удар, при която няма реакция се правят 5 бр. опити за затвърдяване на получения резултат.

На табл.3 са дадени получените резултати от установената чуствителност на удар на проби от двата типа бездимни вторични барути.

Изпитванията за чуствителността на удар на вторичните бездимни барути са относителни, тъй като те няма да се използват самостоятелно като промишлен експлозив, а ще се смесват с други компоненти. Този показател обаче дава определена информация, която е важна за разработване на безопасна технология за изпитване на водонапълнени експлозиви със сенсибилизатор вторични бездимни барути.

От извършените изследвания на вторичните бездимни барути се установи, че пироксилиновите барути с летлив разтворител са безопасни на удар до енергия от 5,0 J, както и нитроглицериновите с трудно летлив разтворител с енергия 5,0 J.

Таблица 3

Чуствителност на удар на изпитваните вторични бездимни барути съгласно БДС EN 13631-4

№	Вид на вторичния барут	Изпитвания бр.	Маса на тежестта, kg	Височина на падане, cm	Енергия на удара, J	Резултат
I	Пироксилинов с летлив разтворител, марка 9/7 и 18/1 на шайби с дебелина 3 mm	1 1 1	5 5 1	20 15 50	10.0 7.5 5.0	реагира реагира не реагира
		5	1	50	5.0	не реагира
II	Пироксилинов с летлив разтворител, марка 4/1 без предварителна обработка	1 1 1	5 5 1	20 15 50	10,0 7,5 5,0	реагира реагира не реагира
		5	1	50	5,0	не реагира
III	Нитроглицеринов с трудноразтворим разредител на шайби с дебелина 3 mm	1 1 1	5 5 1	20 15 50	10,0 7,5 5,0	реагира реагира не реагира
		5	1	50	5,0	не реагира

4. Основни изводи и предложения

От извършените изследвания могат да се направят следните основни изводи:

1.Разгледани са основните характеристики на пироксилинови с летлив разтворител и нитроглицеринови с трудно летлив разтворител вторични бездимни барути подлежащи на утилизация от ненужни армейски боеприпаси.

2.Определен интерес представляват пироксилиновите барути с марки 18/1, 9/7 и 4/1, както и нитроглицериновите с марка НДТ-3 18/1 показани съответно на фиг.1, 2, 3 и 4, с които може да се замени сенсибилизатора от ТНТ във водонапълнените и грубодисперсните експлозиви.

3.В изпълнение на изискванията на Европейската директива 93/15 ЕЕС от 1993 г. през 2002 г. е разработен нов стандарт на ЕС за определяне чуствителността на удар на експлозивите за граждански цели, който от 2006 г. е приет като БДС EN 13631-4.

4.Съгласно новия хармонизиран с ЕС стандарт критерият за определяне на чуствителността на удар на ВВ е енергията в J, при която изпитваното ВВ не реагира (не се взривява и не изпушва). Този критерий дава по-ясна и конкретна представа за този важен показател в сравнение с досегашния метод например по прибор 1 на БДС 15538-82.

5.Устройството за определяне на чуствителността на удар на новия стандарт на ЕС не се различава съществено с изключение на някои детайли с използваните до сега у нас изпитвателни съоръжения.

6.Изследваните бездимни вторични барути са изпитани на чуствителност на удар по новите изисквания на Европейския стандарт като пръчковидните барути се обработват на шайби с дебелина от 3 mm, а барута с марка 4/1 се поставя в поансона в насипно състояние.

7.От извършените изпитвания се установи, че изследваните марки вторични пироксилинови и нитроглицеринови барути имат сравнително висока чуствителност на удар като реагират при енергия на удар от 10 J и 7,5 J и не реагират едва при енергия на удара от 5,0 J, което се осъществява чрез тежест от 1 kg с височина на падане 50 cm.

8.В сравнение с всички видове грубодисперсни, прахообразни и предохранителни амониево-селитрени експлозиви бездимните барути са около 5 пъти по-чуствителни. Те реагират на удар с енергия 5,0 J докато амониево-селитрените ВВ не реагират по правило на удар с енергия 25 J (прибор 1 – 10 kg тежест от 25 cm).

9.Наложително е за сравняемост всички допуснати до производство и употреба ВВ у нас да се изпитат по новия стандарт, за да се определи при каква енергия на удара в J те реагират и при каква енергия не реагират. Това ще даде възможност за класифициране и оценка на промишлените експлозиви по чуствителност на удар, гарантиращо безаварийно производство и употреба.

Литература:

БДС EN 13631-4 Определяне на чуствителността на удар на взривните вещества.

БДС 15538-82 Метод за определяне на чувствителността на удар.

Директива 93/15/ЕЕС за хармонизиране на клаузите, отнасящи се до продажбата и наблюдението на взривни вещества за граждански цели.

Лазаров Сл. Взривни работи, - С.: Техника, 1988.

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ИЗСЛЕДВАНЕ И ОПРЕДЕЛЯНЕ НА НАЙ-ПОДХОДЯЩИТЕ СВЪРЗВАЩИ И ЖЕЛИРАЩИ АГЕНТИ ЗА ПРОИЗВОДСТВО НА СЪВРЕМЕННИ ВОДОНАПЪЛНЕНИ ЕКСПЛОЗИВИ

Валери Митков

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, E-mail videx@videx.bg

РЕЗЮМЕ. При създаване на съвременни водонапълнени експлозиви от изключително важно значение е изследването и определянето на най-подходящ сгъстител.
Въз основа на извършеното изследване се установи, че в нашата страна има наличие на сгъстителите Карбоксиметилцелулоза (КМЦ), полиакриламид и нишесте. При производството на досегашните български водонапълнени експлозиви Габровит и Елотол се използват наличните сгъстители КМЦ и нишесте, както е някои други стабилизиращи добавки. От извършените изпитвания на тези експлозиви се установи, че разтворимостта на компонентите им след 24 часа престой във вода достига до 50-55%, което ги компрометира като водоустойчиви ВВ.
След извършеното изследване за създаване на нови съвременни водоустойчиви експлозиви с марка Видексит е доставен и успешно изпитан сгъстител от серията Гуар с марка М-207 внос от Индия.
С това се решава един от най-съществените въпроси за производство и употреба на водонапълнени експлозиви, които изцяло отговарят на новите изисквания на ЕС.

EXAMINATION AND DEFINITION OF THE MOST APPROPRIATE BINDING AND JELLIYING AGENTS FOR THE PRODUCTION OF CONTEMPORARY WATER FILLED EXPLOSIVES

Valery Mitkov
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail videx@videx.bg

ABSTRACT. In the process of creating water-filled explosives, it is imperative to examine and determine the most appropriate thickener.
Based on the performed examinations, it was determined that in our country there is a presence of thickeners as Carboxymethylcellulose (CMC), polyacrylamide and starch. In the production of the former Bulgarian water-filled explosives Gabrovit and Elotol the available thickeners Carboxymethylcellulose (CMC) and starch were used, as well as some other firming supplements. From the performed tests on these explosives it was determined that the solubility of their components after 24 hours in water reaches 50-55%, which discredit them as water proof explosives.
After the studies for the creation of new contemporary water proof explosives with a trade mark VIDEXIT were conducted, a thickener from the series Guar with a trade name M-207 imported from India was delivered and successfully tested.
This solves one of the most essential questions regarding the production and the use of water filled explosives, which entirely meet the new requirements if the European community.

Въведение

При създаването на съвременни водонапълнени експлозиви от изключително важно значение е определянето и изследването на най-подходящ сгъстител, както и оптималното му съдържание във взривната смес.

Качеството на водонапълнените експлозиви зависи преди всичко от тяхната физична стабилност. При нарушаване на физичната стабилност се появява разслояване на структурата на взривната смес. Това от своя страна води до изтичане на вода, каквито случаи се наблюдават при българското водонапълнено ВВ с марка Габровит и рязко влошаване на взривните параметри (колеблива скорост на детонация от 2500 до 5000 m/s (Лазаров, 1988), голям критичен диаметър над 130 mm и откази във взривните полета).

В практиката са познати няколко типа сгъстители използвани при производството на водонапълнени ВВ.

Най-използваните сгъстители в източноевропейските страни и в Русия до сега са Карбоксиметилцелулозата (КМЦ), полиакриламида, нишестето и др.

В развитите западноевропейски страни, САЩ, Канада и др. най-употребяваният сгъстител се произвежда от Рожково дърво и се нарича Гуаргам.

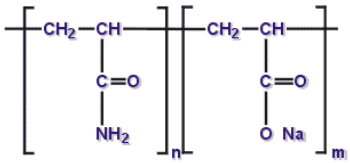
Основни свойства на сгъстителя полиакриламид

Полиакриламидът е твърдо, аморфно, бяло или частично прозрачно вещество без мирис, разтворимо във вода.

Полиакриламидът се използва като флоагулант за прочистване на отпадъчни води, коагулант в металургията, фотореагент, диспергатор и втвърдител. Съдържа се в

отпадните води на фосфатцелулозните заводи и обогатителните фабрики.

На фиг.1 е дадена химическата формула на полиакриламида.



Фиг.1. Химическа формула на полиакриламид

Във вода полиакриламидът постепенно се хидролизира до амониеви соли на полиакрилна киселина.

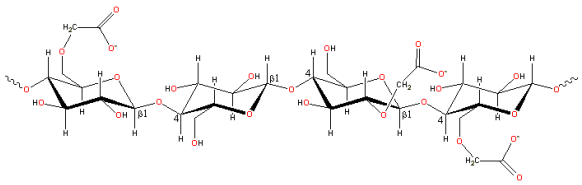
Полиакриламидът е един от основните сгъстители използвани за получаването на гелове, при производството на водонапълнени експлозиви предимно в Русия и източноевропейските страни.

Размерът на порите на гела може да бъде променян за пораждането на различни молекулярни ефекти за отделяне на протеини с различни размери. По този начин, съдържанието на полиакриламида може да бъде контролирано в дадения гел. Чрез контролиране на процента (от 3% до 30%), може да бъде получен точно определен размер на порите, обикновено от 5 до 2000 kdal. Това е идеалният диапазон за редуване на гените, за протеинов, полипептиден и ензимен анализ. Полиакриламидните гелове могат да бъдат отливани хомогенно или с променливи градиенти. Градиентните гелове осигуряват непрекъснато намаляване на размера на порите от върха към дъното на гела, като резултат от тънките свръзки. Точно заради този свързващ ефект може да се направи подробен генетичен и молекулярен анализ на градиентните полиакрилни гелове. Полиакрилните гелове предлагат по-голяма гъвкавост и по-рязко очертани връзки, отколкото арагозните гелове.

Основни свойства на сгъстителя карбоксиметилцелулоза (КМЦ)

Карбоксиметилцелулозата е производна на целулозата. Образува се при реакция на целулозата с алкали и хлороцетна киселина. Тя е полусинтетичен полимер, при който групите CH_2COOH са заместени в глюкозните единици на целулозната верига чрез друга свръзка.

На фиг.2 е дадена структурната химична формула на карбоксиметилцелулозата (КМЦ)



Фиг.2. Структурна формула на Карбоксиметилцелулоза (КМЦ)

КМЦ е безцветен, без мирис, нетоксичен, водоразтворим прах или гранули, pH 6,5-8,0. Стабилен при pH в диапазона 2-10. Неразтворим в органични разтворители. Реагира с тежки метални соли при образуването на филм, неразтворим във вода, безцветен и незасегнат от органични материали.

КМЦ се разтваря бързо в студена вода и се използва основно, за да контролира вискозитета без да се желира. При типични концентрации КМЦ не се желира дори в присъствието на калциеви йони. Неговият вискозитет намалява при нагряване, което може да се използва за подобряване на образуването на обема по време на сушенето, като насърчава формирането на газови балончета. Контролът на вискозитета на КМЦ позволява употребата му като уплътнител. КМЦ може сащо така да се използва като сгъстител заради способността си да задържа вода, която способност е висока дори при нисък вискозитет.

Средно молекулите на КМЦ са малко по-къси, отколкото на естествената целулоза с променлив произход, даваща зони с високо и ниско заместване. Молекулите на КМЦ са най-удължени (приличащи на пръчка) при ниски концентрации, но при по-високи концентрации молекулите се припокриват и се свиват на кълбо и след това, при високи концентрации се вплитат, за да се превърнат в термообратим гел. С увеличаване на йонната мощност и с намаляване на pH се намалява вискозитета, тъй като те карат поримера да стане по-свит.

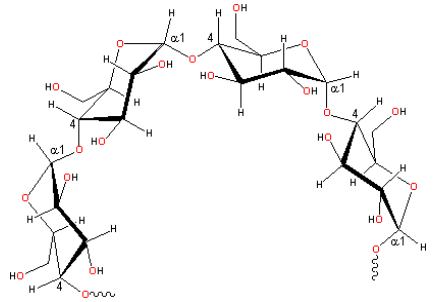
Карбоксиметилцелулозата се използва до сега в България при производството на водонапълненото ВВ с марка Габровит, в което се поставя до 8% и в серията експлозиви ВЖВВ-25 и 30 до 2-3% (Лазаров, Куцаров, 1984). КМЦ се използва до сега като сгъстител при производството на водонапълнени експлозиви и в редица източноевропейски страни, както и в Русия.

Основни свойства на сгъстителя нишесте

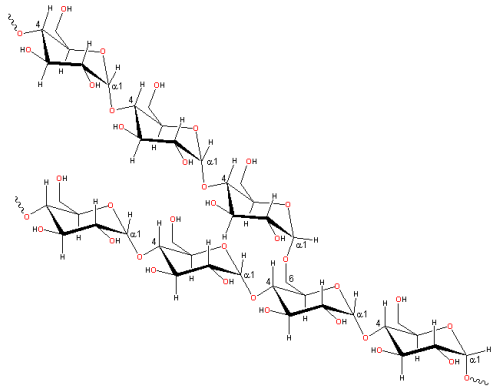
Нишестето е главният запас на въглехидрати в семето и в подземните стебла на растенията, където се среща под формата на гранули, всяка от които съдържа няколко милиона молекули амилопектин и много по-голям брой по-малки амилозни молекули. Без съмнение най-големият източник на нишесте е царевицата. Други използвани източници са житото, картофите и ориза. Амилопектинът (без амилозата) може да бъде изолиран от „восъчното" царевично нишесте, докато амилозата (без амилопектина) се изолира най-добре след специфична хидролиза на амилопектина с pollulanase.

На фиг.3 е дадена структурната формула на нишестето амилоза, а на фиг.4 структурната формула на нишестето амилопектин.

Амилозата и амилопектинът са неприсъщо несъвместими молекули. Амилозата има ниско молекулярно тегло и относително издължена форма, догато амилопектинът има големи, но компактни молекули.



Фиг.3. Структурна формула на нишисте – амилоза



Фиг.4. Структурна формула на нишесте – амилопектин

Молекулите са ориентирани радиално в гранулата на нишестето и когато радиусът се увеличава, увеличава се и броят на разклоненията, необходими за запълване на пространството, с последващо образуване на концентрични райони с редуващи се аморфни и кристални структури.

Някои амилопектини (например от картофа) имат фосфатни групи прикачени към някои хидроксилни групи, което увеличава тяхната хидрофиличност и набъбващата им сила.

Нишестето е евтин продукт с многостранна употреба. Използва се активно като уплътнител, воден споител, емилсионен стабилизатор и желиращ агент. В природата нишестето се намира плътно прилепнало и радиално опаковано в дехидратираните гранули с определена форма и размер (царевица, 2-30 μm; пшеница 1-45 μm; картоф, 5-100 μm).

Една от двете съставки на нишестето амилозата има най-полезната функция на хидроколоид. Нейната издължена структура е причината за високия вискозитет на водоразтворимото нишесте и се променя относително малко от температурата. Свободно издължените спираловидни вериги притежават относително хидрофобна вътрешна повърхност, която не задържа добре водата и така по-хидрофобни молекули като липидите и ароматните съставки могат лесно да ги изместят. Амилозата образува полезни гелове и филми. Нейното свързване и кристализация (ретроградация) при охлаждане и съхранение намалява стабилността ѝ и причинява свиване и освобождаване на вода (синереза). Повишената концентрация на амилоза намалява влажността на гела, но увеличава неговата плътност. Амилопектинът интерферира при взаимодействието между амилозните вериги (и ретроградацията) и неговият разтвор предизвиква първоначална загуба на вискозитет.

Нишестето като сгъстител се използва при производството на водонапълнени експлозиви с марка Елотол. При производството на тези експлозиви обаче сместа трябва да се загрява до температура над 65-70°C. Освен това до сега не се получава добра водоустойчивост при използване на нишестето като сгъстител и разтворимост след 24h от 40-50% от взривното вещество, което е неприемливо.

Основни свойства на сгъстителите от серията Гуар

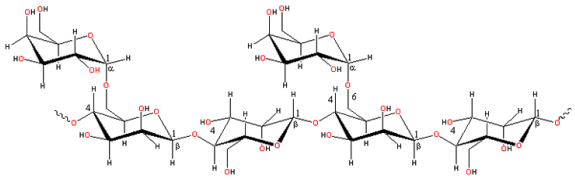
Сгъстителите от серията Гуар са най-употребявани в развитите страни при производството на съвременни ВЖВВ. От тях са познати няколко разновидности:

а) Сгъстител Гуар гам (E412)

Сгъстителят Гуар гам (E412, наричан също така гуаран) се извлича от семето на пеперудоцветния храст *Cyamopsis tetragonoloba*.

Гуар гам е галактоманан, подобен на locust bean gum (смола на рожково дърво) състоящ се от (1→4)-свързани β-D-манопиранозни гръбнаци с разклонения от техните 6-позиции свързани с ά-D-galactose (т.е. 1→6-свръзка- ά -D-глактопираноза). Има между 1,5-2,0 манозни остатъка на всеки глактозен остатък.

На фиг.5 е дадена структурната формула на сгъстителя Гуар гам E412.



Фиг.5. Структурна формула на сгъстителя Гуар гам E412

Гуар гам е изграден от не-йонни полидисперсни полимери с формата на пръчка, съставени от молекули (по-дълги, отколкото откритите в locust bean gum) съставени от около 10 000 остатъка. По-високото заместване на глактозата увеличава сковаността (т.е. намалява гъвкавостта), но намалява цялостната разтегливост и радиуса на въртене на изолираните вериги. Глактозните остатъци предпазват взаимодействията между силните вериги, тъй като малкото незаместени чисти зони имат минимален брой (около 6).

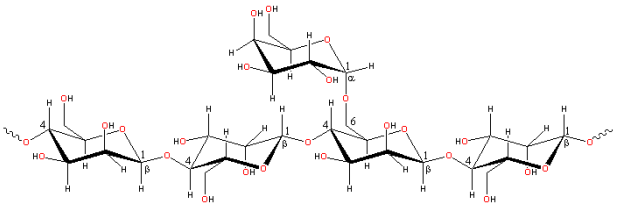
Гуар гам е икономичен уплътнител и стабилизатор. Той бързо и изцяло се хидратира в студена вода, за да създаде високо вискозни псевдопластични разтвори на обикновено по-голям вискозитет, сравнен с други хидроколоиди и много по-голям от този на locust bean gum. Високите концентрации (~1%) са силно тиксотропични, но ниските концентрации (~ 0,3%) са доста по-малко тиксотропични.

Гуар гам е по-разтворим от locust bean gum и по-добър емулгатор, тъй като той има глактозни разклонени точки. За разлика от locust bean gum, той не се желира, но показва добра стабилност при циклите замръзване-разтопяване. Като не-йонни вещество Гуар гам не се въздейства от йонната мощност или pH противоположностите от температурата (т.е. pH 3 при 50°C). С казеин, Гуар гам става слабо тиксотропично, образувайки двуфазна система съдържаща казеин.

б) Сгъстител Гуар (E410)

Сгъстителят Гуар (E410, наричан още смола от рожково зърно или Карубин) се извлича от семената (ядките) на рожково дърво (Caretonia siliqua). То образува хранителния резерв за семената и помага да се задържи водата при сухи условия.

На фиг. 6 е дадена структурната формула на сгъстителя Гуар E 410.



Фиг.6. Структурна формула на сгъстителя Гуар E 410.

Гуарът е полидисперсен, състоящ се от не-йонни молекули изградени от 2000 остатъка. По-ниската заместимост на глактозата намалява твърдостта (т.е. увеличава гъвкавостта), но увеличава разтегливостта на изолираните вериги.

Гуарът е по-малко разтворим и с по-нисък вискозитет от Гуар гам, тъй като има по-малко глактозни клонови точки. Необходимо е да се загрее, за да се разтвори, но е разтворим във вода. Гуар се различава от Гуар гам в това, че образува термо-необратими гелове посредством свързването на районите с недостиг на глактоза и по този начин има по-слабо поведение на замръзване-разтопяване. Тъй като е не-йонно вещество, Гуар не се влияе от йонната сила или pH.

Гуарът забавя значително образуването на ледени кристали, посредством формирането на структурен гел върху твърдата/течната повърхност. Това се случва в частност заради цикъла замръзване-размразяване, който способства за възпрепятстването на кристализацията на галактомана.

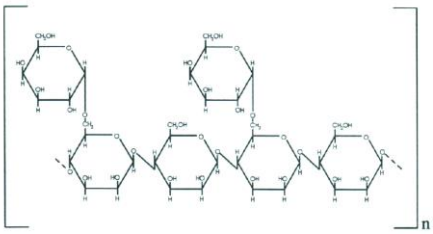
Избор на най-подходящ сгъстител

Въз основа на извършеното проучване се установи, че в нашата страна има наличие на сгъстителите карбоксиметилцелулоза, полиакриамид и нишесте и същите се използват за производството на досегашните наши водонапълнени експлозиви. От извършените изпитвания до сега обаче се установи, че разтворимостта на компонентите на всички досега произвеждани наши експлозиви с марки Габровит, ВЖВВ-25 и 30 и Елотол поставени във вода на 24-я час достига до 50-55%, което ги компрометира като водоустойчиви такива.

С цел да се реши този кардинален въпрос на база извършено проучване на чуждия опит се установи, че най-качествените Слари в развитите страни се произвеждат със сгъстител от Рожково дърво наречен Гуар гам, който отлично набъбва във вода и се постига висок вискозитет при малка концентрация. У нас до сега този сгъстител не е употребяван.

След извършеното проучване с цел създаване на ново поколение водоустойчиви водонапълнени експлозиви беше доставено от Индия определено количество сгъстител с марка „Гуар-М-207", с което бяха извършени съответните изследвания (Митков, 2006).

На фиг.7 е показана структурната формула на сгъстителя Гуар-М-207 внос от Индия.



Фиг.7 Структурна формула на сгъстителя Гуар М-207 доставен от Индия.

От извършените изследвания се установи, че при използване на сгъстител Гуар М-207 от порядъка на 0,5-1,0%, разтворимостта на компонентите на ВВ с марка Видексит след 24 h престой във вода е от порядъка на 10-11%, което нарежда нашето ВВ тип Слари сред най-добрите европейски и световни образци.

Изводи

От извършените изследвания могат да се направят следните основни изводи и заключения:

1.При производството на водонапълнени експлозиви за сгъстители се използват желиращите агенти полиакриламид, карбоксиметилцелулоза (КМЦ), нишесте и сгъстители от серията Гуар.

2.В Русия, редица източноевропейски страни и у нас до сега при производството на водонапълнени експлозиви за сгъстители се използват преди всичко полиакриламид, КМЦ и нишесте, вследствие на което не се получават добри водоустойчиви качества на експлозивите.

3.До сега произвежданите у нас водонапълнени експлозиви с марки Габровит, ВЖВВ-25 и 30 и Елотол са с желиращ агент КМЦ и нишесте, вследствие на което след престояване във вода от 24 h се разтварят 50-55% от компонентите на ВВ. Това ги компроментира като водоустойчиви експлозиви. Освен това се отбелязва

деструктуриране и изтичане на вода и други компоненти след престояване на склад от 30-45 дни.

4.При създаването на ново поколение водонапълнени експлозиви от серията Видексит за желиращ агент се използва сгъстителя от серията Гуар и по-специално Гуар М-207 внос от Индия със съдържание от 0,5-1,0%, при което се получава много добра водоустойчивост и разтворимост след 24 h от 10-11%.

Сгъстителите от серията Гуар се използват преобладаващо при производството на съвременни експлозиви тип Слари в развитите страни в Европа и света.

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

ЛИТЕРАТУРА

Лазаров, Сл. Б. 1988. *Взривни работи*. С., Техника,

Лазаров, Сл. Б., Куцаров, Б. 1984. Водосъдържащи взривни вещества за открити рудници. - *Сп.Рудодобив*, *бр.3.*

Митков, В.Е. 2006. Определяне на най-подходящото количество на сгъстителя Гуар М-207 и на водоустойчивостта и плътността на новите взривни смеси. – *сп. Експлозив*, *бр.4*, 15-16.

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

МЕТОД, ТЕХНОЛОГИЯ И СЪОРЪЖЕНИЯ ЗА ДЕЛАБОРИРАНЕ НА НЕНУЖНИ БОЕПРИПАСИ И ПОЛУЧАВАНЕ НА ВТОРИЧЕН БЕЗДИМЕН БАРУТ

Валери Митков[1], Гергана Камбурова[2]

[1] Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, E-mail videx@videx.bg
[2] Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, E-mail minenergo@yahoo.com

РЕЗЮМЕ. В статията се разглежда извършената работа по Правителствена програма за разработване на безопасен и ефективен метод за делабориране на ненужни боеприпаси и получаване на вторичен бездимен барут, който да се използва като сенсибилизатор за разработване на съвременни водонапълнени промишлени експлозиви.
За целта е извършено изследване на конструкциите на най-разпространените ненужни боеприпаси включващи изстрели и мини с калибър над 57 mm и е разработена схема за безопасното и ефективното им делабориране.
Разработената схема и технология е успешно експериментирана в промишлени условия в завод Миджур, с.Горни Лом, като въз основа на това се разработват по утвърдени технологични задания необходимите нови съоръжения и детайли.
Освено това е направен качествено-количествен анализ на най-употребяваните марки бездимни барути произведени както с летлив, така и с трудно летлив разтворител.

METHOD, TECHNOLOGY AND EQUIPMENT FOR DELABORATION OF NEEDLESS AMMUNITIONS AND RECEIVING OF SECONDARY SMOKELESS POWDER

Valeri Mitkov[1], Gergana Kamburova[2]
[1] University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail videx@videx.bg
[2] University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail minenergo@yahoo.com

ABSTRACT. The article examines the accomplished work regarding a Governmental program for development if a safe and effective method for delaboration of needless ammunitions and gathering of secondary smokeless powder, used as a sensibilizer for the development of contemporary water gel industrial explosives.
For this purpose, and examination of the structures of the most popular needless ammunitions including shots and mines with caliber over 57 mm was performed and a scheme for their safe and effective delaboration was developed.
The developed scheme and technology was successfully experimented at industrial conditions in Midjur factory, Gorni Lom village. Based on that the necessary new installations and details were developed according to approved technological assignments.
Besides a quality-quantity analysis of the most used brands of smokeless powders produced with volatile as well as hard volatile solvent was performed.

Въведение

Въпросът за делабориране на ненужни армейски боеприпаси и намиране на начини и средства за оползотворяване на вторичните материали като суровини за промишлено производство е особено актуален проблем през последните години.

Ненужните армейски боеприпаси се съхраняват в специализирани складове от дълги години, трудно подлежат на проверка и оценка на тяхната надеждност и безопасност и тяхното по-нататъшно съхранение изисква значителни средства и труд.

Досегашната практика в поделенията на МО е извършване на частична делаборация и унищожаване на вторични взривни продукти чрез изгаряне или взривяване. При тези процеси се получава силно замърсяване на околната среда с различни токсични газопрахови емисии. Освен това целият този процес е и взривоопасен.

В редица страни от Европейския съюз, както и в развитите страни в света се извършват редица нови разработки за безопасно, екологично и ефективно делабориране на ненужни армейски боеприпаси и изследвания за максимално оползотворяване на получаваните вторични продукти в промишлеността.

В нашата страна действа такава Правителствена програма от есента на 2005 г. В изпълнение на тази програма е разработен метод и технология за безопасно, екологично и ефективно делабориране на ненужни боеприпаси и по-нататъшно оползотворяване на вторичните материали.

Основна характеристика на боеприпасите подлежащи на утилизация

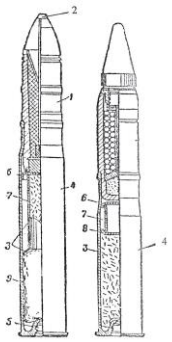
Устройствата предназначени за зареждане на артилерийските системи и стрелба с тях се наричат изстрели. Те представляват съвкупност от снаряд от

бризантно ВВ, боен заряд барут, гилза, взривател (запалка) и средство за възпламеняване.

Бойните изстрели представляват основната част от подлежащите на утилизация ненужни боеприпаси. В зависимост от начина на зареждане изстрелите се делят на изстрели с патронно зареждане (унитарни) и изстрели с разделно гилзово зареждане.

В унитарните изстрели всички елементи са съединени в едно цяло. Унитарните изстрели се употребяват в артилерийските системи с калибър до 100 mm включително.

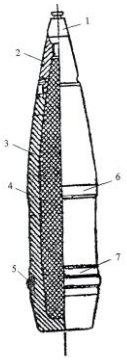
На фиг.1 са дадени схеми на наличните изстрели с патронно зареждане.



Фиг. 1. Схема на изстрели с патронирано зареждане:
1-снаряд от бризантно ВВ; 2-взривател (запалка); 3-боен заряд от бездимен барут; 4-гилза за барутния заряд; 5-капсулна втулка; 6-капак; 7-картонен цилиндър; 8-междинна тапа; 9-флегматизатор.

При изстрелите с разделно гилзово зареждане снаряда от бризантно ВВ е отделен от гилзата с бойния заряд от бездимен барут с определени спомагателни елементи. С такива изстрели окомплектовани артилерийските системи с калибър над 100 mm.

На фиг.2 е дадена схема на осколочно-фугасен снаряд с навинтваща се глава.



Фиг. 2. Схема на осколочно-фугасен снаряд:
1-взривател; 2-навинтваща се глава; 3-корпус; 4-бризантно взривно вещество; 5-водящ пояс; 6-горно централно удебеление; 7-долно централно удебеление.

Артилерийският снаряд като цяло представлява съвкупност от обвивка (корпус) и снаряжение от бризантно взривно вещество. Снарядите с поставен взривател са окончателно снарядени.

Обвивката (корпуса) на артилерийския снаряд се прави обикновено от стомана, а в някои случаи от стоманизиран чугун.

В зависимост от предназначението на снаряда, калибъра му, условията за производство и начина на снарядяване, той може да се състои от една или няколко части. Корпусите на бронебойните, осколочните и осколчно-фугасните снаряди от малък и среден калибър са от една част и се наричат целокорпусни.

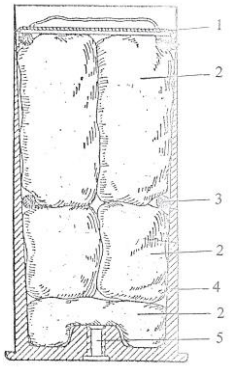
Съставните корпуси обикновено се състоят от две части – основна част и завинтващо се дъно. Такива са бронебойните и бетонобойните снаряди. Кумулативните снаряди обикновено са с основна част и навинтваща се глава.

Снарядите се делят на две основни групи с основно и специално предназначение. Снарядите с основно предназначение са осколочни, осколочно – фугасни, фугасни, бронебойни, кумулативни и бетонобойни. Изстрелите с такива снаряди представляват основната част на боеприпасите в Българската армия подлежащи на утилизация. При тях основното бризантно ВВ, с което са снарядени е тротила (ТНТ).

Бронебойните и кумулативните снаряди, поради своето предназначение, са снарядени с по-мощни бризантни ВВ – хексоген и октоген.

Втората основна част на изстрелите е гилзата. Основното предназначение на гилзата е да се постави в нея необходимия боен заряд от бездимен барут и да го предпази от външни въздействия. Към гилзата са поставени спомагателни елементи за средствата за възпламеняване и сглобяването в едно цяло на гилзата с барутния заряд и снаряда с бризантното ВВ в унитарните изстрели.

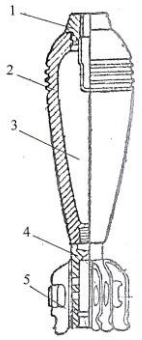
На фиг.3 е дадена схема на гилза с боен заряд от бездимен барут.



Фиг. 3. Схема на гилза с боен заряд от бездимен барут:
1 - херметезиращ капак; 2 - бездимен барут; 3 - пламегасител; 4 - гилза; 5 - капсулна втулка.

Гилзите обикновено се изработват от месинг или стомана.

Друга основна група боеприпаси подлежащи на утилизация са мините. На фиг.4 е дадена схема на осколочна мина.



Фиг. 4. Схема на осколочна мина:
1-взривател; 2-корпус на мината; 3-бризантно ВВ; 4-тръбичка на стабилизатора; 5-перки на стабилизатора

Най-голямата част боеприпаси подлежащи на утилизация са 100 mm изстрели с осколочен снаряд и пълен заряд за танково оръдие и 100 mm осколочно-дистанционни изстрели. Тези боеприпаси са снарядени с 13 574 t ВВ и представляват около 17,9% от цялото количество подлежащо на утилизация. Изстрелите са унитарни, като снаряда от бризантно ВВ и бойния заряд от бездимен барут са скопчани в едно цяло. Изстрелите от този вид са комплектовани с капсулни втулки КВ-4 или КВ-13, предназначени да осигурят подаването на достатъчно силен огневи импулс за запалването на възпламенителя димния барут ДОБ-1.

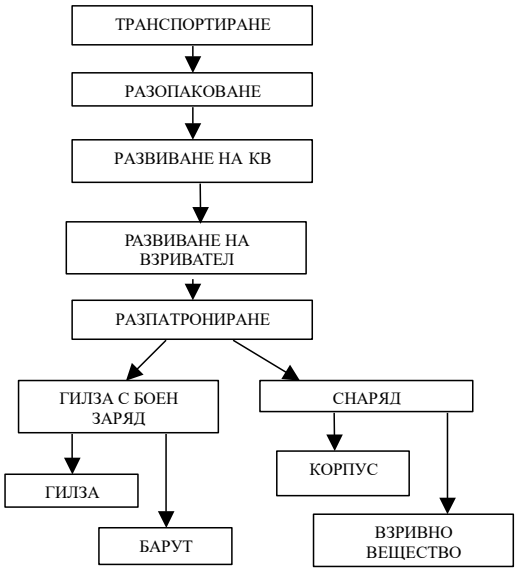
Друга основна група боеприпаси подлежащи на утилизация са 122 mm и 152 mm осколочно – фугасни изстрели, които представляват около 12% от общото количество или 9 154 t ВВ. Устройството на тази група боеприпаси е еднотипно, като разликата е основно в калибъра и състава на бойния заряд, който обикновено е от две или повече марки бездимен барут. Тези изстрели са разделно гилзови, като снаряда и гилзата с барутния заряд не са скопчани в едно цяло.

Изстрелите с кумулативен снаряд подлежащи на утилизация са 100 mm за танково оръдие и обхващат около 7,6% или 5 737 t ВВ. Тези кумулативни изстрели се състоят от кумулативен невъртящ се снаряд и взривател, гилза с капсулна втулка и барутен заряд. Кумулативният невъртящ се снаряд се състои от корпус, навиваща се глава и други детайли. Бризантното ВВ е флегматизиран хексоген, а барутния заряд – пироксилинов барут.

Мините подлежащи на утилизация са представени от 82 mm осколочни мини и 120 mm осколочно-фугасни мини, които обхващат 6,8% или 5 161 t ВВ. Принципното устройство на тези две системи е идентично. Обвивката е изработена от стоманизиран чугун при целокорпусните мини или от стомана при мините с навинтена глава. Използва се основно бризантното ВВ тротил или смес на тротила с експлозиви с по-малка мощност. Барутният заряд се състои от възпламенител – ДОБ-2 и бездимен пироксилинов барут.

Метод и технология за делабориране на боеприпаси подлежащи на утилизация

На базата на извършения анализ и изследване на основните характеристики и конструкциите на различните видове изстрели подлежащи на утилизация е разработена принципна схема за последователността и видовете дейности и операции по делаборация на боеприпасите. Целта е да се извърши пълно разкомплектоване на ненужните боеприпаси, като се осигури безопасно, екологично, ефективно и пълно отделяне и получаване на вторични взривни материали – бризантни ВВ и димни и бездимни барути. Цели се също да се разкомплектоват изцяло и металните и други части на различни видове ненужни боеприпаси. На фиг.5 е дадена разработената принципна схема.



Фиг. 5. Принципна схема за безопасно и ефективно делабориране на ненужни боеприпаси и извлечение на вторичните взривни компоненти.

Принципната схема обхваща основните операции и последователността им за пълно разкомплектоване на ненужните боеприпаси включваща транспортирането, разопаковането, разделянето на отделни елементи и извличане на вторичните продукти.

По разработената принципна схема са експериментирани различни методи за безопасна и ефективна делаборация на изстрелите и на отделните им елементи според техния вид (унитарни или с разделно-гилзово пълнене) и според вида на снаряда, който комплектова съответните изстрели.

От извършените експерименти се установи, че развиването на капсулната втулка може да се извърши на станок с ръчно задвижване на ключа. По тази технология могат да се развият над 99% от капсулните втулки.

При спазване на мерките за безопасност (не се допуска хвърляне, изпускане или чукане по изстрела и капсулната втулка) няма предпоставки за допускане на произшествия. Изстрелите с неразвити капсулни втулки се изваждат от

технологичния поток, като развиването се извършва в бронекабина на устройство с механично задвижване.

Развиването на взривателите се извършва ръчно с използване на щатен ключ предписан от производителя. Изстрелите (снарядите), на които не може да се развие взривателя се отделят. Развиването се извършва в бронекабина механично, като се използва специално изработен ключ на универсално устройство.

Важен елемент в утилизацията на унитарните изстрели е тяхното разкопчаване (отделянето на снаряда от гилзата с барутен заряд). Извършените опити показват, че най-рационално и икономически обосновано е тази дейност да се извършва на универсални устройства, даващи възможност за бързо преминаване от една система на друга. Използването на такова устройство дава възможност за висока производителност на труда, като същевременно осигурява максимална безопасност на работещите с нея.

Разкопчаването на изстрелите се извършва посредством плавно изтегляне на снаряда от гилзата, което не позволява да има механично въздействие върху опасните елементи – барут и снаряда от бризантното ВВ.

Изваждането на барута се извършва ръчно, като използваните инструменти задължително трябва да бъдат от цветен метал (месинг). Дейностите трябва да се извършват в помещения снабдени с работеща вентилационна система. Бойният заряд се разкомплектова, като барута се разделя по видове и марки и се съхранява в отделни опаковки.

Другият важен елемент в цялостната утилизация на даден боеприпас е извличането на бризантното взривно вещество от корпуса на снаряда.

В зависимост от вида на снаряда и вида на бризантното ВВ, с което той е снаряден, процесът може да бъде извършен по два метода:

а) Разтопяване на взривното вещество – за снаряди с ВВ от тротил.

б) Разтопяване на слепващото вещество (смола) между корпуса на снаряда и пресовано ВВ за снаряди, на които разривният заряд е съставен от ВВ хексоген.

Извличането на тротила чрез разтопяване може да бъде осъществено по няколко метода:

- Чрез директно загряване на тротила посредством подаване на водна пара в очкото на снаряда на щуцерни съоръжения (Пузырева, 2001).
- Посредством индиректно загряване на тротила във вана с вода подгрявана от прегрята пара.
- Посредством индиректно загряване на тротила на съоръжение без контакт на работната течност (масло) и ВВ тротил (Фиошина, Русин, 2001).

Използването на първите два метода се характеризира с редица недостатъци, като необходимост от изграждане на парова централа и преносна мрежа с висок разход на пара, необходимост от пречиствателно съоръжение за отпадните води, с реална възможност от екологично замърсяване, получаване на ВВ тротил с ниско качество и необходимост да се работи на открито, поради голямото количество водна пара отделяна при процеса.

Всички тези недостатъци се избягват при третия метод.

При него загряването на снаряда до стапянето на тротила се извършва посредством циркулиращо в затворена система масло. Това позволява по-голяма компактност на съоръжението, намаляване разходите по неговата подръжка и осигуряване на непрекъснатост на технологичния процес (Генералов, 2004).

Полученият тротил по този метод е с характеристики позволяващи неговото влагане при производството на промишлени експлозиви, без да е необходимо изсушаване и пречистване.

Вредните емисии (чувствително по-малки отколкото при другите два метода) получени при разтопяването на тротила се улавят от филтрите на вентилационната система. По този начин се предотвратява възможността за замърсяване на околната среда.

При обработката на снарядите по този метод се гарантира 100% извличане на взривното вещество от корпуса.

Методът позволява съоръжението да се обслужва от минимален брой работници, което осигурява висока ефективност.

По този метод може да бъдат утилизирани 100 mm изстрели с осколочно-фугасен снаряд за танково оръдие, 100 mm осколочно-дистанционни изстрели, 122, 130 и 152 mm осколочно-фугасни изстрели, 152 mm бетонобойни изстрели и 82 mm и 120 mm осколочни и осколочно-фугасни мини.

Посочените боеприпаси обхващат около 46,54% от всички подлежащи на утилизация и 71,28 % от танковите, артилерийски, зенитни и минохвърлачни бойни припаси или 35 446 t ВВ.

Бронебойните и кумулативни снаряди се снарядяват с по-мощни взривни вещества като се използва флегматизиран хексоген (А-IX-1) при кумулативните и смес на хексоген с алуминиева пудра (А-IX-2) при бронебойните.

Взривното вещество поставяно в тях предварително се пресова по формата и размера на камерата на снаряда. Закрепването на пресовката към корпуса се извършва посредством различни смоли. По тази причина утилизацията може да се извършва посредством разтапяне на слепващите вещества (смоли), след което пресовките могат да бъдат извадени от корпуса на снаряда. Разтапянето на свързващото вещество се извършва на съоръжения, чрез индиректно подгряване до 80° на снарядите.

По този метод може да бъдат утилизирани 100 mm, 122 mm, 130 mm и 152 mm кумулативни и бронебойни изстрели.

Извършеното експериментиране на разгледаните методи за утилизация на артилерийски бойни припаси показва основно следното:

- При спазване на изискванията на технологичните инструкции, процесът на утилизация е безопасен за работниците извършващи съответните дейности.
- Получава се бездимен вторичен барут с добри качества, което позволява по нататъшното му използване с или без допълнителна обработка.

Въз основа на успешното експериментиране на разработените методи и схеми за безопасна и ефективна делаборация на различните видове боеприпаси подлежащи на утилизация са конструирани и разработени съоръжения за:

- разпатрониране на унитарни артилерийски изстрели;
- извличане на бризантното ВВ тротил от осколочни, осколочно-фугасни и фугасни снаряди;
- развиване на капсулни втулки;
- развиване на дъната на бронебойните и бетонобойните снаряди;
- развиване на челната част на кумулативните снаряди.

Изработените съоръжения са внедрени в практиката при делабориране на различни видове боеприпаси подлежащи на утилизация в завод Миджур – с.Горни Лом, като се осигурява безопасна и екологично чиста работа.

ОСНОВНИ ИЗВОДИ И ПРЕДЛОЖЕНИЯ

От извършената работа по разработване на метод, технология и съоръжения за безопасно и ефективно делабориране на снаряди и изваждане на вторични взривни материали могат да се направят следните основни изводи и предложения:

1. Извършен е подробен анализ на конструкциите на най-широко разпространените налични армейски боеприпаси подлежащи на утилизация включващи изстрели и мини с калибър над 57 mm представляващи над 80 % от наличните ненужни боеприпаси.
2. Разработена е схема за безопасно, екологично и ефективно делабориране на армейски боеприпаси подлежащи на утилизация и пълно извличане на вторичните взривни компоненти.
3. Извършени са успешни експерименти за проверка на безопасността и ефективността на разработените методи и схема за делабориране на ненужни боеприпаси. За целта са използвани специално устроени отделни помещения в завод Миджур, с.Горни Лом.
4. Оценена е надеждността и ефективността на разработената схема и методи за делабориране на ненужни боеприпаси, вследствие на което се счита, че на успешна делаборация и извличане на вторични взривни материали подлежат изстрели и мини от калибър 57 mm до 152 mm, което представлява над 95% от армейските боеприпаси подлежащи на утилизация.

ЛИТЕРАТУРА

Генералов, М.В. 2004. *Основные процессы и аппараты технологии промышленных взрывчатых веществ.* М., ИКЦ Академкнига, 397 с.

Пузырева, Н.Г. 2001. *Взрывчатые вещества, пиротехника, средства инициирования в послевоенный период.* М., Гуманистик, 928 с.

Фиошина, М.А., Русин, Д.Л. 2001. *Основы химии и технологии порохов и твердых ракетных топлив*. М., РХТУ, 316 с.

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ИЗИСКВАНИЯ ЗА РАЗРАБОТВАНЕ НА ПРОЕКТИ И ПАСПОРТИ ЗА ПРОБИВНО-ВЗРИВНИ РАБОТИ

Димитър Христанов

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

РЕЗЮМЕ. Проектът за пробивно-взривни работи е основна техническа документация за извършване на пробивно-взривни работи, а паспортът е документ, по които се изписват взривните материали, и се изпълнява взривяването. Паспортът се изготвя на основа проекта на пробивно-взривни работи и е задължителен документ за извършване на всяко конкретно взривяване. От правилното им и точно разработване зависи ефективността на взривните работи и степента на безопасност.

REQUIREMENTS FOR WORKING OUT PROJECTS AND PASSPORTS FOR BLASTING DUTIES

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

ABSTRACT. Project for blasting duties is a basic technical documentation for executing some explosions, and the passport is a document consists of the explosion materials and way of making explosions. Passport is designed according to the project of blasting duties and it is stationery document, when executing each concrete explosion. The effect of the explosion duties and safety grade depend on their right and accurate development.

Въведение

Съгласно Правилника по безопасността на труда при взривните работи - 1997 г. (ПБТВР):

⇒ **проекта за пробивно-взривни работи е основната техническа документация за извършване на пробивно-взривни работи.**

⇒ **паспорта за пробивно-взривни работи е задължителен документ за извършване на всяко конкретно взривяване.**

Практиката показва, че в много случаи проектите са непълни и не са разработени в необходимата последователност. Пропускат се условията, свързани с избор на подходящо взривно вещество, с определяне на рационалната дълбочина на взривните дупки, с конструкцията на заряда, схемите на взривяване и др. Не са посочват важни техникоикономически показатели, необходими за оценка на икономическата ефективност на взривните работи. Мерките за техническа безопасност не винаги отразяват конкретните особености на работното място. При разработване на организацията на самото взривяване не се вземат в предвид конкретните условия. Недостатъци има и в графическата част, която не отразява достатъчно добре съществуващото положение, технологията на изпълнение на взривните работи в много случаи липсва или е на ниско техническо ниво.

Паспортите на пробивно-взривните работи (ПВР), които представляват изпълнителен документ на взривяването, също притежават съществени недостатъци. По-големите предприятия имат разработена форма на паспорт, която се счита за типова, като в тях няма данни за конкретното взривяване, което е абсолютно задължително. В по-малките минни предприятия обаче паспортите са или недостатъчно пълни, или са съставени неправилно.

Поради гореизложените причини понататък в доклада се засяга въпроса за изискванията за разработване на проекти и паспорти съгласно ПБТВР.

Проект за пробивно-взривни работи

Съгласно ПБТВР проектите за пробивно-взривни работи задължително трябва да съдържат следните части:

⇒ **обща;**
⇒ **технически условия;**
⇒ **изчислителна;**
⇒ **безопасност на труда;**
⇒ **графична.**

Общата част съдържа:

⇒ **утвърдена титулна страница;**
⇒ **въведение с кратка характеристика на района и обекта;**
⇒ **задание за проектиране, утвърдено от възложителя.**

На **титулната страница** се написва: наименованието на проектантската организация, наименованието на проекта, фазата на проектиране, сметната стойност, организацията

възложител (инвеститор), организацията изпълнител на проекта, подписи на длъжностните лица на организацията съгласували проекта.

Във **въведението** се дава кратка географска и териториална характеристика на района, в който се намира обекта, неговото предназначение, транспортни и съобщителни връзки с по-важни административна в стопански центрове, възможностите за набиране на работна ръка и битово осигуряване.

Заданието за проектиране е изходният документ за съставянето на проекта. В него се посочват всички изходни данни и изисквания към проекта. Заданието за проектиране се представя от организацията възложител.

В заданието се посочва:

⇒ целта на проекта и обемът на подлежащите за взривяване скални маси (откривка, полезно изкопаемо, изкопи, насипи и др.);

⇒ посочват се източниците на електроенергия, сгъстен въздух, водоизточници, складова база за взривни материали и разстоянието до обекта;

⇒ изискванията за защита от въздействие на взрива върху сгради, машини, съоръжения, исторически и материални ценности и др.;

⇒ срокът за проектиране, наличност на механизация, работна ръка, изисквания към размерите на кондиционния със от страна на изкопно-товарните и транспортни машини и приемни устройства, допустим процент негабарити, организация на труда и режим на работа на обекта;

⇒ към заданието се прилага графическа документация, която се съдържа - списък на използваните проектни материали за обекта, (сгради, фундаменти, конструкции и др.) разработени от други проектантски организации, маркшайдерска документация, ситуационен план на местността в района на взривяването, с радиус по-голям от взривоопасната зона;

⇒ геоложки планове и профили с конкретни разновидности за обекта.

Заданието за проектиране се подписва и утвърждава от организацията възложител на проекта.

В техническите условия се дават геоложки, технически и конструктивни данни за взривявания обект и за охраняемите обекти, както и разстоянията и особености на теренно-ситуационното разположение.

В изчислителната част се определят параметрите на пробивно-взривните работи, посочват се механизацията, методите за извършване на вторичните взривни работи и се дава организацията и реда за извършване на различните видове работи.

Това е основният раздел, от който зависи ефективността на ПВР. В него се определят възможните варианти, решения за изпълнение на заданието на проектиране (примерно при взривяване с едноредно иди многоредово разположение на зарядите, по кой метод ще се извърши взривяването и др.).

При изчисляване на параметрите на ПВР се избира методиката за оразмеряване, като се използват опитни данни от практическите резултати на близки обекти, информация от литературни източници с внедряване на най-новите достижения на науката и техниката в областта на ПВР.

В параметрите на пробивно - взривните работи се посочват:

⇒ параметри на работното стъпало или взривното поле;

⇒ избор на рационален диаметър на сондажа;

⇒ избор на взривно вещество (ВВ) и относителен разход на ВВ;

⇒ линейна маса на заряда;

⇒ линия съпротивление в основата или линия на най-малко съпротивление;

⇒ разстояние между зарядите;

⇒ разстояние между редовете;

⇒ дължина на преудълбаването;

⇒ дължина на сондажа;

⇒ дължина на забивката;

⇒ дължина на заряда;

⇒ максимална маса на заряда ВВ в сондажа;

⇒ необходима маса на заряда ВВ в сондажа;

⇒ конструкция на зарядите;

⇒ интервал на закъснение;

⇒ схема на свързване и взривяване.

⇒ необходима механизация, производителност и брой на: сонди, компресори, пробивни чукове, бутобой, машини за зареждане с ВВ и забивка, спомагателна механизация и др.

Вторични взривни работи:

⇒ метод за вторично раздробяване на негабаритите;

⇒ метод за ликвидиране на пети, прагове, козирки, отказали сондажни заряди и др.

Организация на работата по зареждане и взривяване се изразява в:

⇒ режим на работа на обекта (продължителност на смените и техния брой в денонощие;

⇒ организация на труда при пробивните работи.

⇒ организация на работата при зареждане, свързване и провеждане на взривяването;

⇒ организация на работата при вторичните ВР. Определяне на разходите на труд за пробиване, доставка, зареждане, взривяване и вторично раздробяване.

В раздела за безопасност на труда се определят:

⇒ безопасността на труда при пробивните работи;

⇒ безопасността на труда при взривните работи;

⇒ границата на опасната зона по различните фактори;

⇒ мерките за ограничаване вредното въздействие от взрива;

⇒ специфичните и общите мерки за безопасност на труда;

⇒ сигналите и задълженията на работещите с взривни материали.

В графичната част се дават ясни и точни данни за извършваното взривяване и тя съдържа:

⇒ план, на който е нанесена охраняемата зона и постовете на отцеплението; когато няма подходящ план, на който да се нанесе охраняемата зона, към проекта се прилага скица, а местата на постовете се описват точно и подробно: в този случай радиусът на опасната зона се увеличава с 20 %;

⇒ план и разрези на взривавания обект, разположение на взривните дупки (сондажите), конструкция на зарядите,

схема на свързване, детайли на конструктивни елементи и др.;

⇒ защитно покритие - конструкция. захващане и разположение на обекта.

В проектите се дава списък за писмено съгласуване със собствениците на конкретните обекти, които са в границите на опасната зона, като се посочват изискванията и мерките за опазване на тези обекти.

Проектите за специални взривни работи в населени места се съгласуват и с местните органи за управление.

Паспорт за пробивно-взривни работи

Паспорта за пробивно-взривни работи е задължителен документ за извършване на всяко конкретно взривяване.

Паспортът за пробивно-взривни работи е документ, по които се изписват взривните материали, материалите за защита, уредите, пособията и приспособленията, и се изпълнява взривяването. Паспортът се изготвя на основа проекта на пробивно-взривни работи.

Съгласно ПБТВР паспортът задължително трябва да съдържа:

⇒утвърдена челна страница;

⇒план, разрез и разположение на зарядите;

⇒точните стойности на параметрите на взривяване и конструкция на зарядите;

⇒схема на взривяване;

⇒схема на разположение на постовете от отцеплението;

⇒отговорници за определени дейности;

⇒рекапитулация на всички материали - взривни, за защита и спомагателни;

⇒списък с подписите на отговорните лица за различните дейности при взривните работи;

⇒списък с подписите на лицата, извършващи отцеплението;

⇒страница за данните след взривяването.

Паспортът за пробивно-взривни работи се разработва типово и след неговото утвърждаване е задължителен за всички организации, прилагащи взривни работи на открито в страната.

Челната страница е с наименование на ведомството, предприятието, обекта, поредния номер на взривното поле, котата, на която се извършва взривяването, типът на багерите и сондите, с които се работи на обекта, датата на зареждането и датата на взривяването, подписва се от съставителя на паспорта - ръководителя на взривните работи (началник участък ПВР).

В структурно отношение паспортът на ПВР се състои от три основни части: **обща част, безопасност на труда и графическа част.**

В общата част се дава кратка характеристика на скалите и минно-геоложките условия, при които ще се провеждат пробивно-взривните работи. Дава се методът, по който ще се извършват ПВР. В случаите, когато взривните работи се извършват в близост до охраняеми обекти, паспортът се съгласува със заинтересованите организации и органите. В плана на взривното поле се посочват номерата на сондажите във всеки ред и тяхната проектна дълбочина. Планът на ПВР се допълва с необходимите напречни профили на взривното поле с нанесени характерни геоложки разновидности на скалите.

Основните параметри на пробивно-взривните работи са посочват в таблица. В таблицата се попълват проектните и фактически параметри за изпълнение на взривните работи на полето.

Начертава се конструкцията на зарядите с определеното количество взривно вещество по видове, местата на инициране, въздушните пространства и големината на завивката. Дава се схемата на свързване и инициране на зарядите с разположение на закъснителите и интервала на закъснение. Подробно се описва методът за вторично взривяване на негабарити и вложеното количество ВВ за разрушаване на 1м^3. Попълва се справката за необходимите взривни материали за взривяването.

В таблична форма би могло също така да се дадат техникоикономически показатели на получените резултати след взривяването.

В раздела по безопасност на труда се посочват мерките за обезопасяване преди и след взривяването, границите на опасните зони с месторазположение на постовете и укритията. Попълва се формата за инструктаж на работниците, пряко участващи в подготовката на взривяването, инструктаж на лицата, охраняващи опасната зона и писмено съгласуване на паспорта със заинтересованите организации.

На основание получените резултати от взривяването се правят изводи и препоръки.

Паспортът за ПВР се подписва от отговорните изпълнители: ръководител на взривяването, отговорник по изтегляне на механизацията и отговорник по електрооборудването.

Заключение

Проекта за пробивно-взривни работи е основната техническа документация за извършване на пробивно-взривни работи, а паспорта за пробивно-взривни работи е задължителен документ за извършване на всяко конкретно взривяване. Документацията за извършване на взривни работи трябва да бъде разработена съгласно нормативните изисквания без непълноти и грешки, които влияят отрицателно върху общия ред за извършване на взривните работи, върху на степента на безопасност и икономическата ефективност на взривните работи.

Литература

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

Лазаров Сл., *Взривни работи*, Изд. Техника, 1988.

Стефанов Др. Ст., *Технология и безопасност на взривните работи*, ВМГУ, София, 1985.

Николов С. А., Стефанов Др. Ст., и др., *Методически указания за съставяне на проекти и паспорти по пробивно – взривни работи*, ВМГУ, София, 1986.

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ЛИКВИДИРАНЕ НА ОТКАЗАЛИ ЗАРЯДИ ПРИ ВЗРИВНИ РАБОТИ

Димитър Христанов

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

РЕЗЮМЕ. Основните причини за получаване на откази се свеждат до некачествени взривни материали, проектантски грешки, технологични причини и др. Ликвидирането на отказалите заряди е отговорна, сложна и продължителна работа. Начините за ликвидиране на откази са в зависимост от използвания метод на взривяване и използваната технология на взривяване.

LIQUIDATION OF EXPLOSIONS REFUSED DURING EXPLOSION DUTIES – REASONS FOR THEIR EXESTANCE AND WAYS OF THEIR LIQUIDATION

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

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

Когато зарядите не могат да се взривят по технически причини се приемат като откази. Съгласно Правилника по безопасността на труда при взривните работи - 1997 г. **"отказ"** е прекъсване на взривния процес в резултат на некачествени взривни вещества и средства за взривяване, технологични, организационни или проектантски грешки.

При откриване на откази или при съмнение за такива, в открити условия, взривникът поставя отличителни знаци при невзривилия се заряд, а в подземни условия затваря забоя. Взривникът е длъжен да уведоми за получените откази ръководителя на взривни работи, началника на участъка или началника на смяната. Дейности по ликвидиране на отказали заряди се извършва под ръководството на ръководителя на взривни роботи или на началника на смяната.

Както беше посочено по-горе причините за получаване на откази са некачествени взривни вещества (ВВ) и средства за взривяване (СВ), технологични причини, проектантски грешки и др.

Основните причини са:

⇒ некачествено произведени ВВ и СВ не отговарящи на изискванията;
⇒ некачествени ВВ и СВ в резултат на неправилно съхраняване или изтекъл гаранционен срок;
⇒ прекъсване на барутната сърцевина в огнепроводния шнур;
⇒ скорост на горене на огнепроводния шнур не отговаряща на изискванията;
⇒ овлажнена барутна сърцевина на огнепроводния шнур;
⇒ некачествена връзка между огнепроводния шнур и капсул детонатора;
⇒ измъкване на огнепроводния шнур от капсул детонатора;
⇒ пропускане да се запали огнепроводния шнур;
⇒ прекъсване на сърцевината от бризантното ВВ в детониращия шнур;
⇒ неправилно изпълнени връзки с детониращ шнур;
⇒ неправилно свързана електровзривна мрежа;
⇒ неправилно свързани елементи и начин на свързване при неелекрическите технологии за взривяване;
⇒ неправилно изчислени и оразмерени мрежи и схеми на свързване;
⇒ неправилно избрани интервали на закъснение;
⇒ неправилно избран уред за взривяване и др.

Ликвидирането на отказалите заряди е отговорна, сложна и продължителна работа. Фиксирането на отказали заряди се извършва визуално от взривника или след изземване на определено количество от взривения материал. Основни признаци за наличие на отказали заряди са остатъци от ВВ и СВ, влошаване качеството на раздробяване, намаляване производителността на работа при натоварване на взривения материал и др.

Начини за ликвидиране на откази

Начините за ликвидиране на откази са в зависимост от използвания метод на взривяване и използваната технология на взривяване.

Отказал открит заряд се ликвидира като внимателно се сваля ръчно част от забивката, поставя се нов боевик и нова забивка, след което се извършва взривяване.

Отказал заряд във взривни дупки се ликвидира:

⇒ чрез повторно взривяване ако се установи, че проводниците на електродетонатор или мрежа от електродетонатори са открити и изправни, като проверката на изправността се извършва с измервателен уред от укритието;

⇒ чрез повторно взривяване ако се установи, че има открит детониращ шнур или мрежа от детониращ шнур и няма опасност от разлет на късове извън границите на опасната зона, като за целта се поставя нов инициатор и се извършва взривяване;

⇒ чрез повторно взривяване ако се установи, че неелектрически капсул детонатор или мрежа от неелектрически системи са открити и изправни и няма опасност от разлет на късове извън границите на опасната зона, като за целта се поставя нов инициатор и се извършва взривяване;

⇒ чрез повторно взривяване на заряди поместени в нови взривни дупки, прокарани успоредно на отказалия заряд на разстояние по-голямо от 0,30 m, като се разрешава предварително да се извади внимателно част от забивката на отказалия заряд на разстояние 0,20 m и да се определи направлението на взривната дупка; броят и местоположението на новите взривни дупки се определят от ръководителя на взривните работи или началника на смяната.

Отказал заряд в сондажи се ликвидира:

⇒ чрез повторно взривяване на отказалия заряд в случай, че отказът е произлязъл в резултат на нарушаване целостта на външната взривна мрежа и няма опасност от разлитане на късове извън границите на опасната зона;

⇒ чрез изземване на скалната маса в близост до отказалия заряд и ръчно събиране на ВМ от заряда; при взривяване с детониращ шнур на заряди от ВВ от втора група, несъдържащи нитроестери или хексоген, се разрешава да се изземе и изчисти скалната маса с изкопно-товарачна техника;

⇒ чрез изземване на скалната маса в близост до отказалия заряд и взривяване на заряди в подкопни (наклонени) сондажи на разстояние или дълбочина не по-малка от 3 m от отказалия заряд; броят, направлението и дължината на сондажите се определят от ръководителя на взривните работи;

⇒ чрез изземване на скалната маса в близост до отказалия заряд и разкриване на отказалия заряд чрез взривяване на заряди във взривни дупки, пробити на разстояние не по-малко от 1 m от оста на сондажа; броят, направлението, дължината на взривните дупки и масата на отделните заряди се определят от ръководителя на взривните работи;

⇒ чрез изземване на скалната маса в близост до отказалия заряд и взривяване на заряд в сондажа, пробит успоредно на сондажа с отказалия заряд на разстояние не по-малко от 3 m.

Отказал заряд в рудници опасни по газ и прах се ликвидира:

⇒ чрез извозване на отбитите въглища, при спазване на изискванията за тези рудници и ликвидиране на отказите по начините за ликвидиране на отказали заряди във взривни дупки; при ликвидиране на откази след режим на разтърсващо взривяване, повторното взривяване се извършва в режим на разтърсващо взривяване.

При невъзможност да се ликвидират отказите по тези начини е необходимо да се разработи и утвърди проект за тяхното ликвидиране.

За отчитане и анализ на причините за получаване на откази се води и попълва "Книга за записване ликвидирането на отказали заряди при взривните работи".

КНИГА
за записване ликвидирането на отказали заряди при взривните работи

№ по ред	
Дата	
Смяна	
Наименование на мястото за взривяване	
Заредени взривни дупки (сондажи), бр.	
Взривени взривни дупки (сондажи), бр.	
Отказали взривни дупки (сондажи), бр.	
Подпис на взривника, извършил зареждането и взривяването	
Ликвидирани откази, бр.	
Дата на ликвидираните откази	
Смяна, в която са ликвидирани отказите	
Подпис на взривника, ликвидирал отказите	
Подпис на ръководителя, разрешил допускането на хората до мястото на взривяването	

Унищожаване на взривни материали

На бракуване и унищожаване подлежат негодни взривни вещества и средства за взривяване, боеприпаси и елементи от тях (ВВООБ), чието разглобяване и разснарядяване е опасно, икономически неизгодно или технически невъзможно.

Бракуването и унищожаването на ВВООБ се извършват от комисия, назначена със заповед на управителния орган на юридическото лице или на търговеца - собственик на ВВООБ.

Бракуването и унищожаването на ВВООБ - собственост на физически лица, се извършват от комисия, назначена със заповед на органа, издал разрешението.

Комисиите изготвят протокол, в който се описват видът и количествата на ВВООБ, които се бракуват, причините за бракуването, начинът за унищожаване на съответните ВВООБ и мястото, където да се унищожават.

Производителите са длъжни да гарантират качеството на взривните материали и съответствието им с изискванията на Правилник по безопасността на труда при взривните работи (ПБТВР) и стандартизационните документи. За тази цел се извършват изпивания на взривните материали (ВМ) в изпитателни полигони и лаборатории.

Взривните материали постъпват в складовете за съхраняване от производители или от други складове. Извършва се проверка, като преди употреба взривните материали се преглеждат внимателно и се отстраняват онези, които имат видими дефекти.

Взривниците имат право да извършват, след инструктаж от ръководителя на взривни работи само следните изпитвания:

- ⇒ определяне наличието на спичане на взривните вещества;
- ⇒ определяне на ексудация на нитроестерни взривни вещества;
- ⇒ изпитване на скорост, пълнота и равномерността горенето на огнепроводен шнур;
- ⇒ изпитване на капсул детонатори, електро-детонатори и неелектрически системи за инициираща способност;
- ⇒ изпитване на електродетонатори за съответствие на групово взривяване;
- ⇒ изпитване на детониращи шнурове и закъснителни релета за инициираща способност и безотказно взривяване.

Изпитванията се извършват съгласно действащите стандартизационни документи на изпитвателен полигон. Резултатите от изпитванията се оформят в протокол, който служи за основание за бракуване.

П Р О Т О К О Л

/бракуване, унищожаване/

Днес …….г., в гр. с …….. комисия, назначена със заповед на ……..... в състав:
председател:…….....и
членове:…….....
със задача……..…….....….....след
като се събра във пълен състав, констатира следното:
I. Същност на случая ……..…….....
II. Обстоятелства и
причини…….....
…….....…….....
III. Заключение на комисията …….....
……
Настоящият протокол се състави в ……..... екземпляра, от които първият екземпляр се изпраща на ……...…., вторият се изпраща на ……..……, третият се изпраща на…….....,
КОМИСИЯ:
Председател:……
Членове: 1…….
2…….

Протокола за унищожаване се изготвя в три екземпляра - по един за завеждащ склада за ВМ, счетоводството и органите на МВР. В него се посочват количеството, марката или типа на ВМ, причините за бракуване и начинът за унищожаването им.

За унищожаването се избира площадка на безопасно разстояние, не по-малко от 1000 m от населени места, промишлени и строителни площадки или складове за ВМ. Площадката и 10 m около нея се разчиства от горими материали.

Взривните материали се унищожават от взривници под ръководството на ръководителя на взривните работи. За хората, които участват в унищожаването на ВМ, се осигурява укритие, или се отдалечават извън границите на опасната зона.

Забранено е да се унищожават ВМ от различните групи по степен на опасност.

Допуснатите начини за унищожаване съгласно ПБТВР на ВМ са:

- ⇒ **чрез взривяване;**
- ⇒ **чрез изгаряне;**
- ⇒ **по химически начин.**

Унищожаването **по химически начин** (неутрализиране) се извършва в лабораторни условия по проект. Унищожаване на ВМ чрез разтваряне във вода и чрез потапяне във вода не се допуска.

Унищожаване чрез взривяване

Чрез взривяване се унищожават капсул детонатори, електродетонатори, закъснители за детониращ шнур (закъснителни релета) и други средства за взривяване, прострелващи взривни апарати, ВВ и детониращи шнурове, които не са загубили детонационните си качества, както и ексудирали нитроестерни ВВ. Ексудирали нитроестерни ВВ се унищожават заедно с опаковката.

За всеки конкретен случай се определя количеството на ВМ, което може да се унищожи наведнъж. ВМ, които ще се унищожават на части се разполагат зад прикритие или на безопасно разстояние от мястото на взривяване, като се спазват изискванията за безопасните разстояния и максималното количество ВМ.

Унищожаването се извършва по технологията на електрическо или неелектрическо взривяване. Огневият начин за взривяване при унищожаване на ВМ се допуска по изключение. Патрон боевиците се изготвят от годни ВВ.

При понижена детонационна способност на унищожаваните ВМ е необходимо същите да се взривяват в ями, като боевиците се поставят непосредствено върху ВМ и ямите се засипват с пясък или пръст.

Електродетонаторите, капсул детонаторите, закъснителните релета, прострелващите апарати и други СВ задължително се унищожават в ями.

След завършване на унищожаването лицата, които са го извършили, проверят за остатъци от ВМ. При наличие на остатъци те се събират и унищожават.

Унищожаване чрез изгаряне

Чрез изгаряне се унищожават огнепроводни шнурове, патрони за групово или единично запалване на огнепроводни шнурове, ВВ, загубили детонационните си свойства, вълноводи, барути, пиротехнически състави и изделия от тях.

Изгарянето на ВМ се разрешава при подходящи метеорологични условия.

Забранява се изгарянето на ВМ при валежи, вятър, мъгла и намалена видимост.

Забранява се унищожаването чрез изгаряне на капсул детонатори, електродетонатори, закъснителни релета и др.

ВВ, огнепроводните шнурове, патроните за групово или единично запалване на огнепроводни шнурове и пиротехническите изделия се изгарят поотделно върху клади от горими материали, при което на всяка клада могат да се изгарят не повече от 10 kg. Патроните от ВВ се разстилат на кладата в един ред така, че да не се допират.

При изгаряне на димни или бездимни барути и пиротехнически състави те се разстилат на пътеки не по-широки от 0,30 m при дебелина на слоя не повече от 0,10 m и разстояние между тях не по-малко от 5 m. Разрешава се едновременно да се запалят не повече от 3 пътеки. Забранява се изгарянето на ВМ в тяхната опаковка.

Преди изгарянето им ВВ се проверяват за СВ и при наличие на такива те се отстраняват.

Безопасните разстояния при изгаряне на ВМ се определят по същия начин, както при взривяване на такива количества ВМ.

За подпалване на кладата от подветрената страна се прокарва огнепроводен шнур или пътека от лесно запалими материали (талаш, сухи храсти, хартия) с дължина най-малко 5 m.

Подпалването са извърша само след завършване на подготвителните работи и оттеглянето на хората на безопасно разстояние или в укритие. След запалване на огнепроводния шнур или пътеката взривникът незабавно отива в укритието или на безопасно място.

Кладата се изгражда с достатъчен обем, за да не се налага добавянето на горивен материал по време на изгарянето на ВМ.

Приближаването към мястото на унищожаване се разрешава след изгарянето на ВМ и кладата.

След изгарянето взривникът проверява за неизгорели ВМ, като разравя пепелта с дървена лопата или гребло, събира остатъците и ги изгаря допълнително.

Към изгаряне на следващите ВМ се пристъпва само след като се установи, че на площадката няма остатъци от ВМ и огън от предишното изгаряне и че площадката е напълно изстинала.

Опразнената опаковка се преглежда и почиства грижливо от остатъци от ВВ.

Дърветата опаковка от ВВ, съдържащи нитроестери, се проверява и за наличие на следи от ексудат и се измива с алкален разтвор при наличие на такива.

Преди всяко изнасяне от склада опаковката се поверява за останали в нея ВМ.

Негодната за повторна употреба опаковка (с остатъци по нея от, с нарушена цялост и др.) се унищожава чрез изгаряне.

Заключение

Ликвидирането на отказалите заряди е отговорна, сложна и продължителна работа. Фиксирането на отказали заряди се извършва визуално от взривника или след изземване на определено количество от взривения материал. Ликвидирането на отказали заряди и унищожаването на взривните материали трябва да се извършва от опитни взривници при спазване на горепосочените изисквания.

Литература

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

Лазаров Сл., *Взривни работи*, Изд. Техника, 1988.

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

СТРУКТУРНИ ПОДХОДИ КЪМ ПАРАМЕТРИ НА ВЗРИВНОТО ВЪЗДЕЙСТВИЕ ЗА ОЦЕНКА НА РИСКА ЧРЕЗ ГЕНЕТИЧНОТО ПРОГРАМИРАНЕ

Христо Стоев

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

РЕЗЮМЕ. Настоящата публикация е разработена въз основа на извършеното ст5руктуриране на параметри, съпровождащи взривния процес. Това структуриране е постигнато чрез ползването на обобщени параметри, обхващащи конкретни условия и фактори и описващи, като цяло взривното събитие. Хронологичното подреждане е надлежно обвързано с обяснителна дефиниция и с подходящо индексиране, които дават възможност за съставяне на т.н. "сценарии" във вид подходящ за модела, необходим при оценката и управлението на риска при взривните процеси, посредством генетичното програмиране.

STRUCTURAL APPROACH TO THE PARAMETERS OF THE EXPLOSIVE INFLUENCE FOR RISK ASSESSMENT THROUGH GENETIC PROGRAMMING

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

ABSTRACT. The present article is developed on the basis of structuring parameters that go with the explosive process. This structuring is achieved by using complex parameters that include particular conditions and factors and they describe the whole explosive event. The chronological structuring is carefully connected with the explaining definition and with a suitable indexation which gives us the opportunity to create the so called "scenarios" in shape appropriate for the model which is necessary for the risk assessment and risk management in the explosive processes through genetic programming.

Въведение

Оценка на комплексния риск чрез Генетичното програмиране е извършена за серия от реализации на взривния процес основно представени в "Сценарии", представляващи следните, обединени в основни групи работни условия:

1. Промишлени условия:
- Промишлени съоръжения работили при нормални експлоатационни условия.
- Промишлени съоръжения работили с опасни вещества и йонизиращи лъчения.
2. Скални породи при открито разработване.
3. Скални породи при подземно разработване.

За съставянето на сценариите във вид подходящ за модела, се въвежда обяснителна дефиниция на отделните видове показатели и параметри с цел и възможност за оказване на тяхната относителна тежест е сценария чрез моделни индекси.

Оценката на моделните индекси е извършена при ползване на подхода на Баловите характеристики.

"Устойчивите параметри" на взривния процес

Логично е този преглед и индексиране да започне с "Устойчивите параметри" на взривния процес, предопределени от "Структурата", "Площта", "Обема", "Формата" и "Материала" на обекта, предназначен за взривно въздействие.

"А" група – устойчиви

А$_{(1\text{-}4)}$ **"1"** "Коравина" – като понятие е ползвано и в двата аспекта:
- Оценка на конструктивните строителни съоръжения и
- Оценка на скалните породи.

Приравняването на тези категории е извършено от една страна:
- За скалните породи чрез класификационната скала на проф. Протодяконов, където са групирани шестнайсетте класа в четири групи.
- За класификацията на конструктивните строителни съоръжения е ползвана общотехнологичната организация на конструкцията.

Предлаганото групиране е следното:

I-ва група - Съответно за строителна конструкция и скална порода:

- "Цялостна монолитна конструктивна система",
- От "16 до 13" клас (Протодяконов)

с индекс за модела A_1 "1";

II-ва група - "Конструктивна система с плочогредова конструкция",

- От "12 до 9" клас (Протодяконов)

с индекс за модела A_2 "1";

III-та група - "Конструктивна система с колонкогредова конструкция",

- От "8 до 5" клас (Протодяконов)

с индекс за модела A_3 "1";

IV-та група - "Конструктивна система, полумасивна, безгредова",

- От "4 до 1" клас (Протодяконов)

с индекс за модела A_4 "1".

$A_{(1-3)}$ "2" "Еднородност" (хомогенност)

Градацията на този показател ползван като количествена оценка на запълването на взривния обект.

Под запълване в случая разбираме:

- При строително конструктивни елементи – технологичната организация на конструкцията, касаеща не само носимоспособност, но и функционално обвързани отвори в нея. Включването на този показател е наложено от приетата предпоставка за възможно самосрутване на отделни технологично обособени модули, явяващи се част от цялата конструкция.
- При скалните породи като такива модули приемаме наличието на каверни, пещерни образувания, шупли и други подобни празнини и отвори, които нямат отношение към плътността на изграждащия материал, но са част от естествено-структурираното тяло.

Въз основа на така изложения подход при оценката на взривния обект спрямо този показател се предлага следната класификация:

I-ва група – "Обекти с цялостна запълненост" (без наличие на технологично обвързани отвори).

- "плътни масиви на скални породи"

с индекс за модела $A_{(1)}$ "2";

II-ра група – "Обекти с множество малки по обем, технологично обвързани празнини" (сграден фонд с граж. предназначение).

- "окарстени скални породи"

с индекс за модела $A_{(2)}$ "2";

III-та група – "Обекти с големи технологични празнини, самостоятелни и технологично обвързани " (обемни пром. сгради и съоръжения).

- "без приравнени скални породи"

с индекс за модела $A_{(3)}$ "2".

$A_{(1-3)}$ "3" "Плътност"

Анализа и количествената оценка, представени чрез този показател са базирани на вида и структурата на отделните елементи на взривния обект.

При този показател принципно-водеща е хомогенността на структуроизграждащите елементи. Като хомогенни се разглеждат елементите изградени от един и същ материал при който случай, показателя "Плътност" е предопределен от физическата характеристика.

В този случай за спецификация на модела е приет следния вариант:

I-ва група – "Еднокомпонентни"

с индекс за модела $A_{(1)}$ "3";

II-ра група – "Двукомпонентни"

с индекс за модела $A_{(2)}$ "3";

III-та група – "Поликомпонентни"

С индекс за модела $A_{(3)}$ "3".

При случай на елементи изградени чрез смесени структуроизграждащи компоненти, стойността на показателя се приема въз основа на горната класификация.

"Б" група – устойчиви

В количествено отношение оценката на показателите от тази група се извършва въз основа на детайлен анализ на наличната информация, представяща геометрична форма, като цяло на взривния обект от една страна и неговата еднородност от друга. Геометричната форма предопределя степента на разсъсредоточаване на взривното вещество с оглед на неговото ефективно въздействие в процеса на взривяването.

- При строително конструктивните системи – се отчита разположението на носещите и на спомагателните елементи на конструкцията.
- При скалните породи – се отчита формата и начина на разположение на монолитното тяло в скалния масив.

$Б_{(1-3)}$ "1" "Пространствено разположение на елементите на взривната система".

За показателя, представящ пространственото разположение на елементите на взривната система при условията на посочения подход за оценка се предлагат следните категории:

I-ва група – "Хоризонтално разгънати обекти с външни носещи стени и вътрешно земетръсно ядро (стълб. помещение), т.е. комини, високи сгради и пр."

"Монолитни масиви от скално образувание с отвесна ориентирана геометрична форма".

с индекс за модела $Б_{(1)}$ "1";

II-ра група – "Хоризонтално разгънати обекти с външни носещи стени и множество вътрешни преградни стени" (площни халета).

- "плоски силно окарстени масиви, оконтурени от монолитни образувания".

с индекс за модела $Б_{(2)}$ "1";

III-та група – "Съоръжения с премостващи и мрежови конструкции"

"Без аналог при скалните породи"

с индекс за модела $Б_{(3)}$ "1".

$Б_{(1-3)}$ "2" "Форма, обем и плътност на елементите на взривната система"

Показателят от група "Б", отчитащ еднородността на взривния обект, представен чрез формата, обема, плътността, като елементи на взривната система е категоризиран чрез процентното съотношение на

наличните камерни празнини, отнесени към общия обем на обекта при взимане в предвид геометричната му форма.

Структурната градация е изразена и представена в модела, чрез тези проценти, а именно:
"25 %" – с индекс за модела $Б_{(1)}$ "2";
"50 %" – с индекс за модела $Б_{(2)}$ "2";
"75 %" – с индекс за модела $Б_{(3)}$ "2", като случаите на 75 %-но съотношение са типични и характерни при анализирането на мрежови или премоствящи конструкции.

"В" група – устойчиви

Тази група показатели характеризират, като цяло, въздействието на взривния процес върху околната среда и са елемент на оценка по скоро на риска, отколкото на енергийния еквивалент.

$В_{(1-4)}$ "1" "Среда на взривяване"
Първият показател отчитащ средата на взривяване се представя чрез индекси за модела както следва:
- за въздушна среда – с индекс на модела $В_{(1)}$ "1";
- за твърда среда – с индекс за модела $В_{(2)}$ "1";
- за течна среда – с индекс за модела $В_{(3)}$ "1";
- за смесена среда – с индекс за модела $В_{(4)}$ "1".

$В_{(1-2)}$ "2" "Ситуиране на обекта върху релефа"
От значение при оценката на влиянието и въздействието на взривния процес върху средата е ситуирането на обекта за взривяване върху релефа. Критериално това ситуиране може да бъде представено чрез разположение на обекта, отнесен към устройствения план за района. Въз основа на това ситуиране за района са въведени следните моделни индекси:
- за обект, разположен в "Център" – с индекс за модела $В_{(1)}$ "2";
- за обект, разположен в "Периферия" – с индекс за модела $В_{(2)}$ "2".

$В_{(1)}$ "3" "Форма и вид на релефната база"
Трети показател от тази група, чрез който се цели ограничаване на контур, представящ пространственото въздействие, като следствие на взривния процес е базиран основно на формата и вида на релефната база върху която е ситуиран обект за взривяване. По принцип очертаването на такъв контур изисква голяма детайлност, като целта се предлага неговата оценка да се извърши въз основа на две основни метрични характеристики, диаметрално перпендикулярни.
с индекс за модела $В_{(1)}$ "3".

"Променливите параметри" на взривния процес

"А" група – променливи

$А_{(1-3)}$ "1" Групата показатели, дефиниращи мощност на взривния състав се представят чрез скоростта на разпространение на детонационната вълна във взривното вещество:
I-ва група – "V"-взривен процес = 1500 – 2900 m/s
с индекс за модела $А_{(1)}$ "1";
II-ра група – "V"-взривен процес = 2900 – 4800 m/s
с индекс за модела $А_{(2)}$ "1";
III-та група – "V"-взривен процес = 4800 - 7000 m/s
с индекс за модела $А_{(3)}$ "1".

$А_{(1-3)}$ "2" Група показатели, дефиниращи работоспособно-стта на взривното вещество.
I-ва група – работоспособност на ВВ – ниска
с индекс за модела $А_{(1)}$ "2";
II-ра група – работоспособност на ВВ – средна
с индекс за модела $А_{(2)}$ "2";
III-та група – работоспособност на ВВ – висока
с индекс за модела $А_{(3)}$ "2".

"Б" група – променливи

$Б_{(1-3)}$ "1" Групата показатели, дефиниращи мястото на разположение на заряда се представят по следния начин:
I-ва група – Открито позициониране
с индекс за модела $Б_{(1)}$ "1";
II-ра група – Позициониране на заряда в средата на взривяване
с индекс за модела $Б_{(2)}$ "1";
III-та група – Обемна концентрация на заряда
С индекс за модела $Б_{(3)}$ "1".

$Б_{(1-5)}$ "2" Групата показатели, дефиниращи обемната концентрация на заряда се представят по следния начин:
I-ва група – Съсредоточен
с индекс за модела $Б_{(1)}$ "2";
II-ра група – Разсредоточен - степен на разсредоточеност: "25%"
с индекс за модела $Б_{(2)}$ "2";
III-та група – Разсредоточен - степен на разсредоточеност: "50%"
с индекс за модела $Б_{(3)}$ "2";
IV-та група – Разсредоточен - степен на разсредоточеност: "75%"
с индекс на модела $Б_{(4)}$ "2".

"В" група – променливи

$В_{(1-3)}$ "1" Група показатели, влияещи върху взривния процес (ВП) и позволяващи управлението им във времето, което практически ги прави променливи са:
I-ва група – Моментно взривяване, при което се реализира временна стъпка равна на "0".
с индекс за модела $В_{(1)}$ "1";
II-ра група – Милисекундно взривяване, включващо схема на взривяване с времеви интервал от 10 – 50 ms
с индекс за модела $В_{(2)}$ "1";
III-та група – Секундно взривяване – с времеви интервал на последователност от взрив от 250 – 500 ms
с индекс за модела $В_{(3)}$ "1".

За удобство при по-нататъшната работа по проблема, така структурираните сценарии се представят в табличен вид – два броя таблици, съответно за "устойчиви" и "променливи" параметри (табл. 1 и 2).

Таблица 1.

Източник реал. взрив / Параметри	УСТОЙЧИВИ – “С”																					
Група	“А”										“Б”						“В”					
Подгрупа	$А_{(1-4)}$ “1”				$А_{(1-3)}$ “2”			$А_{(1-3)}$ “3”			$Б_{(1-3)}$ “1”			$Б_{(1-3)}$ “2”			$В_{(1-4)}$ “1”				$В_{(1-2)}$ “2”		$В_{(1)}$ “3”
Индекс за модела	1	2	3	4	1	2	3	1	2	3	1	2	3	25 %	50 %	75 %	1	2	3	4	1	2	0
Значение на индекса	Коравина; монол.стр.к-ция, 16-13 кл. Протодяконож	Коравина; плочогредова к-ция; 12-9 кл. Протодяконов	Коравина; колоногредова к-ция; 8-5 кл. Протодяконов	Коравина; безгредова к-ция; 4-1 кл. Протодяконов	Еднородност; без техн. отвори, плътни скални масиви	Еднородност; мн. малки по обем празнини; окарст. ск. породи	Еднородност; с големи тех. празнини; няма приравнени	Плътност: еднокомпонентни	Плътност: двукомпонентни	Плътност: поликомпонентни	Прост. разпол. на ВС. стройни конст.сър.;монол. масиви-отв.	Прост. разпол. на ВС. хор.разг. обекти; плоски и окарс. обекти	Прост. разпол. на ВС. премост. мрежови к-ции; без аналог	Проц. съот. м/у налични кам.празнини към об. обем на обекта	Проц. съот. м/у налични кам.празнини към об. обем на обекта	Проц. съот. м/у налични кам.празнини към об. обем на обекта	Среда на взривяване: въздушна	Среда на взривяване: твърда	Среда на взривяване: течна	Среда на взривяване: смесена	Ситуиране на обекта към устр. план на района: “център”	Ситуиране на обекта към устр. план на района: “периферия”	Контур: на база диаметрално перпенд. метрични характ.

Таблица 2.

Източник реал. взрив / Параметри	ПРОМЕНЛИВИ – “V”															
Група	“А”						“Б”								“В”	
Подгрупа	$А_{(1-3)}$ “1”			$А_{(1-3)}$ “2”			$Б_{(1-3)}$ “1”			$Б_{(1-5)}$ “2”					$В_{(1-2)}$ “1”	
Индекс за модела	L	M	H	L_R	M_R	H_R	O	I	C	$S_{25\%}$	$S_{50\%}$	$S_{75\%}$	T	S	M	D
Значение на индекса	“V” взривен процес = 1500 до 2900 m/s	“V” взривен процес = 2900 до 4800 m/s	“V” взривен процес = 4800 до 7000 m/s	Работоспособност на В.В. / L	Работоспособност на В.В. / M	Работоспособност на В.В. / H	Открито позициониране на заряда	Заряд позициониран в затворена среда	Обемно концентриран “съсредоточен заряд”	Обемно разсредоточен заряд – 25 %	Обемно разсредоточен заряд – 50 %	Обемно разсредоточен заряд – 75 %	Комбинирани заряди	Съставни заряди	Мигновено взривяване	Времезакъснително взривяване

Заключение

Представената структура се отнася за взривни въздействия, като включва рамкови работни условия, обобщени параметри и показатели – обяснително дефинирани и хронологично организирани и индексирани. Така съставените структурни сценарии и в последствие тяжестно представени чрез балови характеристики с присвоени съответни балови оценки за исторически реализирани взривни процеси се явяват подходящ входен модел за провеждане на числов експеримент с помощта на генетичното програмиране.

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

Литература

Директива на ЕС /89/391EEC/.
Манов, А. 2001. Статистика със SPSS. С., Тракия.
МСГ, ГИТ. 1997. ПБТ при взривните работи, РБ.
Оторизирани проектантски колективи за взривни работи. 1986-2005. Проекти и паспорти за извършване на ВР(в т.ч. масови, руднично-рутинни, специални).
Смоляк, С., Титаренко. 1980. Устойчивые методы оценивания. М., Статистика.
Bischop, Y. M., S. E. Fienberg. 1975. Diskrete multivariate analysis. Cambridge, Mass.

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

БРИКЕТИРАНЕ НА КАФЯВИ ВЪГЛИЩА С ОРГАНИЧНИ ВЕЩЕСТВА

Ирена Григорова, П. Цветанов, Любомир Кузев

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

РЕЗЮМЕ. Проведено е изследване по брикетиране на кафяви въглища от Черноморския минен басейн с органични вещества желатин, декстрин и шлемпа.
Експерименталните резултати отразяват положителното влияние на някои от веществата върху повишаване качествените характеристики на брикетите.
Изследваните свързващи вещества имат добра адхезионна способност. Те придават на брикетите добри якостни показатели и влагоустойчивост.
Получени са зависимости показващи влиянието на най-силно действащите параметри при процеса: количество на свързващото вещество; водоустойчивост, водопоглъщане и атмосфероустойчивост.
Най-висока степен на водоустойчивост и ниско водопоглъщане притежават брикетите произведени с желатин и декстрин като свързващи вещества.

BRIKQETTING OF BROWN COALS WITH ORGANIC AGENTS

Irena Grigorova, P.Tzvetanov, Lubomir .Kuzev
University of Mining and Geology "St.Ivan Rilski", Sofia 1700,lukrecia@abv.bg

ABSTRACT. It is made an inv estigation on briquetting of brown stone coals from the Black Sea's mining pool with organic binding agents – gelatin, dekstrine and shlempa. The experimental results give a positive influence on the substance and increase the quality characteristics of the briquettes.
The inquired combined substances have good adhesive capacity. They give strong indicators and sustainability to moisture to the briquettes.
Some subjections are made, which show the influence of the strongest acting parameters in the process: the quantity of the combined substance, water impermeability and water absorption.
The briquettes that are made with gelatin and dekstrine have the highest level of water sustainability and low water absorption.

Въведение

От качествата на свързващите вещества зависят до голяма степен и качествата на получаваните брикети от дребни въглища. За много малко свързващи вещества може да се твърди, че напълно покриват комплекта от изисквания за идеално свързващо вещество.

Ето защо непрекъснато се експериментират свързващи вещества от органичен и неорганичен произход, които най-често са отпадъци от други производства или се използват в други области на човешката дейност. [Равкин И., Ермин А., Литвин Е., Бабанин В., 2000]

За подходящи се смятат свързващи вещества, които покриват най-голям брой от изискванията. Определящи са якостните показатели на брикетите, тяхната себестойност и възможни негативни въздействия върху околната среда и човека.

Теоретична част

Желатина представлява смес от белтъчни вещества, която се получава чрез мека хидролиза на колагена от костите. Той съдържа голямо количество гликокол, пролин и хидроксипролин. Във вода силно набъбва като образува силно вискозен разтвор, които при охлаждане се втвърдява в гелна маса (желе). [Кратка химическа енциклопедия, 1981]

Декстрина е междинен продукт на пирогенното или киселинно разграждане на нишестената молекула. Той лесно се разтваря във вода при което дава клей с слепващи способности. В зависимост от степента на разграждане на нишестената молекула се получават няколко вида декстрин: амилодекстрин, еритродекстрин, ахродекстрин и малтодекстрин. [Кратка химическа енциклопедия, 1981]
Декстрина се характеризира с тъмно-жълт цвят, специфичен мириз и съдържание на влага до 5,0 %.

При биохимичната преработка на меласата се получават ценни ферментационни продукти един от които е шлемпата, обикновено тя се изгаря и останалия след това въглен се използва за получаване на калиеви и натриеви соли.

Шлемпата влагана в хода на изследването по брикетиране е със следния състав:

- Сухо вещество – 7,2 %
- pH – 5,14
- Не съдържа алкохол;

Експериментална част

Проведено е изследване по брикетиране на кафяви въглища от Черноморския минен басейн със свързващи вещества желатин, декстрин и шлемпа в лабораторни условия.

Зърнометричната характеристика и физико-механичните свойства са дадени в предишна публикация. [Григорова И., Нишков И., Кузев Л., 2005]

Методика и материали

Въглищата за брикетиране са овлажнени до предварително зададена стойност.
При хомогенизирането температурата се повишава до 60 ^{0} С.

Подготовката на въглищата за формоване се осъществява с добавянето на свързващо вещество под формата на воден разтвор. Равномерното му разпределение между частиците на въглищата става с интензивно разбъркване.

Методиката за подготовка на воден разтвор от веществата е следната.

В стъклена колба се поставя определен процент от даденото вещество, след което към него се прибавя хладка вода и сместа се хомогенизира ръчно в продължение на приблизително 10-12 min., при температура около 50–55^{0}С без кипене, до пълното им разтваряне. След охлаждане от разтвора се отделя количество отговарящо на зададения за експериментите процент и се добавя към въглищата за брикетиране.

На произведените брикети са изследвани качествените показатели съгласно БДС 8716-88, 1988, а именно якост на натиск след 4 и 24 часов престой, водопоглъщаемост и водоустойчивост.

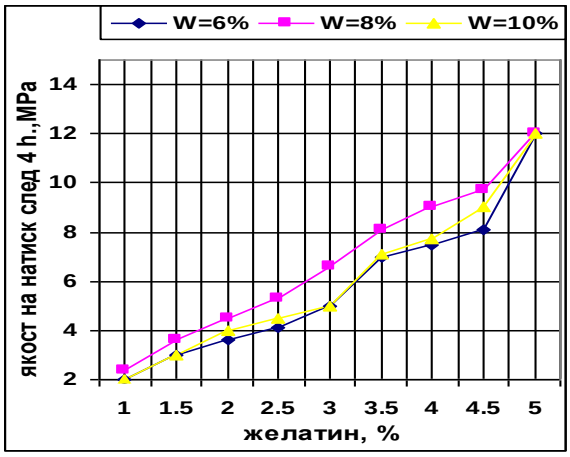
За да има база за сравнение между получените при различно съдържание на свързващо вещество брикети са изследвани и брикети формовани без свързващо вещество.

За изследването е използвана лабораторен тип преса с едностранно подаване на налягането, която е описана в публикация [Григорова И., Нишков И., Кузев Л., 2005], както и начина на формоването.

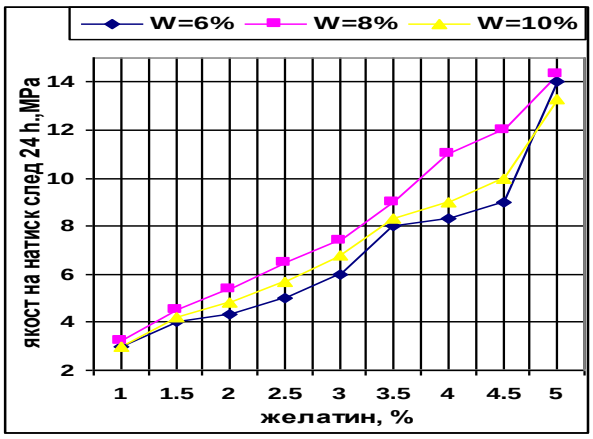
Опитни резултати

Изследвано е влиянието на свързващо вещество желатин (влаган в сух вид) в количество от 1,0 до 5,0%, декстрин, добавян под формата на 10,0% воден разтвор в количество 12,0-18,0% и шлемпа (7,2% воден разтвор) в количество от 6,0 до 15,0%, върху качеството на получаваните брикети.

Проучено е влиянието на времето на престой върху качествените показатели на брикетите произведени с оптималните варианти на изследваните свързващи вещества.
Ефективността на свързващите вещества е отчетена по якостните показатели на формираните брикети.



Фиг. 1. Зависимост между разхода на свързващо вещество желатин и якостта на натиск на брикети произведени с въглища класа 2–0 mm., изследвана след 4 часов престой на брикетите, при различно влагосъдържание на изходните въглища

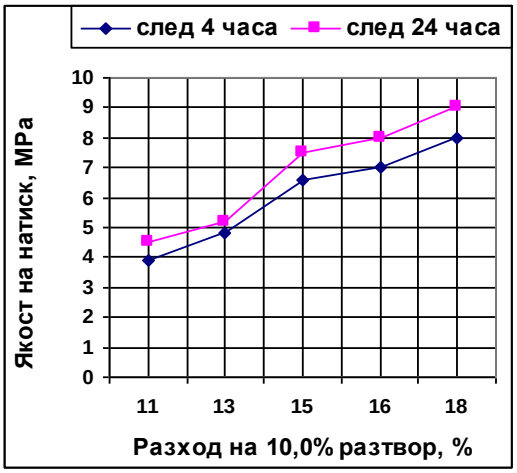


Фигу.2. Зависимост между разхода на свързващо вещество желатин и якостта на натиск на брикети произведени с въглища класа 2–0 mm., изследвана след 24 часов престой на брикетите, при различно влагосъдържание на изходните въглища

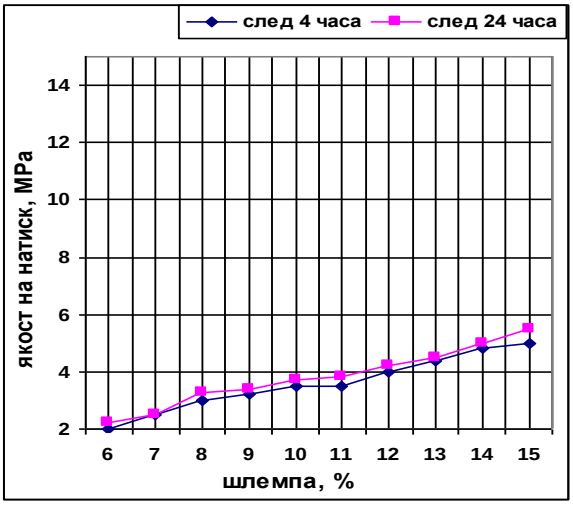
На фигура 1 и фигура 2 са посочени зависимостите между разхода на свързващо вещество желатин и якостта на натиск на брикети произведени от кафяви въглища, изследвани след 4 и 24 часов престой при температура 15^{0}С.

На фигура 3 е посочена зависимостта между разхода на свързващо вещество декстрин под формата на 10,0% воден разтвор и якостта на натиск на брикети произведени от кафяви въглища, изследвани след 4 и 24 часов престой при температура 15^{0}С.

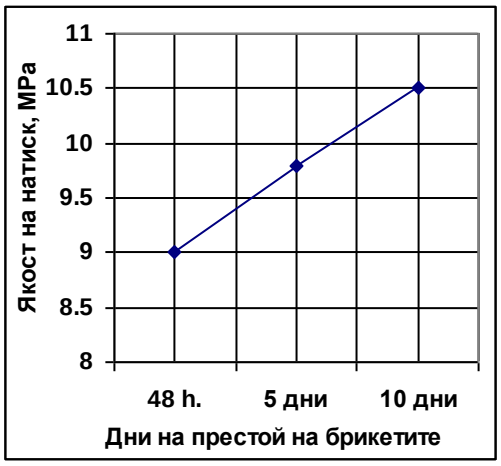
На фигура 4 са посочени експерименталните резултати изразяващи зависимостта между разхода на свързващо вещество шлемпа и якостта на натиск на брикетите, изследвани след 4 и 24 часов престой.



Фиг.3. Зависимост между разхода на свързващо вещество декстрин под формата на 10,0% воден разтвор и якостта на натиск на брикети произведени с въглища класа 2–0 mm., изследвана след 4 часов престой на брикетите



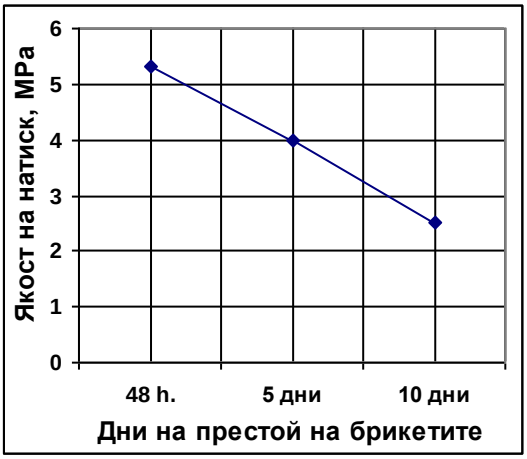
Фиг. 4. Зависимост между разхода на свързващо вещество шлемпа и якостта на натиск на брикети произведени с въглища класа 2–0 mm., изследвана след 4 и 24 часов престой на брикетите



Фиг. 5. Влияние времето на престой върху якостта на брикети произведени с желатин 3,5%, класа въглища 2-0 mm.

Фиг. 6. Влияние на времето на престой върху якостта на брикети произведени с 10,0% декстринов разтвор при разход 18,0%, класа въглища 2-0 mm.

Резултатите от проведените изследвания по отношение атмосфероустойчивостта на произведените брикети показват, че с нарастване времето на престой на брикетите якостта им нараства при влагане на свързващи вещества желатин и декстрин (фигура 5 и фигура 6) в резултат на пълното втвърдяване на веществата във вътрешността на брикета.



Фиг. 7. Влияние на времето на престой върху якостта на брикети произведени с шлемпа 15,0%, класа въглища 2-0 mm.

При изследване влиянието на фактора време за престой на брикети произведени с шлемпа като свързващо вещество е установено, че същите се характеризират с атмосферонеустойчивост, склонност към образуване на ситнеж, понижена якост на оронване.

Дискусия

Получените при лабораторните изследвания резултати за брикетиране със свързващи вещества желатин и декстрин при описаните условия за провеждане на процеса с кафяви въглища от мина "Черно море", доказват, че те осигуряват производството на брикети с достатъчна механична якост в съответствие със стандартните изисквания и висока водоустойчивост.

Предимство при внасяне на желатина в сух вид към въглищата за брикетиране е улесняването на цялостния процес на подготовката на шихтата за пресоване и отпадане на трудностите и средствата нужни за качествено съхраняване и контрол на водните разтвори.

При подаването на желатина като твърдо вещество в процеса на подготовка на шихтата се образува устойчив желатинов скелет във вътрешността на брикета състоящ се от гранули желатин под формата на сферични тела и фини въглищни частици.
Между частиците и гранулите вероятно се образуват молекулни мостове. За заздравяването на тези мостове значителна роля играе температурата на подгряване на шихтата. Опитно установено оптималната температура е 60^{0}C. При тази температура на загряване на шихтата якостта на натиск на получените със свързващо вещество желатин брикети е най-висока. Желатиновите гранули обвиват въглищните частици и се втвърдяват на въздух с течение на времето все повече и повече.

При брикетиране със свързващо вещество желатин установяването на оптимална влага на изходните въглища е много важен момент тъй като желатина е вещество което набъбва, за набъбването му е необходимо известно количество вода.

В процеса на брикетиране влагата на въглищата се преразпределя като се получава баланс между съдържанието на влага във въглищата и в желатина, поемането на влага от желатина променя обема му т.е става набъбване, което довежда до появата на пукнатини по повърхността на брикета. Вследствие на този процес се намалява здравината на молекулните мостове образувани между въглищните частици и веществото и на места с по-обилно влагопоглъщане те се прекъсват.

Увеличеното време на престой не довежда до повишаване здравината на брикетите, поради образувалите се вече пукнатини, които значително отслабват структурните връзки в него.

От друга страна при влага на въглищата по-ниска от оптимално установената, се стига до невъзможността на желатина да се разтвори достатъчно и да омокри зърната, което се отразява неблагоприятно върху крайната якост на продукта.

Като разтвор в процеса на подготовката на декстрина при нагряване се осигурява пълното му хидролизиране и при следващото добавяне на разтвора към въглищната маса, при пресоване се осигурява добро спояване между частиците.

С увеличаване разхода на свързващи вещества желатин и декстрин здравината на брикетите нараства съществено, но повишеното количествено съдържание довежда и до нарастване себестойността на продукцията, което се отразява неблагоприятно в икономически аспект.

Оптималното количество свързващо вещество желатин от технологична гледна точка е 3,5%. Увеличаването на процентното съдържание на вещество над 5,0% довежда до трудности при подготовката на шихтата за пресоване, състоящи се в затруднено хомогенизиране и дозиране на сместа.

Експерименталните данни получени при изследване на декстринов разтвор показват, че нарастването на процента твърдо вещество в шихтата, чрез прибавянето на по-голямо количествено съдържание на декстринов разтвор, води до нарастване якостта на натиск на произведените брикети.

С повишаване разхода на декстринов разтвор обаче, влагата също се увеличава, което води от своя страна до появата на повърхностни пукнатини след престой на брикетите от 24 часа.
Оптималния разход на свързващо вещество декстрин под формата на 10,0% воден разтвор е 18,0%.

Така произведените брикети притежават влагоустойчивост. Водопоглъщането им е изследвано съгласно БДС при което е установена водоустойчивост на брикети произведени с желатин 83,04%, при степен на водопоглъщане 16,60% и водоустойчивост на брикети произведени с декстрин - 88,07%, при степен на водопоглъщане - 11,30%. Калоричността на брикети произведени с желатин е 4593 kcal/kg., брикети произведени с декстрин - 4618 kcal/kg.

Получените брикети с посочените свързващи вещества отговарят на изискванията за качество определени от БДС. Те имат добра якост на натиск, която позволява транспортирането им на големи разстояния при минимално количество ситнеж и водоустойчивост, която би позволила добро съхранение при нормални условия без опаковка.

Понижената здравина на брикетите с шлемпа като свързващо вещество се дължи на ниското процентно съдържание на твърдо вещество в разтвора, недостатъчно за слепването на зърната. Прилагането на шлемпа специално подготвена за прилагане в процеса брикетиране като свързващо вещество (с по-високо съдържание на твърдо вещество) вероятно би довела до по-положителни резултати по отношение якостта на брикетите. В резултат на изследването е установено, че възможностите на шлемпата не са подходящи за целите на брикетирането, поради ниските якостни характеристики на произвежданите брикети

Заключение

Проведено е изследване на възможностите на желатин, декстрин и шлемпа като свързващи вещества при брикетиране на кафяви въглища от мина “Черно море”.

В резултат на проведеното изследване е доказано положителното влияние на свързващи вещества желатин и декстрин върху якостните показатели на брикетите и водоустойчивостта.

Установен е оптимален от технологична и икономическа гледна точка разход, при който произведените брикети се характеризират с най-висока механична якост.

Шлемпата няма подходящите свързващи свойства за да бъде успешно прилаган при брикетиране на въглища като самостоятелно свързващо вещество. Възможно е комбинирането й с друго свързващо вещество.

Литература

Български Държавен Стандарт 8716-88, 1988, Твърди горива, А13, София

Григорова И., Нишков И., Кузев Л., 2005, Брикетиране на кафяви въглища с производни на акрилната киселина. – Год. МГУ "Св. Иван Рилски'', т. 48, св. II, Доб. и прераб. на мин. сур., 107-110.

Кратка химическа енциклопедия, том 1, 1981, А – Л, С, Техника

Равкин И., Ермин А., Литвин Е., Бабанин В., 2000, Брикетирование мелкозерни и тондисперсны материалов со связующим. - *Кокс и химия*, 10, 24-27.

Препоръчана за публикуване от катедра
"Минерални технологии", МТФ

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

БЪЛГАРИЯ И СВЕТОВНОТО ПРОИЗВОДСТВО НА КАРБОНАТНИ МИКРОПРОДУКТИ

Адонис Каладзис, Б. Денев, Валентин Велев, Иван Нишков

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

РЕЗЮМЕ. Чрез анализиране на разнообразни източници са очертани някои от по-важните тенденции в производството и потреблението на карбонатни микропродукти. Систематизирани са насоките за приложение и общите закономерности, определящи предлагането и търсенето на микропродукти. Потърсена е връзката между ценовата политика на производителите и основните различия, които произтичат от регионалните особености степента на икономическо и технологическо развитие на отделните страни. Основните изводи са обвързани с бъдещото развитие на суровинната база у нас и производството на микропродукти за задоволяване на местни и регионални нужди.

BULGERIA AND THE GLOBAL PRODUCTION OF CALCIUM CARBONATE MICROPRODUCTS

Adonis Kaladzis, B. Denev, Valentin Velev, Ivan Nichkov
University of Mining and Geology, Sofia 1700

ABSTRACT. As a result of the analyzing various sources of information are outlined the most important trends of production and use of calcium carbonate microproducts. The tendencies of application and the main regularities that define the supply and demand of microproducts are rendered systematic. It is looked for a link between the price politics of the producers and the main differences, which come as a result of the regional characteristics and the level of economical and technical development of the different countries. The main conclusions are related to the growth of the sources of raw materials in our country and the production of microproducts for lo0cal regional use.

"Преди хилядолетия, в незапомнените времена на епохата на плеистоцена, първобитният човек намерил камък, който бил удобен за неговота ръка и за първи път разбрал, че притежава оръдие, което го прави много силен." – предисловие на редактора К. Кронейс на книгата "Геология на неметалните полезни изкопаеми" с автор Бейтс (1965).

Сред неметалните полезни изкопаеми, наричани още "нерудни полезни изкопаеми" и "индустриални минерали", карбонатните скали са едни от най-разпространените и намират широко приложение в строителството, металургията, химическата промишленост, стъкло-производството, захарната промишленост и селското стопанство.

През втората половина на XX-ти век стартира и се разви ново направление в използването на карбонатните суровини, чрез производството на микропродукти. Те намират приложение при създаването на редица съвременни продукти, предназначени за различни промишлени дейности и за бита. Основните направления при потреблението на микропродукти от природен калциев карбонат са отразени в табл.№1

В зависимост от предназначението на карбонатните микропродукти, потребителите предявяват съответни изисквания. При производството на хартия, пластмаси и бои по важните са/виж.табл.2/:

Освен като природен продукт калциевият карбонат и съответните микропродукти може да бъдат произведени синтетично под формата химически калциев карбонат наричан още утаечен калциев карбонат. В някои отношения химическият калциев карбонат притежава по добри качествени показатели и е сериозен пазарен конкурент на природния калциев карбонат.

Анализът на редица източници показа, че производството на природни карбонатни микропрподукти се развива динамично и разкрива добри икономически възможности пред ангажираните с добив и преработка на нерудни карбонатни суровини. Същевременно, независимо от наличието на известна историческа практика, може да се отбележи, че у нас съществува сериозна празнота по отношение бизнеса с карбонатни микропродукти, преодоляването на която изисква изясняването на редица въпроси, свързани с тяхното производство, пазари и реализация.

Добив и технологии за преработване

Годишното производство на варовици в световен мащаб към края на 80 год. надхвърли 123 млн. тона, като производството в бившите съветски републики е около 32 млн. тона, САЩ - 16 млн. тона, Япония и Германия – 8 млн. тона и други. У нас то е сравнително константна величина и достига до 40 хил. т годишно.

Таблица 1. *Основни приложения на карбонатни микропродукти*

Приложение	Предимства	Основни качествени параметри
Лепила	Подобрява физическите параметри, намалява количеството на смола	Постоянна белота, цвят и размер на частиците
Храни за животни	Добавките повишават ефективността при усвояване на храните	Строг контрол на среден размер на частиците от 4 до 16 µ. Липса на тежки метали
Бои/покрития	Осигурява нетоксичност, ниска абразивност, издръжливост на климатични условия, постоянен цвят	Добра белота, финост, ниска абразивност, добро диспергиране и течливост
Пигментни покрития за хартия	Осигурява висока белота, високо съдържание на твърди частици в състава на пастата за покритие, добра течливост, добро покриване, блясък на крайното покритие	Висока белота: - >94 % и 90 wt % <2µm - >92,5 % и 95 wt % < 2µm, ниски съдържания на железни и манганови окиси, ниска абразивност
Пълнител в хартия	Висика белота, подобрява здравината на листовете, високо съдърдържание на пълнител, лесни дрениране и сушене	Добра белота (>90-95 % по ISO). Размер на частиците 50-75 wt % <2µm, ниска абразивност
Лекарствени препарати	Функционален пълнител за медицински хапчета. Нетоксичен	Строг контрол на частиците от 4 до 16 µm, контрол за следи от елементи.
Пластмаси	Подобрява съпротивление на деформация, якост на удар и постоянни размери на изделията. Използва се при термопластика и ПВЦ	Широка гама на разпределение на фините частици, добра белота Органофилизирани и неорганофилизирани продукти. Ниска абразивност.
Полиолефин	Пелени-мъхест филм позволява пелените да абсорбират влагата. Пазарът се разраства	Внимателно контролирано разпределението на фините частици по време на преработка. Химически третирани.
Гума	Евтин функционален пълнител	Контролирано разпределение на частиците.

Таблица 2. *Изисквания към качествените показатели на карбонатните микропродукти при производството на хартия, пластмаси и бои*

Качествени показатели	**Стойности**
Грубо смлян	
Wt.% >10µm	10-25
Wt.% <2µm	20-50
ISO белота ,%	88-94
Фино смлян	
Wt.%, <2µm	60-95
ISO белота,%	89-96
Химичен състав (Wt.%)	
CaO	>54-55,6
MgO	<1
Fe2O3	<0,4
Неразтворими в киселина	<0,3
Mn (ppm)	<100

Добивът на варовици и мрамори в повечето случаи се извършва в открити рудници и кариери. Начинът на изземване е тясно свързан с предназначението на суровината. Основно се прилага добив на блокове и натрошена маса при изземването.

Повишените изисквания към химическия състав и физико-механичните свойства налагат използването на обогатителни процеси. За варовиковите суровини се прилагат следните обогатителни методи:

– Фотометрично сортиране или разделяне на компонентите по оцветяване на късовете. Прилага се често пъти за разделяне на късове с високо съдържание на MgO (сиви) от по-бедните на този оксид (бели).

- Ръчно сортиране на късове с повишена белота за производство на скъпи бели финодисперсни пълнители.
- Разделяне в тежки суспензии на едри плътни или тези с повишена механична якост късове от по-малко плътните порести, т.е. слаби късове. По-плътният варовик се използва във високоякостни бетони.
- Разделяне в утаечни машини според плътността на средноедри и дребни късове варовици.
- Промивно обогатяване – най-широко прилаган обогатителен метод, с който се отстраняват глината, пръстта и разтворимите соли.
- Селективното натрошаване се прилага при наличие на слаби, порести и глинести късове. То дава много добри резултати, защото при наситняване споменатите примеси образуват дребни зърна, които с обикновено отсяване могат да бъдат отстранени от здравите плътни по-едри късове и зърна.
- Не много често прилагано е ръчното отбиране на късове с повишена белота за производство на скъпи бели финодисперсни пълнители.
- Флотационното обогатяване се прилага в случаите когато се цели получаване на продукт с висока чистота, а примесите се отделят в търговски продукти.

Изискванията предявени от консуматорите за производството на по фини пълнители стимулира към развитието на нови технологии. Въвеждането на вертикални мелници позволи получаване на по-фино продукт. Чрез прилагането на двустепенна класификация в пневмокласификаторите се произвеждат крайни продукти с микронна едрина на частиците.

Преминаването от кисела към алкална технология при производството на хартия доведе до замяна на каолина със суперфин варовик – 99,9% под 3 микрона. Технологичните схеми за такъв варовик са мокри и включват мелници със суперобтривно действие.

Основни приложения на карбонатните микропродукти

Карбонатните микропродукти намират на-широко приложение като пълнители при производството но хартия, на пласмаси, гума, бои, а така също при производството на микропорести изделия.

Използването на калциевия карбонат в хартиената промишленост започва преди около 40г., първоначално като пълнител, а след това като пигмент в пигментните покрития. Сред по важните фактори, определили навлизането и разширяване на приложението на карбонатите са:

- по-висока степен на белота
- по-ниска цена
- добра регионална разполагаемост
- възможно е по-високо съдържание на пълнител в хартията
- намаляване на разходите за алуминиев сулфат
- намаляване на корозията на машините и съоръженията
- по-голяма дълготрайност на хартията

В съответствие с усъвършенстването на технологиите при производството на хартия, промените в изискванията към нейните качествени показатели и състоянието на производството на пълнители, анализаторите предвиждат, че в бъдеще карбонатите ще бъдат равнопоставен с известни предимства в сравнение с каолина и талка.

Другото динамично развиващо се приложение на минералните пълнители е производството на порести покрития. Това се определя от обстоятелството, че тези пълнители и особено природният калциев карбонат позволяват на порестото покритие да диша благодарение на мрежата от микропори, а на водата да прониква навътре, но не и да излиза обратно.

Микропорестите покрития са разработени в Япония през осемдесетте години на миналия век с основно предназначение пазара за хигиенни продукти и бързо се разпространяват в целия свят.

Микропорестите покрития се прилагат в две основни направления:

- За хигиенни нужди – пелени и хигиенни превръзки.
- Строителство – обшивка на къщи, стенни покрития и подкеремиден покривен слой.

През 2001 г световното потребление на покрития за хигиенни и строителни нужди е бил 500 000 тона /стандартни и микропорести/, като се наблюдава относителен паритет в тяхното производство. Следващите пет години бележат подчертана ориентация към производството и потреблението на микропорести покрития, както в Европа така и в света като цяло в сравнение със стандартните (виж. Фиг.1 и фиг.2).

Очакванията са, че Европа има сериозен потенциал в развитието на микропорестите покрития, и че достигнатото през 2005 година ниво от150 000 тона пелени за микропорести покрития, ще се запази и надхвърли.

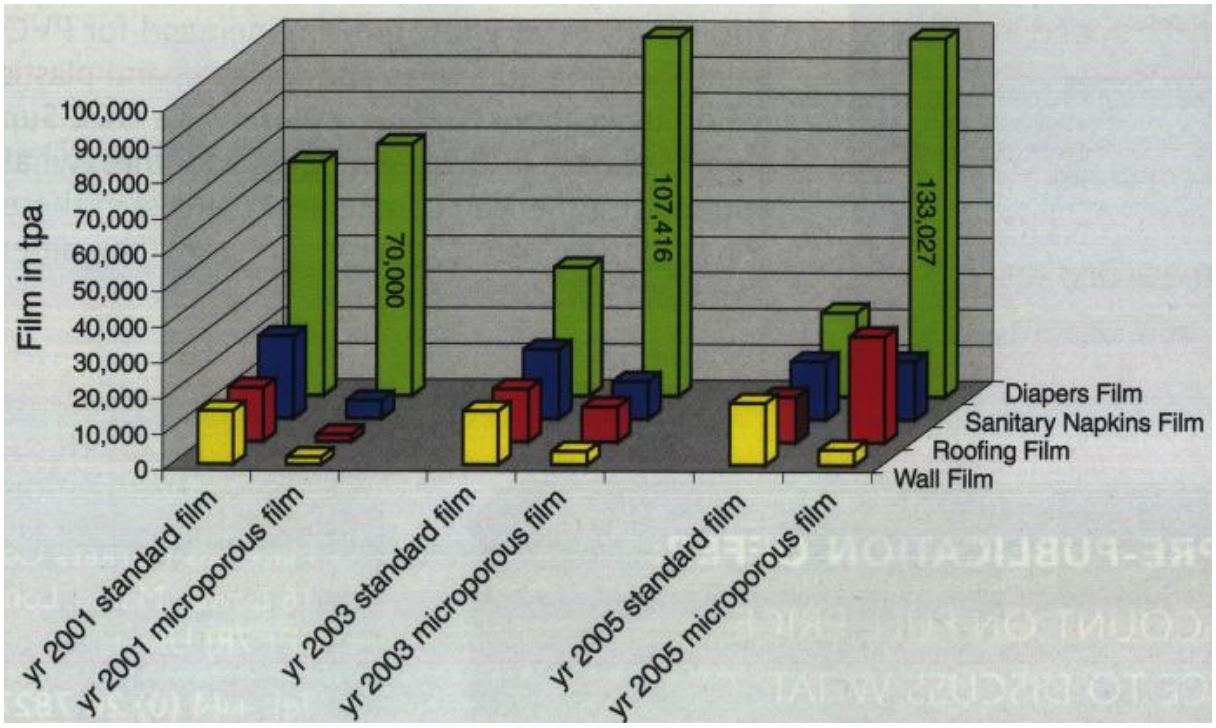
Съществуват и мнения, че оригиналните качества на микропорестите покрития и възможностите за нови приложения ще стимулира още повече ръста на тяхното производство.

Континентални особености в производството и потреблението на карбонатни микропродукти

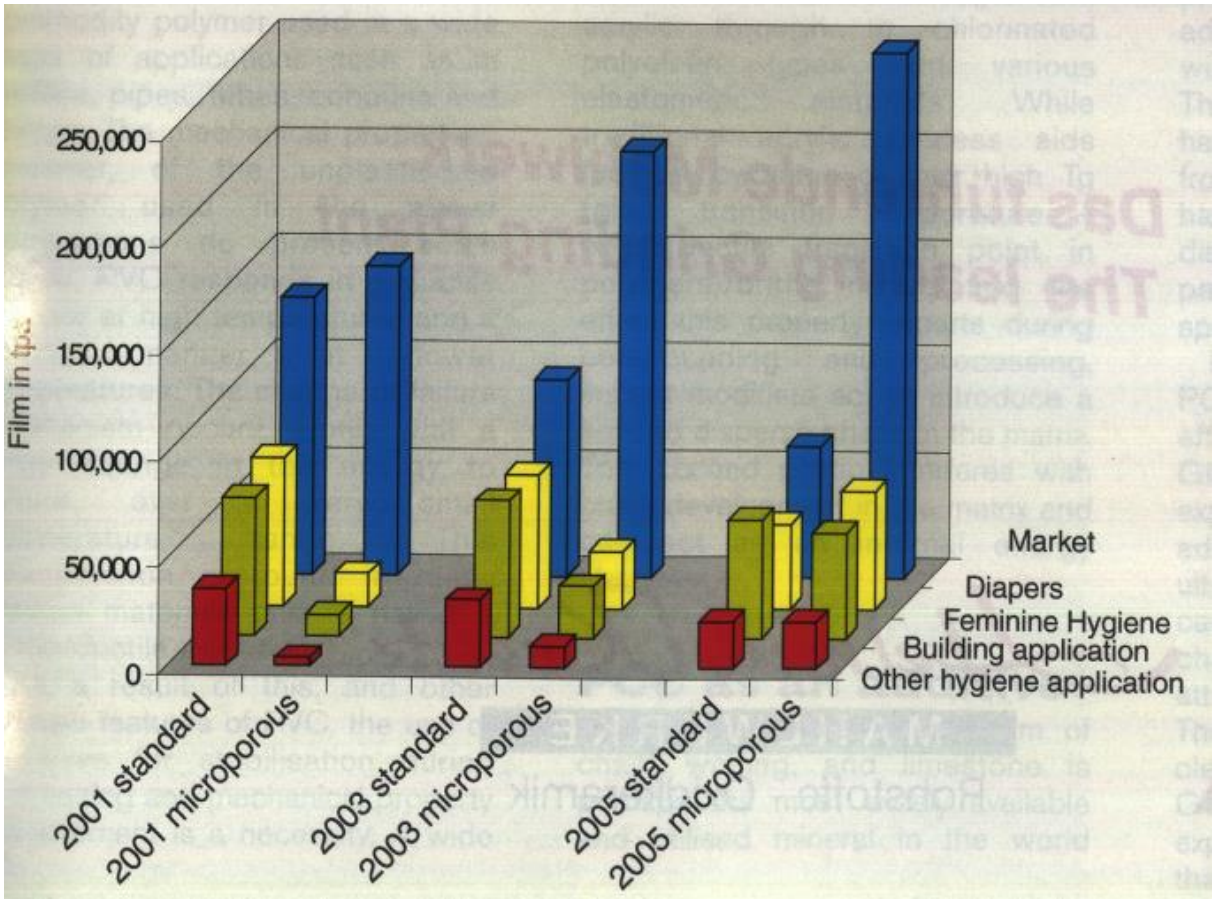
Северна Америка. Природният калциев карбонат намира широко приложение в производството на различни продукти в Северна Америка. Това е продиктувано от наличието на голям брой находища от висококачествена суровина, разработвани с ниски производствени разходи.

Производството на природен калциев карбонат в САЩ и Канада поддържа годишно равнище от над 21 милиона тона. Основното приложение на карбоната е като пълнител при производството на бои, пластмаси, хартии, лепила и уплътнители, пигментни покрития, подови настилки и гума. Предвид широкото разпространение на находища и на изградени към тях производствени мощности, реализацията има регионална ориентация, като

е наложен стремеж за минимизиране на транспортните разходи. Приложението на природния калциев карбонат се определя от качествените показатели, а цените по които се реализира силно зависят от едрината - от 20$ за тон за груб (44 микрона) до повече от 300$ за тон ултрафин материал (1 микрон) пигментно покритие.



Фиг. 1. Европейски пазар за покрития 2001-2005 – сравнение между стандартни и микропорести /Diapers film –покритие за пелени; Sanitary napkin – покритие за хигиенни превръзки; Roofing film – подпокривно покритие ; Wall film – покритие за стени



Фиг. 2. Сравнение на потреблението на стандартни и микропорести покрития в световен мащаб /Diapers – пелени; Feminine hygiene – дамски превръзки; Building application – приложение в строителството;Other hygiene application – други хигиенни приложения.

В таблица 3 са показани основните продукти, произвеждани от природен калциев карбонат, които заемат основния дял от пазара в Северна Америка.

Таблица 3. *Продукти, произвеждани от природен калциев карбонат в Северна Америка*

Груб пълнител със средна белота с разнообразни приложения *№.7, Thomasville Stone and Lime Co.* Цена: 39$/тон насипен материал FOB фабриката Среден размер на частиците 16,5μ < 50μ 97% < 25μ 61% Белота 90% **Пълнител за полиестер, ПВЦ, полипропилен, лепила и уплътнения** *Camel-Fil, Genstar Carbonates* Цена: 86$/тон насипен материал Среден размер на частиците 5,5-6μ < 25μ 97% < 6μ 46% < 2μ 23% Белота 93% **Стеаратно органофилизиран за термовтвърдители, термопластмаси, бои и други** *Camel-Cal ST, Genstar Carbonates* Цена: 284$/тон насипен материал Среден размер на частиците 0,7μ < 2μ 90% Белота 96%	**Евтин разширител за зифт, равни бои и гуми** *Camel-Carb;* Genstar Carbonates Цена: 65$/тон насипен материал Среден размер на частиците 7μ < 44μ 99,5% < 7μ 50% < 1μ 10% Белота 90% **Пълнител за хартии с висока белота (мокро смлян пулп)** *Microna S-58 H.B., Columbia River Carbonates* Цена: 161$/тон сух материал Среден размер на частиците 1,5μ < 10μ 99,1% < 5μ 93% < 2μ 58% <1μ 37% Белота 96% **Пигментни покрития за хартия (мокро смлян пулп)** *Microna S-58 H.B., Columbia River Carbonates* Цена: 175$/тон сух материал Среден размер на частиците 0,55μ < 1μ 71% < 2μ 93% < 5μ 100%

Добивът и преработването на природен калциев карбонат с разнообразно качество в Северна Америка надхвърля 14 млн. тона на година, като в основната част се осъществява от 10 компании – *Columbia River Carbonates, ECCI Calcium Products Inc, Franklin Industrial Minerals, Genstar Carbonates Inc, Georgia Marble Co, J.M.Huber Group, Omya Inc, Specialty Minerals Inc, Pluess Staufer (California) Inc, Steep Rock Resources Inc*

Основният проблем пред фирмите, произвеждащи природен калциев карбонат поставят производителите на химически такъв. През 80-те години популярността на химическия калциев карбонат се увеличи поради въвеждането на алкални технологии при производство на хартия, по подобие на Европа. Според някои източници, потреблението на химически калциев карбонат нараства с 30% на година в периода 1986-92 и продължи нагоре с 15% през 90-те. По настоящем производствения капацитет на САЩ за химически калциев карбонат се оценява на 1,36 – 1,63 млн. тона на година.

Европа.Доминирана от няколко производителя при висока конкуренция, европейската индустрия за природен калциев карбонат се стреми да разнообрази произвежданата продукция, като развие възможностите на пазарите и суровините в Източна Европа.

Западноевропейският пазар на природен калциев карбонат е един от най- големите в света, заемащ 38% дял от световното потребление. През 2003 г той беше 20,5 млн тона (влючително Турция). Почти ¾ от производството се осъществяваше в няколко страни: Франция, Германия, Австрия, Норвегия, Испания и Италия. Норвегия и Австрия са водещи с 14% от произвежданото количество.

Суровините от които се добива природен калциев карбонат оказват влияние върху качеството и на крайните продукти. В Европа, повечето от него се добива от мрамор, варовик и креда.

Хартиената индустрия е най големия консуматор на природен калциев карбонат – 60% от производството през 2003 година.

Западноевропейският пазар се доминира от 4 силно конкуриращи се компании. Към настоящия момент *Omya AG* е най-големият производител. Според приблизителни оценки, Omya държи 70% от пазара през 2003 г. Другите големи производители са *Imerys* - 8-15% пазарен дял, *Reverte* (6%) и *Provencale* (3%). Останалата част от пазара се състои от по-малки производители.

Производственият капацитет в източноевропейския регион е малък в сравнение със западните съседи и е около 2 милиона тона годишно, Прогнозите са , че в бъдеще ще се развива чрез утвърждаване позициите на основните производители и на относително малки но динамични и агресивни като технологично и пазарно поведение фирми.

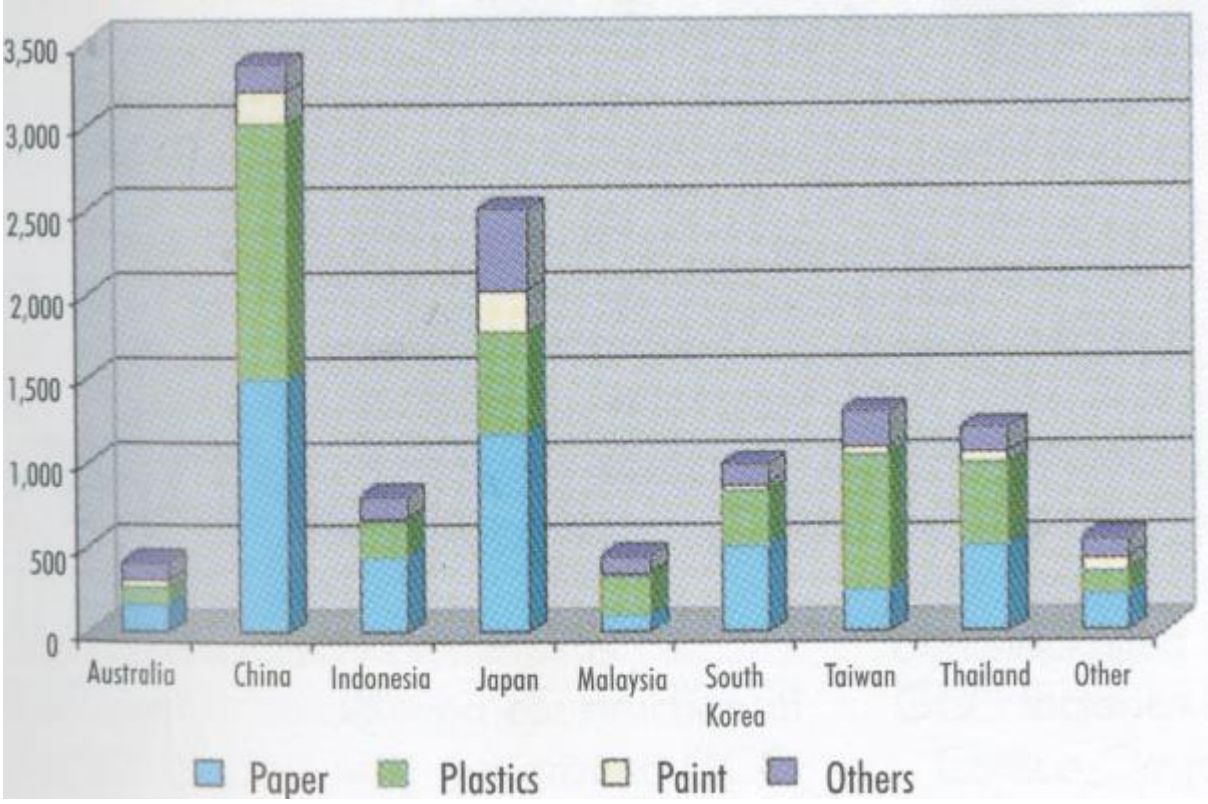
Динамичното развитие на производствата на бои и пластмаса също се сочат като фактори в бъдещото развитие на производството на карбонати, тъй като заедно с хартията те формират над 80% от общата консумация в Европа.

В България потреблението на природен калциев карбонат е 10-12 хил. тона годишно. Основно той е вносен продукт от *Omya AG* и фирми от Турция и Гърция. Съществуват няколко много малки български фирми, които произвеждат природен калциев карбонат от български суровини. Основни потребители са производителите на бои и покрития, лепила, пластмасови продукти. Потребностите на България в бъдеще от природен калциев карбонат ще се увеличават поради възстановяване на хартиеното производство, производство на пластмасови профили за дограма за прозорци и врати, производство на изделия от полимербетон. У нас има качествена суровина за производство на природен калциев карбонат и е въпрос на инвестиции за задоволяване на потребностите ни от български микропродукти.

Азия.Пазарът за природен калциев карбонат в Тихоокеанска Азия през 2002 г. е реализирал 11,6 млн. тона. Доминиращите производители са Китай - 29% и Япония - 21% от общото производство. Използва се основно за нуждите на хартия 41%, пластмаса 38%, бои 7% и други 14%.

Ръстът на производството се дължи главно на разрастването на употребата му като пигментен пълнител в хартиената промишленост. Тенденцията в региона е големите производители на хартия да създават сателитни фабрики за природен калциев карбонат, вместо да внасят продукта.

Карбонатните микропродукти в Тихоокеанска Азия основно се произвеждат от мрамори - 95 % и само 5 % от варовик с висока белота. Мраморът е предпочитаната суровина, особено в производството на хартия, тъй като е с по-висока белота от кредата и варовика. Основните страни производители и потребители имат относително еднаква структура на потребление (виж фиг.3).



Фиг. 3. Пазари през 2002 г. (х1000 тона)в Тихоокеанска Азия

Латинска Америка През последните три десетилетия минералната индустрия в Латинска Америка преживява тежки времена. Причините за това са консервативното законодателство по отношение на чуждестранните инвестиции, сериозните сътресения в макроикономическите процеси, обхванали повечето латиноамерикански страни и остарелия мениджмънт на производствената и на инвестиционната дейност на основните производители.

Тази политика предизвика дълбоки негативни резултати, довели до масови фалити на компании с широк спектър на производствени възможности. С възприемането на курс към реализирането на оздравителни програми, през 90-те години се създаде по-добър климат за икономиките на отделните страни и за развитие на минералната индустрия.

Промяната в законодателството по отношение на минералното производство позволи на редица международни компани, които в по ранен период не са

инвестирали в богатите на минерални суровини страни от региона, да преразгледат и променят своите инвестиционни стратегии. Извършиха се редица обединения с местни производители, което позволи на традиционни в този бизнес международни фирми да стъпят на пазарите на Латинска Америка. От 1990-1996 е регистриран годишен растеж повече от 8%, който се запазва и през следващите години. Най-голямо влияние за това оказва развитието на хартиената индустрия. В началото на настоящия век тя консумира повече от 400 000 тона годишно химически калциев карбонат.

Като резултат на подобрените технологии и навлизането на международните фирми в Латинска Америка се очаква цените на индустриалните минерални и особено тези на калциевия карбонат да намаляват. При осигуряването на конкурентни разходи за транспорт, пред латиноамериканските производители се разкриват сериозни възможности за експорт в страни от други континенти, което беше считано преди за невъзможно.

По важни изводи

От направеният анализ на производството, пазарите и приложението на микропълнители от природен калциев карбонат следват следните основни изводи:

1. Обогатяването на природен калциев карбонат се извършва в мокра или суха среда, в зависимост от изискванията към крайния продукт. Сухото смилане - икономически по-изгодната алтернатива, често е ограничено до 2-3 μ размер на продукта, защото след това материалът се слепва и е труден за класификация и товарене. Мократа преработка се прилага когато се изисква ултрафин материал или когато ще се използва във вид на суспензия.
2. Стремежът към производството на все по-фини частици поставя няколко основни проблема: цена, производителност и разходи за енергия. Освен производствените, транспортните разходи са сред най-важните фактори влияещи върху приложението и конкурентноспособността на природния калциев карбонат. Този производител, който успее да се възползва от цената и разположението на суровината ще доминира на пазара.
3. Природният калциев карбонат е един от индустриалните минералите с най-голямо приложение в производството на различни продукти в Северна Америка. Производството му достигна над 21 милиона тона годишно, като 10 компании създават повече от 2/3 от продукцията. Свързващи смеси, хартия и пластмаси формират основно обема на пазара (73%), като пазарния дял на пластмасите е най-голям – 44%.
4. Западно европейският пазар на природен калциев карбонат е един от най-големите в света, заемащ 38% дял от световното потребление - 20,5 млн тона годишно, като хартиената индустрия е най-големия консуматор на природен калциев карбонат – 60% от брутното производство. Европейският пазар се доминира от 4 силно конкуриращи се компании, като Omya AG държи 70% от пазара. Производствения капацитет на страните от Източна Европа е е около 2 милиона тона годишно. Това е важен и развиващ се пазар на калциев карбонат.
5. Пазарът за природен калциев карбонат в Тихоокеанска Азия е 11,6 млн. тона с доминиращи производители Китай и Япония. Използва се основно за нуждите на хартия 41%, пластмаса 38%, бои 7%. Ръстът на индустрията се дължи главно на разрастването на употребата му като пигментен пълнител в хартиената промишленост. Тенденцията в региона е големите производители на хартия да създават сателитни фабрики за природен калциев карбонат, вместо да внасят продукта.
6. През последните три десетилетия минералната индустрия в Латинска Америка преживява тежки времена. От началото на 90-те намаляващата инфлация и деноминацията на много местни валути създадоха по-добър климат за развитието й. Пазарът на калциев карбонат достигна 1,5 млн тона годишно, от които около 1,1 млн тона – природен калциев карбонат и 400 000 тона химически калциев карбонат.
7. Като цяло производството в бъдеще на пълнители от природен калциев карбонат е много обещаващо. Разрастване на пазарите на строителството, пластмаси и хартия са главните фактори. Откриват се непрекъснато възможности за използването му в нови производства.

Литература

Ковачев В. и др. 1991. Неметални полезни изкопаеми, С.

Пиронков и колектив. 1991. Нерудни изкопаеми – технологичен и икономически преглед, С. Техника.

Шобер В, Фегерл М, 1994., Използване на природен калциев карбонат, Целулоза и хартия (1), 1-4

Hassan Fattah, February 1995, North American GCC, Industrial Minerals, 33-47

Ted Dickson, White carbonate fillers, August 1987, Industrial Minerals, 65-73

Lindsey Taylor, The white stuff – European GCC supply, July 2004, Industrial Minerals, 22-31

Luiz Ricardo Renha, Calcium carbonate – Markets in Latin America, November 1998, Industrial Minerals, 91-93

Gil Morieras, GCC in microporous films, July 2001, Industrial Minerals, 29-33

Ian Wilson, GCC in Asia Pacific, February 2004, Industrial Minerals, 40-45

Paul Harris, Crushed,ground and bagged North American GCC, January 2002, Industrial Minerals, 22-33

Препоръчана за публикуване от катедра
„Минерални технологии", МТФ

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

REENGINEERING OF ECONOMICAL SYSTEMS – INSTRUMENT FOR RE-TECHNOLOGIZING AND REHABILITATION APPLICABLE IN EXTRACTIVE INDUSTRY

Fritsch-Trancău Manuela Ivonne

S.C. I.C.M. S.A. Tg-Jiu, Romania

ABSTRACT. The efficiency analysis of lignite exploitations must be based on the advanced techniques and methods, widely applied in the successful firms. The involving of personnel and the teamwork, correlated with the top information techniques, need high efforts in the human resources field but also in the technological and financial field of activity. The rigorous approach and strictly focused on obtaining the results, is offering optimal solutions for the increasing of performances and for the recovery of human, material and financial efforts. The teams for reengineering must be sustained logistically and have to be systematically coordinated for obtaining the optimal solutions. These solutions must help the firm to obtain a better orientation on the market towards top positions and also for the recovery of the funds invested in projects.

РЕИНЖЕНЕРИНГ НА ИКОНОМИЧЕСКАТА СИСТЕМА – ПОДХОДЯЩ ИНСТРУМЕНТ ЗА ВЪЗСТАНОВЯВАНЕ И ТЕХНОЛОГИЧНА РЕХАБИЛИТАЦИЯ В ОБОГАТЯВАНЕТО

Мануела Ивон Фриш –Трънкау
Търгу Жил Румъния

РЕЗЮМЕ: Кратко изложение на технологията при разработването на лигнитни въглища, което се основава на предварителни подбрана техника и технология, широко приложими в успешно развиващите се фирми. Заинтересованите служители и работни групи, съотнесени към най-съвременните информационни технологии, нуждаещи се от големи усилия, свързани както с човешките ресурси, така и в технологичното и финансова област от дейности. Точни достижения и строго погледнато от получените резултати е предложено оптимални решения за повишаване на производителността и за възстановяване на човешкия, суровинния и финансови усилия. Реинженерингова работна група трябва да бъде постоянно материално-технически обезпечена и трябва да бъде постоянно координирана за получаване на оптимални решения. Тези решения трябва да помогнат на фирмата за получаване на по-добра ориентация към постигане на високи пазарни позиции както и възстановяване на основни проектни инвестиции.

The analysis of efficiency made inside the lignite mining exploitations have to be based upon the advanced managerial methods and techniques, largely applied inside the successful firms. The involving of personnel and the teamwork, correlated with the top informational techniques, need sustained efforts in the human resources field but also in financial and economical fields. The rigorous and strictly oriented on results is offering optimum solutions for increasing the performances and for the recovery of human, material and financial efforts. The teams for reengineering have to be logistically sustained and systematically coordinated for obtaining optimum solutions that will allow the orienting of the firm on the market to top positions and also the recovery of the funds involved in projects.

One of these methods, that approaches a process as a whole and that can be applied in the analysis of restructuring way, of its impact and in the evaluation of the technological rehabilitation is the Reengineering of Processes, syntagma that was adopted by Hammer and Champy in already classical volume published in 1993, *Reengineering the Corporation*.

By BPR (Business process reengineering) we understand: The fundamental revision and radical designing of processes for reaching to the spectacular improvements regarding costs, service quality and its rapidity.

If we are taking into consideration the accumulated experience regarding the applying of reengineering in different fields, we will observe that the possibilities that this orientation have in the rehabilitation, modernizing and re-technologizing are promising.

Hence, the improvements in productivity had as main objective industry and, inside this, those activities strictly connected to production. This approach chooses complex processes that have a great number of resources and activities that have to be adequately coordinated.

The implementing of reengineering has as object: Business, management, organizational structures, processes and mentalities. This presumes a continuous process of reorienting, reorganizing, reinventing and rethinking, characterized at the organization level.

The covered stages are:

- diagnostic analysis and the establishment of the forces field (evidencing the pro and against pressures);
- becoming aware of the need of changing and setting the objectives (evidencing of internal and external restrictions)
- execution of effects evaluation process and the retaking of process.

As managerial supporting methods we are evidencing:

- benchmarking (comparing of processes, products or services, internal or developed by leader firms);
- SWOT analyses (evaluation of opportunities and of threats);
- costs reducing;
- Pareto analysis.

Effects of the reengineering action are:

in the field of technological processes:

- Reducing of consumption and of power loss;
- Increasing of output and of efficiency;
- Simplifying of processes, increasing the safety degree in functioning;
- assistance from expert informatics;
- increasing the functioning cycle between two repairing, shortening the interventions and in some cases the elimination of maintenance;
- Optimization of functioning regimes;
- reducing of pollution and of associated expenses;
- Increasing of performances, of efficiency and of central quality;

in the field of human resources:

- preparing, involving and evaluation of personnel;
- Increasing the culture degree, responsibility degree and effective motivation of personnel;
- improving the work conditions by ergonomic measures, by intensification of the actions for the increasing the dialogue human-computer-process.

in the economical and decisional field:

- promotion of rapid methods for economical analyses, which will allow the taking of measures in useful time. It is preferred to know the expenses in real time ant the central level, by methods and techniques that are offering consistence in the detriment of precision, for the decisional factor;
- substantiation of decisions by applying the adequate techniques and by informatics assistance;

As example of key decision in the reengineering of mining processes, we can underline the extending of outsourcing (term that is equivalent with spinning-off) for the basic activities, not only for the connected activities.

This is referring to the delegation of some tasks or objectives to some organizational segments belonging to external entities that are offering a better price/quality ratio or are having experience in specialized fields. The spinning-off comprises a wide specter of activities, from operational processes (for example delivery of products) and going to functions of the firm.

Theory of modernizing the techno-economical systems

The techno-economical system can be defined as an **assembly of elements, of diverse nature, well outlined and delimitated towards external environment, coordinated with the purpose of achieving an objective of technical, economical or social nature on the basis of resource consumption, limited by requirements of a durable development.**

The structure of component elements and the nature of their connections with external environment are specific to each system. Establishment of objectives for the conceiving and functioning of a technico-economic system can be done in its exterior, and the adjustment of adapting of functioning way towards these objectives can be done by internal elements, respective self adjustment system. Together with the positive effects of the systems functioning, have to be evaluated also the negative effects from *double perspective:* **The negative effects for the system,** (self destruction) and **negative effects for external environment** (destruction of external environment)**.** Schematically, the structure of a technico-economical system, from this perspective, is presented Fig. 1.

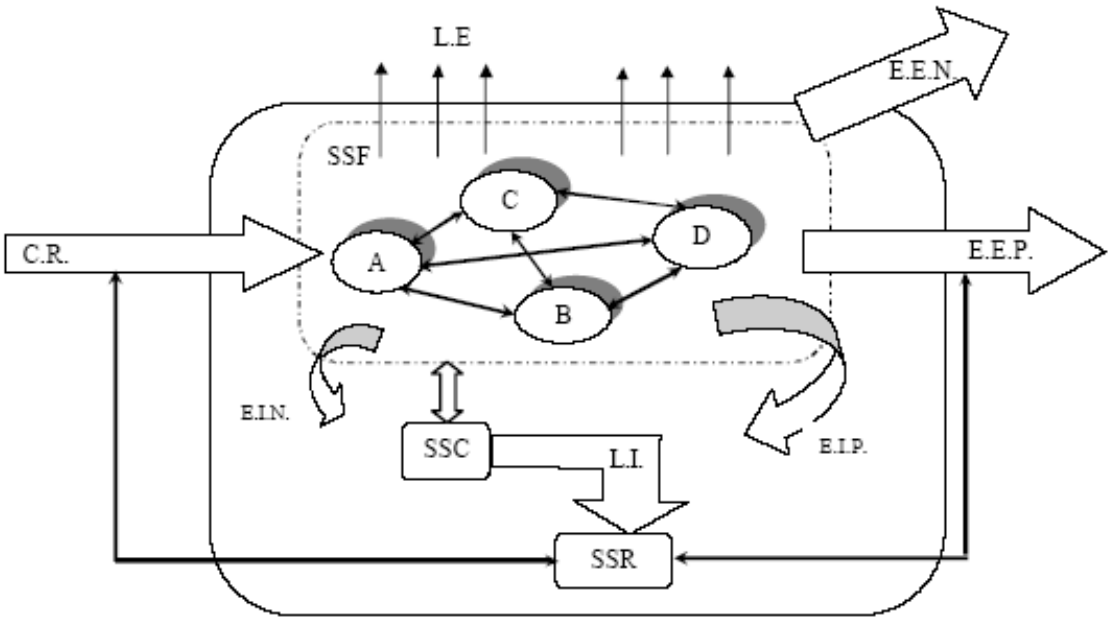


Fig. 1. Structure of a technico-economical system

Significance of the elements from Figure 1 is the following:

A, B, C, D – components of the technico-economical system;

E.I.P. – internal positive effects ; E.I.N. – internal negative effects;

E.E.P. – positive internal effects ; E.I.N. – negative external effects;

C.R. – resources consumption; SSF – fabrication subsystem;

SSC – subsystem for the system leading;

SSR – subsystem for the system adjustment;

L.E. – external connections of the subsystem with environment;

L.I. – internal connections between the component subsystems of the system

The presented structure can be adapted to a diverse category of systems from social and economical activity; further it can be done the association between the technico-economical systems and the specific organizations f market economy, with particularization on the ones from extractive industry.

Definition and content of technico-economical systems modernization

One of the solutions for straightening and for going out from the actual situation can be the identifying of modernizing variants of the existing production capacity.

According to the explanatory dictionary of Romanian language, *modernization of a technico-economical system* means that adapting capacity of the system to the requirements and exigencies of the present for corresponding as optimum as possible to this requirements.

The modernizing and re-technologizng can be solutions for a rapid straightening of technico-economical systems in conditions of technological mutations and of turbulent situations, crisis that characterizes the actual economical environment. These activities have a benefic influence in economical efficiency, due to the efforts made and due to the economical effects obtained after these actions.

The concept of modernization appeared relatively recent, at the end of 1950, when the economical situation on international markets aggravated, the competition became more powerful, the economical differences between the states were greater and the politics regarding environmental protection became more and more powerful.

Modernization represents a form of integration of the new technologies inside the activities of economical agents, fact that is leading to the diversification of technical progress sources and to the approaching of activities from diverse productive sectors in a systemic vision.

The modernizing activity of productive systems presents some **specific characteristics** that are giving it some advantages towards other method of increasing the economical efficiency.

In the modernizing activity the starting point is **an existing technical and economical base**, that offers already some equipments, devices, technologies, buildings, utilities; these *need no more supplementary efforts for achievement*, just eventually for some changing for setting them in consonance with other works that will be done. These adaptations *will cost much less in comparison with the situation when they would be totally new.*

Reaching the target in a shorter time period has the advantage that *ensures in advance the proposed effects*, when they are more intense solicited, it is materialized a supplementary profit as following of the production obtained the gained economy of time.

By *technology* it is understood the assembly of processes, methods, proceedings, operations used for the fabrication of making of a product or achievement of a service. The re-technologizing presumes the bringing back of equipments to the superior technical parameters for ensuing t the products a superior quality or lower costs.

Particularities of the projects for modernizing

Inside the technico-economical systems, "the expenses for modernizing are more judicious distributed, in the sense that they are with priority printed for the building, adaptation or structural improvement of active fixed assets, meaning the one that is directly participating to the obtaining of results as: Equipments, special buildings, technological chains, etc.

In the case of modernizations, the passive assets (buildings) need a lower volume of resources, because need only small changing, sometimes ambient, or no changes, that creates the conditions that the constituted and allocated finds for modernization to be oriented specially to the activities that are leading to the increasing of economical results of the firm, meaning the increasing of active assets.

By modernizing, no different upon the achievement level, it is applied ***new solutions and ideas***, because modernizing, by its essence, has an **innovator character**, and it is the bearer and a generator of technical progress. This is ensuring the reducing of material specifically consumption, but also of work, fact that is leading to the decreasing of efforts for modernizing and of the ones with production activity.

In the same time, the modernization is ensuring the reducing of nonconformities, refuses and also the decreasing of loss by increasing of manufacturing degree of raw materials, due to the use of better equipments and better technological solutions.

Modernization has a favorable effect also over the equipment feasibility and over the entire productive system.

The main influence of modernization is connected to the impact over the *quality aspects of the participant factors to economical and social life.* Also, modernization makes pressure also on the quality of technologies, by modernizing the existing chains, by finding the new technological solutions or by adapting the exiting ones. Closely connected with the equipments and technologies quality improvement takes place also the increasing of quality level of work force, from the point of view of content but also from the point of view of its structure.

As a corollary of presented production factors improvement, we can reach to the improvement of products quality, as final purpose of the modernizing activity.

The qualitative and quantitative improvement of economical effects occurs as a consequence of advantages presented by the modernizing activity. A direct effect is the increasing of obtained production, as a following of making of supplementary production, due to the superior parameters of equipments, but also due to the improvement of finished products and of their structure.

The increasing of production value and in general of all economic effects is obtained also by the improvement of structure or consummated resources, in the sense of using of some raw materials well dimensioned and of corresponding quality, according to the technological process requirements but also due to the corresponding level of human resources and of the technical levels of equipments used and the high quality level of products.

Any non-concordance between the three quality levels (equipment's output, quality class of products and the employee qualification) can have negative effects in the production process.

The modernizing activity of all economical activities is a main way for the improvement of economical efficiency at all levels, because by this way it can be ensured the changing of ration between the efforts and effects. The efforts have a relative decreasing, and in the same time the economical effects are increasing, by volume and also by structure.

The modernizing of national economy represents a ***dynamic process*** that presumes a good knowledge of economical realities for the ensuring of a viable inter-conditioning of national economy branches but the correlation with the other countries economy.

Also, the modernization is a vital requirement for ensuring the increasing of economical efficiency ant micro and macro-economical level, an objective independent factor, a condition "sine qua non" for ensuring the economical growth, in the development conditions known by the contemporary world.

Conclusions

Starting from the essential idea of finding analytical instruments for studying at a general level of management problems of equipments, in the conditions of reducing the mining activities, specially referring to the conditions from Oltenia coal field, in this work I tried to synthesize some theoretical and conceptual elements regarding modernization of technical and economical systems.

Considering that the study of recovery and re-use problem of tangible assets of closed mines is sufficiently clarified by the Mine Closure Manual, I focused in the analysis over the problems of **re-engineering of productive system,** with a special regard to modernization, the only way of solving the economical dilemma of producing more with more limited resources.

In this context, I approached the main elements of modernization, in a systemically conception, as it is today outlined in the theory of modernization of technical and economical systems.

Bibliography

Nanu A. Tehnologia materialelor. Tehnică Publishing House, Bucharest.

Ceauşu I. Terotehnica şi terotehnologia, OID-ICM, Bucharest.

Pavelonescu D. Tribologie, Didactică Publishing House, Bucharest.

Rusu St. Tehnologia fabricării maşinilor şi instalaţiilor Tehnică Publishing House, Bucharest.

Koronka F. Tribologie, Lithography of Petroşani University, 1997.

Catuneanu V. Bazele teoretice ale fiabilităţii, Academiei Publishing House, Bucharest.

Oprean A. Fiabilitatea maşinilor unelte, Tehnică Publishing House, Bucharest.

H. Paul Barringer, P.E. How To Justify Equipment Improvements Using Life Cycle Cost and Reliability Principles.

Barringer, H. Paul, Life Cycle Cost, author and publisher, Barringer & Associates, Inc., P.O. Box 3985, Humble, TX, 2004.

Larry H. Crow, Ph.D., Crow Reliability Resources Practical Methods for Analyzing the Reliability of Repairable Systems.

V.N. KAZAKIDIS AND M. SCOBLE, Planning for flexibility in underground mine production systems.

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

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ИЗСЛЕДВАНЕ ВЛИЯНИЕТО НА ЙОННИЯ СЪСТАВ НА ФЛОТАЦИОННИЯ ПУЛП ВЪРХУ ζ-ПОТЕНЦИАЛА НА КОЛОИДНИТЕ РАЗТВОРИ ОТ ОРГАНИЧНИ ДЕПРСОРИ

Л. Петкова, Антоанета Ботева

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

РЕЗЮМЕ. Органичните реагенти използвани при селективната флотация на рудните минерали, заемат 5 основни групи: събиратели, пеннообразуватели, флокуланти, филтрационни добавки и депресори. Една от най-неизучената група по отношение селективността на действието им при флотацията на различните минерали, са органичните депресори. Последните са едни от най-старите реагенти-депресори използвани в практиката, но с развитието на техниката и основно на химическата промишленост, тяхното използване се ограничава силно, поради 2 техни недостастъци: ниска селективност като флотационни реагенти; използването им като храни, основно за животни и по-рядко за хората. Основното тяхно предимство е тяхната ниска токсичност. Последното във връзка с екологичните проблеми на човечеството и ограниченото количество преработени руди, ги прави все по-желани реагенти. Пречка за тяхното разпространение е ниската им селективност, т.к. на настоящия етап, те могат да се добиват от отпадъчни продукти, които не представляват хранителен интерес. Тъй като водните разтвори на всички тези реагенти са под формата на колоидни дисперсни системи, то целта на настоящата работа е да се провери възможността за повишаване селективността в действието на органичните депресори чрез подходящо изменение на йонния състав на пулпа, а оттам и промяна на ζ-потенциалите в необходимата посока, както на колоидните разтвори на органичните депресори, така и на минералните суспензии.

INVESTIGATION THE INFLUENSE OF IONIC CONTANTE IN FLOTATION PULP AT Z-POTENTIAL OF THE COLOIDAL LIQUIDES FROM ORGANIC REAGENTS

L. Petkova, Antoaneta Boteva
University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail tony@mgu bg

ABSTRACT. The organic reagents which have used in selective flotation mineral ore take 5 bases groups: collectors, frothier, flocculants, filtration additives and depressors. The depressors are one of the unstudied groups as regarding their selective action at the flotation. They are one of the oldest reagents-depressors which are used in practice, but in progress of the technology and especially chemical industry, their use is limited because of 2 disadvantages: low selectivity as flotation reagents; used from animals and more seldom from people for food. Their base advantage is low toxicity. Therefore they are desired because of their limited quantitative mine ore and ecological problems. The reagent-depressors have low selective and now they have produced from remained products. The aqueous liquids on all this reagents are dispersing colloidal systems. Our purpose is verification at possibility to enhance their selective action whit change an ionic composition of pulp and different ζ –potential in necessary direction as well as colloidal liquids of organic depressors and mineral suspensions.

Въведение

Органичните депресори, добавени във флотационният пулп играят ролята най-често на хидрофилизатори на минералните повърхности, към които те се закрепват. Тяхна основна слабост е ниската селективност на закрепване. От електрокинетична гледна точка закрепването на органичните депресори към минералната повърхност се извършва най-добре около точката на нулевият заряд. Следователно, регулирайки ζ-потенциала на органичните депресори, бихме могли да повишим селективността на закрепване на реагента, а оттук и възможността за използването им при селективните флотационни схеми.

Чрез промяна на йонния състав на флотационният пулп, може да се регулира както ζ-потенциала на минералните частици, така и ζ-потенциала на реагента – органичен депресор. Може да се предположи, че при внасяне на такива йони, се предизвиква свиване на двойния електрически слой на депресора. Дзета-потенциала е възможно да стане нула и тогава става закрепването на отрицателно заредените минелани частици към молекулата на реагента.

Важен фактор, който също оказва влияние върху ζ-потенциала е pH на средата. Ако по-алкален разтвор е прибавен към дадена суспензия, то частиците ще придобият по-отрицателен заряд. Ако към суспензията се прибави киселина, то ще бъде достигната точката, където отрицателния заряд е неутрализиран. По-нататъшното прибавяне на киселина може да е условие да нарастване на положителния заряд. Затова дзета-потенциалът, в зависимост от pH на средата, ще е положителен при ниски стойности на pH и по-отрицателен при високи стойности на pH. Поради особената чувствителност на флотационния процес към ζ-потенциала на участващите в него дисперсни системи, дзета-потенциала е обекта на редица изследователски работи (Hanson, Barbaro, Fuersjenau, Marabini and Barbucci, 1988; Liu and Laskovski, 1989; Чернобережский и Дягилева, 1995; Ботева, 2002).

Методика на изследването

Като реагент-депресор при изследването е използван тапиока. Тя е отдавна известен колоиден депресор, съдържащ освен нишесте, още и каучукоподобен млечен сок. Не са известни случаи на модифицране на тапиока с цел нейното използуване като депресор. Не са изучени и нейните свойства, по-специално нейният депресиращ ефект спрямо различните минерали.

Измерването на дзета-потенциала на разтворите от тапиока и Cu йони се извършва с помощта на Zetasizer Nano метър, а за измерване pH на разтворите – pH – метър Jenway 3305.

За извършване на измерванията се приготвя разтвор от 200ml дестилирана вода и 1g тапиока. Вари се около 15min, след което към 2ml от този разтвор се прибаят 200ml дестилирана вода и отново се вари 15 min, т.е. разтвора е 0,005%-ен.

Също така се приготвя и 0,1%-ен изходен разтвор от $CuSO^4$. Към 0,005%-разтвор тапиока се добавя съответно 0,5ml $CuSO^4$ за получаване на 1mg/l Cu; 2,5mg/l $CuSO^4$ за получаване на 5mg/l Cu; 5ml $CuSO^4$ – 10mg/l Cu; 7,5ml $CuSO^4$ – 15mg/l Cu; 10 ml $CuSO^4$ – 20mg/l Cu. Преди да бъде извършено измерването на ζ-потенциала и pH, всички разтвори се филтруват с помощта на фина филтърна хартия.

Промяната на концентрацията на Cu-йони, се поддържа в границите на действително съществуващите Cu-йони при флотацията на медно-сулфидните руди.

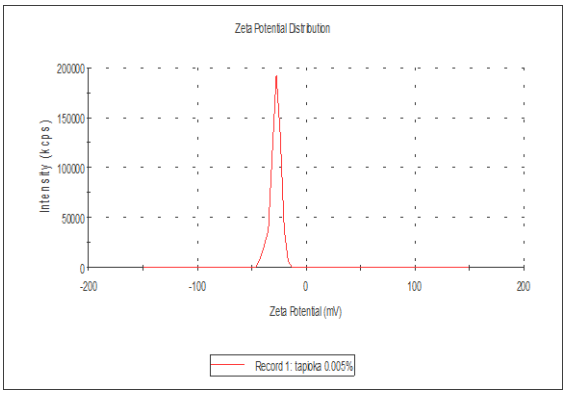
Експериментални резултати

Резултатите от направените измервания на ζ-потенциала на Cu^{2+} и молекулите на тапиоката, са представени в таблица 1 и фиг.1, фиг.2, фиг.3, фиг.4, фиг.5 и фиг.6.

Таблица 1
Резултати от измерванити на ζ-потенциал на молекулите от тапиока и Cu йони

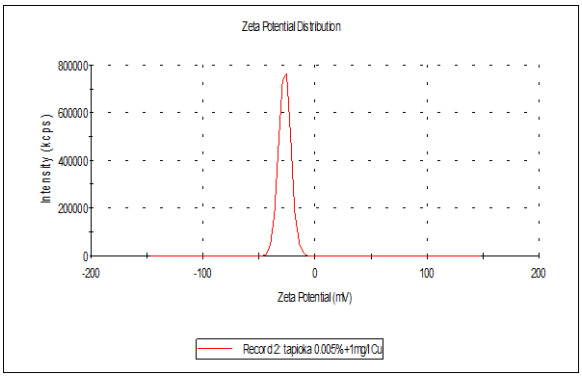
№	Sample Name	T	ZP	Cond
		°C	mV	mS/cm
1	tapioka 0.005%	25	-28,1	0,0276
2	tapioka 0.005%+1mg/l Cu	25	-26,9	0,0587
3	tapioka 0.005%+5mg/l Cu	25	-18,8	0,0404
4	tapioka 0.005%+10mg/l Cu	25	-16,4	0,0479
5	tapioka 0.005%+15mg/l Cu	25	-15,8	0,0645
6	tapioka 0.005%+20mg/l Cu	25	-8,46	0,0661

Резултатите от измерването на ζ-потенциала и pH на 0,005%-разтвор от тапиока (опит №1), са представени на фиг.1.



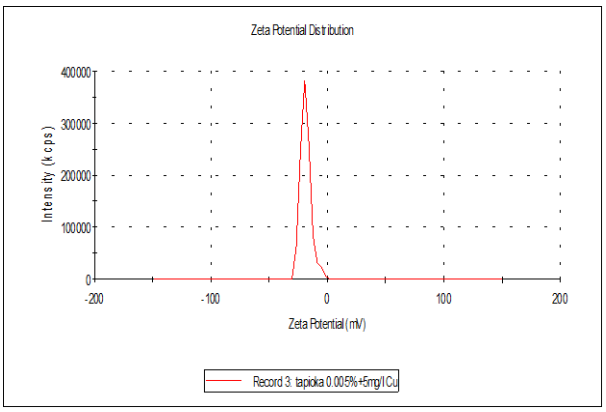
фиг.1 Дзета-потенциал на 0,005% разтвор от тапиока

На фиг. 2 е показана зависимостта на ζ-потенциала от интензивността на рефракционния лъч от 0,005%-ен разтвор от тапиока в присъствие на 1mg/l Cu (опит №2).



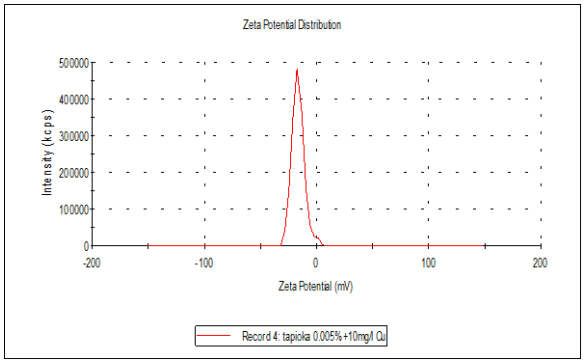
фиг.2 Зависимост на ζ-потенциала на 0,005% разтвор от тапиока в присъствие на 1mg/l Cu^{2+} от интензивността на рефракцинния лъч.

Зависимост на ζ-потенциала на 0,005% разтвор от тапиока в присъствие на 5mg/l Cu^{2+} от интензивността на рефракцинния лъч е представен на фиг.3.



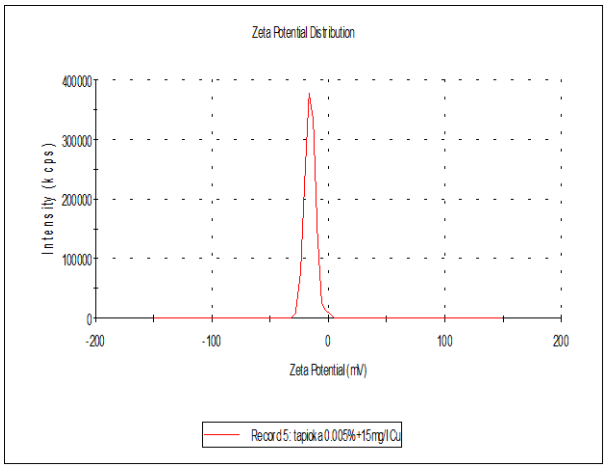
Фиг 3.Зависимост на ζ-потенциала на 0,005% разтвор от тапиока в присъствие на 5mg/l Cu^{2+} от интензивността на рефракцинния лъч.

На фиг. 4 е показана зависимостта на ζ-потенциала от интензивността на рефракционния лъч при 0,005%-ен разтвор от тапиока в присъствие на 10mg/l Cu (опит №4).



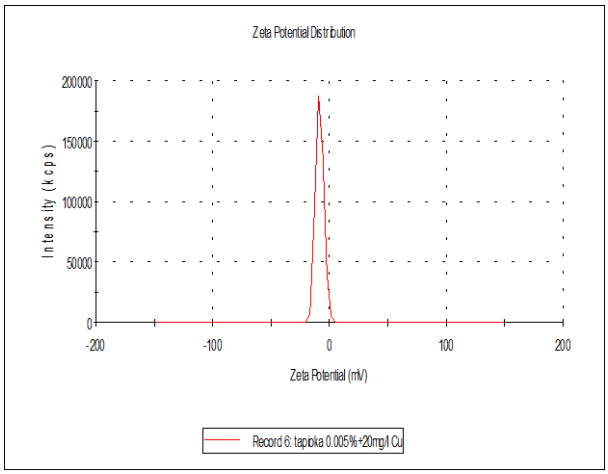
фиг. 4 Зависимост на ζ-потенциала на 0,005% разтвор от тапиока в присъствие на 5mg/l Cu^{2+} от интензивността на рефракцинния лъч.

На фиг. 5 е показана зависимостта на ζ-потенциала от интензивността на рефракционния лъч при 0,005%-ен разтвор от тапиока в присъствие на 15mg/l Cu (опит №5).



фиг. 5 Зависимост на ζ-потенциала на 0,005% разтвор от тапиока в присъствие на 15mg/l Cu^{2+} от интензивността на рефракцинния лъч.

На фиг. 6 е показана зависимостта на ζ-потенциала от интензивността на рефракционния лъч при 0,005%-ен разтвор от тапиока в присъствие на 20mg/l Cu (опит №6).



фиг.6 Зависимост на ζ-потенциала на 0,005% разтвор от тапиока в присъствие на 20mg/l Cu^{2+} от интензивността на рефракцинния лъч.

Дискусия по получените резултати

Проведените изследвания и получените резултати ни дават основание да направим следните изводи:

1.Наличието на медни катиони в разтвора, дори в границите на 1mg/l, влияе върху ζ-потенциала на тапиоката, като намалява неговата електроотрицателност. Това влияние не е свързано с изменение на pH, т.к. pH се изменя в границите на 0,01.

2.С повишаване концентрацията на медни катиони в пулпа, възможността за адсорбця на колоидния разтвор на тапиоката, а с това и дълбочината на депресия на сулфидните минерали, се увеличава. Минералните суспензии с по-нисък електроотрицателен ζ-потенциал адсорбират по-лесно тапиоката.

3.При следващи изследвания следва да се проверят възможностите за обръщане на ζ-потенциала на минералните суспензии на тапиоката чрез повърхностно-активни вещества.

Литература

Ботева, А. 2002 *Флотационни технологии.* С., МГУ "Св. ИВ. Рилси", 226с.

Чернобережсий, Ю.М.,А. Дяглиева, 1995. Електрофоретическое поведение сульфатного лигнина в растворах електролитов. – В: *Коллоидных журнал,* т.57, №1, *с.132-134*

Hanson J.S., M. Barbaro, D. W. Fuersjenau, A. Marabini, R. Barbucci. 1988, Interaction of glycine and a glycine-based polymer with xanthate in the relation to the flotation of sulphide minerals. In: *Int. J. Miner. Process., 23: 123-135*

Liu Q., J.S Laskovski. 1989. The role of metal hydroxides at mineral surfaces in dextrin adsorption, I Studies on Modified Quartz Samples. In: *Int. J. Miner. Process., 297-316.*

Mandre N.R., D. Panigrachiq, 1997. Studies on selective flocculation of complex sulfides using cellulose xanthat. *Int. J. Miner. Process., 50, 177-186*

Препоръчана за публикуване от катедра „Минерални технологии", МТФ

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

EW OPPORTUNITIES FOR THE AREAS WITH MINING INDUSTRY ON THE WANE

Rareş Munteanu, Emilia Dunca

University of Petrosani, Petrosani, Romania

ABSTRACT: The mining industry is in a very difficult situation in Romania. Job losses affected large areas with mines on the wane, since the mining industry was overdeveloped in the communist era. Therefore, new, modern and ecological economical alternatives have to be developed nowadays.

НОВИ ВЪЗМОЖНОСТИ ЗА РАЗВИТИЕ НА РАЙОНИТЕ СЪС ЗАТИХВАЩИ ФУНКЦИИ НА МИННАТА ПРОМИШЛЕНОСТ

Рарес Монтеану, Емилия Дунка
Петрошански Университет, Петрошани, Румъния

РЕЗЮМЕ: В настоящия момент минната промишленост в Румъния се намира в много трудна ситуация. Безработицата засяга големи минни райони със затихващи функции, докато по време на комунистическия режим минната промишленост бе прекалено развита. Ето защо при създалата се ситуация трябва да се търсят и развиват нови, модерни и еколого-икономически и целесъобразни алтернативи.

INTRODUCTION

As a result of the major job losses that took place in the National Pitcoal Company (Compania Nationala a Huilei – CNH – Petrosani, Romania), the number of the employees was reduced from 45.141 at the beginning of 1997 to 13.000 at the end of 2005 and 1.200 more are foreseen to leave the company in 2006. Those who retired represent only a minority, most of those who left CNH became unemployed. By the time the system of mass-dismissal with reparatory payment was introduced no alternative new jobs were created, considering that many of the came in the Jiu Valley from other regions of the country and that those people would try to go back to the places of origin. This supposition was not realistic and the economic difficulties arose in short time for the unemployed who remained in Jiu Valley[1]. These problems had two reasons:

a) the amount of money received as compensatory payments is insufficient to ensure the future of the unemployed;

b) the money received as compensatory payments was mismanaged by the owners, as they were used mainly to buy goods and even if some very few persons tried to start a business, the lack of managerial skills caused that business to go bankrupt very fast.

A realistic analysis would show that the number of persons working at CNH has decreased by more than 70% (about 32.000 persons during 1997-2005) and this is a very serious problem for Jiu Valley. No matter how we put the problem, the Jiu Valley hasn't the potential to create new jobs for all these persons. But this doesn't mean that the Jiu Valley has no future, because, beside the weaknesses there are opportunities as well.

POSSIBILITIES FOR ECONOMIC DEVELOPMENT IN JIU VALLEY

Although there are some opinions that the Jiu Valley is an isolated area, I do not agree on this; the area is crossed by two major ways (railway and road) that are connecting Transylvania with the south of Romania and there are two major towns nearby: Deva (about 100 km north) and Târgu Jiu (about 60 km south). The traffic on this way is very intense and the only real problem is the poor condition of the roads which require massive investments and consolidations, due to the fact that heavy vehicles use it. Simply being on a way with high-traffic and great economic importance can ensure the future of our region.

The tourism, as an alternative, has no potential to become a significant international center. Once again, the poor infrastructure is the main problem. No matter the beauty of the sightseeing, if the roads, access to the skiing slopes, to the chalets, the chalets themselves and generally that infrastructure are not at a high standard, the tourism will never be developed to be important internationally.

Also, information centers must be placed at the north and south entrances in the near the railway station in order to be easy accessible to the tourists willing to visit our region.

The agriculture has no option but cattle farming and usually this is done in small domestic farms. As a result, the food industry can also be represented only by small and medium size enterprises (SME).

Wood industry is a profitable alternative, but if the woods are irrationally exploited (without re-forestation programmes) the damages can be unpredictable: floods, land slides etc. Due to

the importance of this resource, it needs a superior utilization (for instance for producing furniture).

Another perspective is civil engineering, since the economic reconversion requires a lot of constructing activities. Even new, modern type of materials can be produced and the specialists from the University in Petrosani have made technologically possible that the ashes from the Paroseni Thermal Power Plant to be used for producing bricks[3]. Producing bricks by using such materials would be benefic to the environment, too.

Another opportunity is offered by the buildings that belonged to the CNH and now are out of use. Some of these are in good condition and have the necessary infrastructure (phone, electricity, water, sewerage, and access ways) in order to be used by the potential investors with a minimum of investment. By the Decision of Government (HG) no 1169/2004 a complete list of these buildings and constructions has been made available. All of them became property of the local councils and the local councils are responsible for their management (selling, renting etc).

The ecologisation of the Jiu Valley is another very important issue. A full scale programme to encompass the whole region is required. Ecological surfaces and clear legal status of these surfaces are *sine qua non* conditions for further development, since nobody is willing to invest in areas that are polluted or have an uncertain legal status.

Of course, before taking the decision related to the possible alternative use of such buildings a professional analysis must be done in order to find out if it is more profitable to re-use that building or to demolish it and build a new one, suitable to the new destination.

Another reason for re-using the existing buildings is that the Jiu Valley is limited as surface but the surrounding mountains. It cannot expand, and therefore we must focus on an intensive use of the existing surfaces. Also, access to the national road network is possible from all these locations, even if some of the ways are not in a good state.

The Jiu Valley needs an integrated development policy, taking into account the needs of the local community, and the whole region should be considered as one town, in which the actual towns to represent sectors. This would make the policy more coherent.

Also, when bids are organized in order to sell land for investments, it should not be based on the price per square meter of land, but on the number of new jobs foreseen to be created. Prior to such an event, meetings with business people should be taken very seriously.

The development of a region is mainly guaranteed by two ways: natural resources and/or vicinity of important intersection of communication ways. In Jiu Valley, the main resource (coal) is almost exhausted for the technologies we have now. This is why we consider that in future the increase of the accessibility index will be the chance for developing the area. These routes are:

- Târgu Jiu – Deva;
- Brezoi – Herculane;
- in future the Vulcan – Tismana tunnel.

In order to achieve the integrated approach for the development of the Jiu Valley, we consider useful to apply a logical frame similar to the ones used within the projects financed by the EU[2] (see Table 1):

Table 1. Logical framework for development of the Jiu Valley region

	Intervention logic	**Objectively verifiable indicators of achievement**	**Sources and means of verification**	**Assumptions**
Overall objectives	► Development of alternative activities in the Jiu Valley to create new jobs as the number of jobs in the mining sector is decreasing.	► New jobs and new business will be created	► Register of Commerce ► Labour Agency ► Information from the press	► The desire of the inhabitants of the Jiu Valley to continue their lives in the same region after the wane of the mining industry ► Allocation of important funds to implement programmes concerning the ecological issues and rehabilitation of the infrastructure
Specific objective	► Ecologisation of the surfaces affected by the industrial activity ► Elucidation of the legal status of the lands ► Rehabilitation of the access ways and utilities ► Aggressive publicity for the Jiu Valley ► Use of the useful minerals in the sterile heaps ► Use of the mine gas fro the active as well as from the closed mines	► Ecologized surfaces handed over to the local communities / to the nature ► Enhancing the purity of the air ► m^3 of gas used for the economy ► direct income from the use of the mine gas ► Length of the access ways rehabilitated ► Various buildings and areas made available for business	► Environmental reports ► Reports from the CNH and local authorities ► Information reports from the Register of Commerce	Risks: ► Possibility of finance shortage ► Lack of unity in actions

Expected results	► The companies working in the Jiu Valley will thrive and thus new jobs will be offered to the population ► New business will be created ► The health of the population will be better due to a clean environment	► Number of new business ► Number of new jobs	► Reports of the Register of Commerce and the Labour Agency ► Reports of the local authorities ► questioning the inhabitants of the Jiu Valley	► Good and effective laws ► Correct and complete information of the public outside the Jiu Valley
Activities	► Evidence of all the surfaces that need ecologization, as well of the negative effects that need to be removed ► Evidence of the re-usable buildings and of the works to be done in order to rehabilitate them ► Evidence of the transportation ways (e.g. roads) that need rehabilitation works ► Evidence of the utilities (water, power, sewerage) to be rehabilitated ► Evidence of the available accommodation and of the improvements that need to be done	Means*:* ► Companies specialized in civil engineering and building ► Support from the local authorities	► Available statistics. ► Evaluations done by the actors interested and involved	► Agreement between the interested actors (companies, business persons, local authorities) in order to carry on a joint actions

ALTERNATIVE STRATEGY FOR MINING IN THE JIU VALLEY

First of all we must underline that the mines will continue to be a part of the economy of the Jiu Valley, even if in the year 2011 the subsidies for the mining industries will cease in Romania and the mines will have to operate on an open market in competition with other more experienced countries.

It is obvious that the Jiu Valley mines need investments to re-technologies' in order to reach performances similar to the west European countries. This is why in the year 2006 the Jiu Valley mines needs to be re-organized.

Most likely, the large mining company CNH will be eliminated and will be replaced by a new form of organization of the viable mines[4].

This could mean that the new company would start the activity without debts and would have the chance to get credits for investments or even European development funds. On the other side, this could imply that the miners would lose some of the advantages they have at present, especially the retired ones.

We consider that the strategy of the mining industry in the Jiu Valley should focus on modernizing the mines that are/have chances to become viable. A chance for the future of mining is considered to be the integrated complexes like the Itochu Kopex project, involving the mines of Paroşeni, Vulcan, Livezeni, Aninoasa, the Coroieşti coal processing plant and the power plant from Paroşeni.

Also, it is very useful to start up a company specialized in ecologizing and rehabilitation of land. Mining and coal processing had a major negative impact on the environment. A company to rehabilitate the land in order to make it available and suitable for alternative activities would be crucial for the future of the Jiu Valley. Such a company should rely on the specialists from CNH, INSEMEX and ICPM (two well known design institutes with a very rich experience in mining research). Besides the ecological aspects, the legal status of the land must be well determined and infrastructure is available.

Regarding the closure of mines, the usual issues are the ecological ones, post-closure monitoring, but not the post closure utilization. Mines continue to produce valuable raw material after closure: mine gas. Using these resources means:

- ecologizing the area (CH_4 is a gas with a strong greenhouse effect and will no longer be eliminated in the atmosphere);
- safety (potential fires are avoided at the old mining sites);
- mine gas will be an alternative unconventional fuel;

the activity at the mines can continue, no longer for coal, but for gas, which means that the mines will continue to produce money and some jobs – of course, they will be less as during the coal exploitation. In fact there is already an operational power plant that is based on the mine gas near the Lupeni mine.

CONCLUSIONS

Although the mining industry in the Jiu Valley, Romania, is on the wane and, as a result, the economic situation is very difficult, there are enough possibilities for the local community to continue the development "at home". New activities, some of them even based on the assets that can get alternative use after the closure of mines must be developed. The core issues are the ecologization and making clear the legal status of the land, in order to attract new investments. The position of the area known as the Jiu Valley at the crossing of important national routes is another advantage that must be carefully put in use in order to ensure the sustainability of the region.

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

References

***, *Decision of Government no. 615/2004*

***, *www.infoeuropa.ro*

***, *The Mining Review no. 9-10/2003*

Vintan, Tiberiu, (2006), *Afaceri in Valea Jiului*, 06 Jan 2006

ГОДИШНИК НА МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ "СВ. ИВАН РИЛСКИ", Том 49, Св. II, Добив и преработка на минерални суровини, 2006
ANNUAL OF THE UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY "ST. IVAN RILSKI", Vol. 49, Part II, Mining and Mineral processing, 2006

ИЗСЛЕДВАНЕ ФЛОТАЦИОННИТЕ СВОЙСТВА НА РЕАГЕНТ DUBOFLOT ЗА СЕЛЕКТИВНА ФЛОТАЦИЯ НА БАРИТ

Красимир Йонков[1], Кремена Деделянова[2]

[1]Кремиковци – Рудодобив АД, София 1849
[2]НТС по минно дело, геология и металургия

РЕЗЮМЕ: Проведени са сравнителни опити с два реагента събиратели за селективна флотация на барит – ОМС 199 произвеждан от фирма Когнис, Германия и Словашкия реагент Дубофлот. Разхода на събирател е определен в границите между 300 и 700 г/т при фиксирани други условия, като опитите са проведени по схема с основна и две пречистни операции. Въз основа на химичните анализи на крайните продукти, показателите на процеса и зърнометрията на баритните концентрати са направени изводите, че тяхната селективност е съвсем близка, но събирателните свойства на ОМС 199 са значително по-добри.

Флотацията на барита от кремиковската руда е процес, който претърпя сериозно развитие. До 1984 г. като реагент събирател е ползуван калиев олеат, след което бе внедрен реагент ВВК, показващ значително по-добра селективност. Барита и калцита имат много близки флотационни свойства и значителни запаси от баритна суровина не можеха да се усвоят, тъй като при флотация с олеат се получава некондиционен баритен концентрат. По добрата селективност на реагент ВВК се дължи на неговия състав, в който влизат сулфатирани алкохоли с дължина на веригата 8 – 10 въглеродни атома. Практиката обаче показа, че събирателните му свойства са сравнително слаби и процеса бе отрегулиран с подаването на двата реагента. Като депресор на скалната маса от пускането на баритна флотация през 70 –те години до момента се използува водно стъкло. Заедно с това то играе и ролята на реагент регулатор на pH, която се поддържа в рамките на 8 – 9. От 1992 г. насам в качеството на събирател се ползува реагент ОМС 199 на фирма COGNIS – Германия, включващ основно сулфатирани алкохоли и малък процент калиев олеат. Прилагането му позволи Кремиковци – Рудодобив да се утвърди на международния пазар като доставчик на първокачествен барит за химическата промишленост с пазарен дял от около 100 000 т/год.

Настоящото изследване представлява един сравнителен анализ на реагент ОМС 199 с предложения алтернативен DUBOFLOT – произвеждан понастоящем в Словакия и използван за флотацията на барит от барит-сидеритната руда на местните находища.

Сравнителните лабораторни опити са проведени при следните фиксирани условия – разход на водно стъкло 1200 г/т, температура на пулпа 32°, агитация – 5 минути без добавка на пенообразувател. Опитите са проведени по схема с една основна и две пречистни операции, като клетката е с обем 1000 ml и плътността на пулпа в основна е с 33 % твърдо. Изходната проба е взета от прелива на мелницата в цех Обогатителен със смилане 56,8 % - 0,08 мм и следния химичен състав:

Таблица 1. *Химичен състав на изходната проба*

Fe	Ba	S	Mn	SiO2	CaO	MgO	Al2O3	Pb	Cu
26,24	17,48	4,43	4,87	10,79	1,10	1,06	0,87	0,34	0,12

Опитите са проведени в две серии при стъпка на събирателя 100 ml при стойности от 300 до 700 ml, което е достатъчно под и над установения с години среден разход на събирател в цеха от 450 г/т. Крайните продукти са претеглени и анализирани по желязо и барий, като в допълнение е проследена и зърнометрията на получавания във втора пречистна баритен концентрат. Получените резултати са отразени в таблици 2 и 3.

От получените резултати ясно се вижда, че по отношение на селективността двата реагента имат много близки свойства. Получените концентрати са със съдържание на желязо между 0,37 и 0,43 % и барий между 57,02 и 57,86 %. Разликите обаче в добива и респективно в извличането са съществени, което може да се види от фиг. 1.

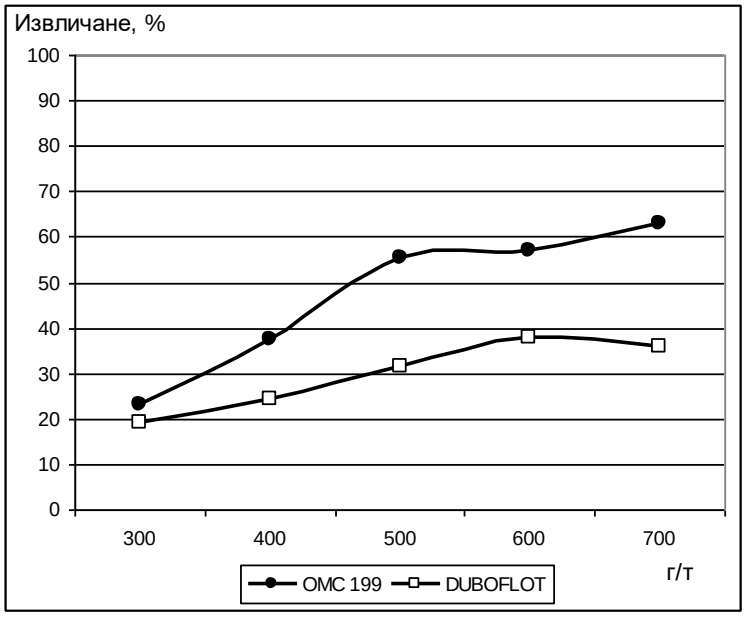
Допълнителна светлина върху събирателните свойства на двата реагента хвърля и зърнометрията на получените концентрати, която може да се види от фиг. 2.

Таблица 2. *Флотационни опити с реагент събирател ОМС 199*

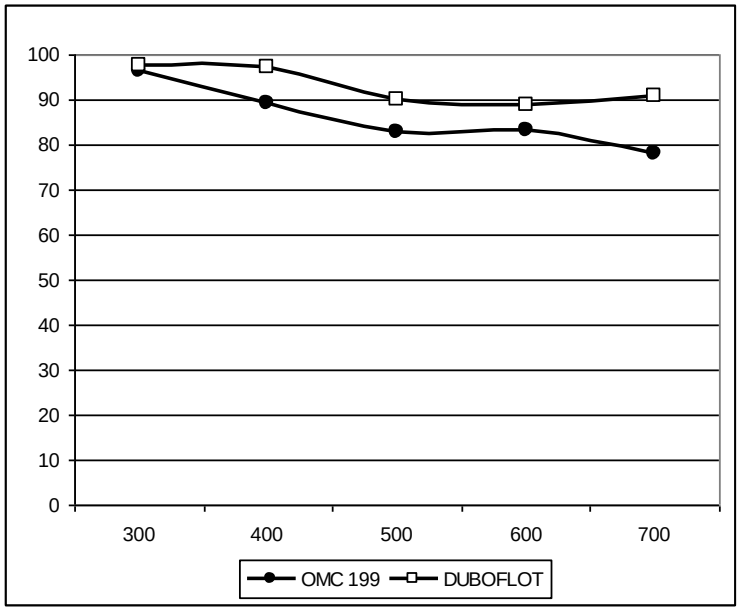
№	Събирател ОМС 199, г/т	Продукт	Добив		Съдържание на:		Извличане на:		Зърнометрия
			грама	%	Fe, %	Ba, %	Fe, %	Ba, %	`- 0.08 мм, %
1	**300**	Ba концентрат	25,00	7,93	0,43	57,2	0,14	22,91	96,31
		Отпадък II преч.	3,85	1,22					
		Отпадък I преч.	16,40	5,20	11,55	34,13	3,02	11,07	
		Отпадък основна	270,00	85,65	27,8	15,26	96,84	66,01	
		Всичко:	315,25	100,0	24,59	19,80	100,00	100,00	
2	**400**	Ba концентрат	40,00	12,51	0,43	57,02	0,21	37,55	89,17
		Отпадък II преч.	6,10	1,91					
		Отпадък I преч.	18,60	5,82	13,76	32,60	4,22	13,26	
		Отпадък основна	255,00	79,76	30,2	11,72	95,57	49,20	
		Всичко:	319,70	100,0	25,21	19,00	100,00	100,00	
3	**500**	Ba концентрат	58,80	18,64	0,37	57,86	0,27	55,52	82,65
		Отпадък II преч.	6,10	1,93					
		Отпадък I преч.	20,60	6,53	15,5	31,98	5,09	13,93	
		Отпадък основна	230,00	72,90	33,46	8,14	94,64	30,55	
		Всичко:	315,50	100,0	25,77	19,42	100,00	100,00	
4	**600**	Ba концентрат	60,11	18,68	0,37	57,86	0,26	56,95	83,19
		Отпадък II преч.	5,50	1,71					
		Отпадък I преч.	16,20	5,03	14,46	30,26	3,73	10,75	
		Отпадък основна	240,00	74,58	33,62	8,22	96,00	32,30	
		Всичко:	321,81	100,0	26,12	18,98	100,00	100,00	
5	**700**	Ba концентрат	66,70	20,33	0,37	57,77	0,28	63,05	78,16
		Отпадък II преч.	7,70	2,35					
		Отпадък I преч.	23,70	7,22	17,36	27,30	6,18	14,03	
		Отпадък основна	230,00	70,10	35,87	6,09	93,54	22,92	
		Всичко:	328,10	100,0	26,88	18,63	100,00	100,00	

Таблица 3. *Флотационни опити с реагент събирател DUBOFLOT*

№	Събирател DUBOFLOT, г/т	Продукт	Добив		Съдържание на:		Извличане на:		Зърнометрия
			грама	%	Fe, %	Ba, %	Fe, %	Ba, %	`- 0.08 мм, %
6	**300**	Ba концентрат	23,00	6,73	0,37	57,58	0,10	18,95	97,47
		Отпадък II преч.	3,20	0,94					
		Отпадък I преч.	15,80	4,62	15,19	28,41	3,52	7,72	
		Отпадък основна	300,00	87,72	26,36	17,08	96,38	73,32	
		Всичко:	342,00	100,0	23,99	20,43	100,00	100,00	
7	**400**	Ba концентрат	29,00	8,84	0,38	57,38	0,14	24,42	97,19
		Отпадък II преч.	3,20	0,98					
		Отпадък I преч.	16,00	4,88	16,86	26,18	4,09	7,38	
		Отпадък основна	280,00	85,31	27,05	16,6	95,77	68,21	
		Всичко:	328,20	100,0	24,10	20,76	100,00	100,00	
8	**500**	Ba концентрат	35,40	10,80	0,37	57,58	0,16	31,29	89,97
		Отпадък II преч.	4,80	1,46					
		Отпадък I преч.	17,70	5,40	15,25	29,89	4,18	10,32	
		Отпадък основна	270,00	82,34	29,06	14,09	95,66	58,39	
		Всичко:	327,90	100,0	25,02	19,87	100,00	100,00	
9	**600**	Ba концентрат	39,40	13,50	0,37	57,29	0,21	37,86	88,75
		Отпадък II преч.	3,50	1,20					
		Отпадък I преч.	19,00	6,51	17,48	26,06	5,59	9,83	
		Отпадък основна	230,00	78,79	28,81	13,56	94,20	52,31	
		Всичко:	291,90	100,0	24,10	20,43	100,00	100,00	
10	**700**	Ba концентрат	41,40	12,55	0,43	57,11	0,22	35,86	90,66
		Отпадък II преч.	5,00	1,52					
		Отпадък I преч.	23,50	7,12	17,11	26,43	6,04	11,42	
		Отпадък основна	260,00	78,81	29,11	13,37	93,74	52,72	
		Всичко:	329,90	100,0	24,47	19,99	100,00	100,00	



Фиг.1. Извличане на барита в зависимост от количеството събирател



Фиг. 2.. Съдържание на класата – 0,08 мм в баритните концентрати

При използването на реагент OMC 199 извличането на барита нараства с нарастването на разхода на събирател от 22,91 до 63,05 %, докато при реагент DUBOFLOT то нараства от 18,95 до 35,86 %. Съответно съдържанието на барий в отпадъка от основна при първия реагент пада от 15,26 на 6,09 %, докато при втория то пада от 17,08 на 13,37 %. Зърнометричният анализ на получените концентрати показва, че съдържанието на клас – 0,08 мм с увеличаване разхода на събирател при OMC 199 пада от 96,31 на 78,16 %, докато при DUBOFLOT то пада от 97,47 на 90,66 %.

В промишлени условия по-слабите събирателни свойства в известна степен могат да бъдат компенсирани с подаването на пенител, какъвто е например използвания в момента DEHIDOL 04, при което обаче в баритния концентрат нараства съдържанието на желязо и се създават предпоставки за производството на некачествен барит.

В заключение от така проведените опити могат да се направят следните изводи:

1. Двата реагента имат близки селективни показатели.
2. Събирателните свойства на реагент OMC 199 са значително по-добри, което се вижда от по-високото извличане при всички опити, достигащо при максималния разход до 63,05 % спрямо постигнатото при DUBOFLOT 35,86 %.
3. С увеличаване разхода на реагент събирател се увеличава и количеството на едрите класи, които се извличат в баритния концентрат, като при OMC 199 извличането им е значително по-добро.