

ГОДИШНИК
НА
МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ
“СВ. ИВАН РИЛСКИ” - СОФИЯ

Том 51
Свитък II: ДОБИВ И ПРЕРАБОТКА НА
МИНЕРАЛНИ СУРОВИНИ

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

Volume 51
Part II: MINING AND MINERAL PROCESSING



Издателска къща “Св. Иван Рилски”
Publishing House “St. Ivan Rilski”
София, 2008
Sofia, 2008

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
проф. д-р Кръстю Дерменджиев – председател на редакционен съвет
доц. д-р Десислава Костова – председател на редакционен съвет
Цветан Петров – секретар

РЕДАКЦИОНЕН СЪВЕТ

на Свитък II: Добив и преработка на минерални суровини

проф. д-р Кръстю Дерменджиев – председател
доц. д-р Валерия Ковачева
проф. д-р Михаил Михайлов
доц. д-р Любен Тотев
проф. д-р Койно Боев
доц. д-р Паулин Златанов

СЪДЪРЖАНИЕ

Ивайло Копрев	ИЗПОЛЗВАНЕ НА СЪВРЕМЕННИ ТЕХНОЛОГИИ ЗА ДОБИВ НА ИНЕРТНИ МАТЕРИАЛИ В КАРИЕРА "КРИВИНА"	7
Борис Картозия Андрей Корчак Александър Левченко	ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СТРАТЕГИЯ И ВЫСОКИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА ГОРОДА МОСКВЫ	11
Кръстю Дерменджиев Миглена Кирилова Георги Стоянчев	ИЗСЛЕДВАНЕ И ВНЕДРЯВАНЕ НА СОНДОШНЕКОВА ДОБИВНА ТЕХНОЛОГИЧНА СХЕМА В УСЛОВИЯТА НА МИНА "БЕЛА ВОДА", ПЕРНИШКИ ВЪГЛИЩЕН БАСЕЙН	15
Георги Трапов Георги Михайлов	АНАЛИТИЧНО ОПРЕДЕЛЯНЕ НА ОБЕМИТЕ НА ОТКРИТИТЕ ПРОСТРАНСТВА ПРИ ПОДЗЕМНО РАЗРАБОТВАНЕ НА РУДНИ НАХОДИЩА	21
Иван Марков	ОПРЕДЕЛЯНЕ КРИТИЧНАТА ТОЧКА НА ПРОИЗВОДСТВОТО ПРИ ДОБИВА НА ЛИГНИТНИ ВЪГЛИЩА В „МИНИ МАРИЦА ИЗТОК“ ЕАД	29
Гергана Камбурова Георги Георгиев	ИЗСЛЕДВАНЕ ВЪЗМОЖНОСТИТЕ ЗА ПРИЛАГАНЕ НА ТЕХНОЛОГИЯ НА СОНДАЖНО ВЗРИВЯВАНЕ БЕЗ ПРЕУДЪЛБАВАНЕ НА СОНДАЖИТЕ	33
Георги Константинов	СЪКРОВИЩАТА НА ДЕМОКРАТИЧНА РЕПУБЛИКА КОНГО	39
Ирена Григорова Иван Нишков Валентин Велев	РОЛЯТА НА БИОГОРИВАТА В ЕНЕРГИЙНАТА ПОЛИТИКА НА ЕВРОПА	43
Димитър Мочев Митко Маринов Васил Белогушев Иван Нишков	ГЕНЕЗИС И ПРИЛОЖЕНИЕ НА ПРИРОДНИ ФЛИНТИ ОТ НАХОДИЩА В СЕВЕРОИЗТОЧНА БЪЛГАРИЯ	47
Ирена Спасова Стоян Грудев	КОМБИНИРАНО ХИМИЧНО И БИОЛОГИЧНО ПРЕРАБОТВАНЕ НА ЗЛАТОСЪДЪРЖАЩ СУЛФИДЕН КОНЦЕНТРАТ	51
Валерия Ковачева- Нинова Александър Стефанов	ИЗСЛЕДВАНЕ НА ВЛИЯНИЕТО НА РАЗТВОРИ ОТ МЕДЕН СУЛФАТ И ВОДНО СЪГЛАСИЕ ВЪРХУ ЕЛЕКТРОКИНЕТИЧНИЯ ПОТЕНЦИАЛ НА МАГНИТИТА В ПРИСЪСТВИЕ НА КСАНТОГЕНАТ	55
М. Н. Маринов А. М. Вълчев	НОВА ТЕХНОЛОГИЯ ЗА РАЗДЕЛЯНЕ НА КВАРЦ-КАОЛИНОВА СУРОВИНА, УВЕЛИЧАВАЩА ИЗВЛЕКАЕМОСТТА НА ПРОДУКТИТЕ	61
Маргариата Василева Ирена Григорова Иван Нишков	ФОРМИ НА ПРИСЪСТВИЕ НА SiO_2 В ПРОДУКТИТЕ ОТ ЦИНКОВА ФЛОТАЦИЯ В ОБОГАТИТЕЛНА ФАБРИКА "ЕРМА РЕКА", ЗЛАТОГРАД	67
Климент Хаджов Димитър Дончев	МЕТОД НА САМОСЪГЛАСУВАНЕТО ЗА ПРЕДСКАЗВАНЕ НА ТЕРМОПРОВОДИМОСТТА НА КОМПОЗИТИ ПРИ ГОЛЯМО НАПЪЛВАНЕ	73
Славейко Цветков Милко Харизанов	ВЛИЯНИЕ НА ДОБАВКАТА ОТ ПРИРОДЕН ЗЕОЛИТ (КЛИНОПТИЛОЛИТ) ВЪРХУ ТЕХНОЛОГИЧНИТЕ ПАРАМЕТРИ НА ОЛЕКОТЕНИ (ОБЛЕКЧЕНИ) ЦИМЕНТОВИ ТАМПОНАЖНИ РАЗТВОРИ ЗА СОДАЖНИ ЦЕЛИ СЪС СПЕЦИАЛНО ПРЕДНАЗНАЧЕНИЕ	81
Катерина Захариева Георги Високов	ПОЛУЧАВАНЕ И ОХАРАКТЕРИЗИРАНЕ НА ПЛАЗМОХИМИЧНО СИНТЕЗИРАНИ НАНОДИСПЕРСНИ ПРАХОВЕ ОТ $\text{ZrO}_2\text{-Y}_2\text{O}_3$ И SiO_2	87
Недялко Софрониев	ПОЛУЧАВАНЕ НА ЕСТЕРИ НА ФТАЛИЛАМИНОКИСЕЛИНИ С 2- β -ХИДРОКСИЕТИЛ-2-АРИЛ-1Н-ИНДЕН-1,3 (2Н)-ДИОНИ	93
Недялко Софрониев	ПОЛУЧАВАНЕ НА 2-АМИНО-3-[2-АРИЛМЕТИЛ-1Н-ИНДЕН-1,3(2Н)-ДИОНИЛ]-ПРОПАНОВИ КИСЕЛИНИ	97

Венцислав Иванов	ГЕОМЕХАНИЧНА ОЦЕНКА НА УЧАСТЪК "ПРОПАДА", РУДНИК "МАЛКО ТЪРНОВО", БУРГАСКИ МЕДНИ МИНИ – ЕАД	101
Паулин Златанов	ЕДНА ВЪЗМОЖНОСТ ЗА ПРИЛОЖЕНИЕ НА ПОВТОРНА ЛИНЕЙНА ИНТЕРПОЛАЦИЯ	111
Евгения Александрова	ОЦЕНКА НА УСТОИЧИВОСТТА НА СКАЛНИ ОТКОСИ СЪС СЛОЖНА ПОВЪРХНИНА НА СВЛИЧАНЕ	113
Паулин Златанов Евгения Александрова	РАЦИОНАЛНИ ПАРАМЕТРИ НА ОТВОДНИТЕЛНИ ХОРИЗОНТАЛНИ СЪОРЪЖЕНИЯ	117
Валери Митков	ВЛИЯНИЕ НА ФОКУСНОТО РАЗСТОЯНИЕ ВЪРХУ ДЕЙСТВИЕТО НА РЕЖЕЩИ ЗАРЯДИ	121
Гергана Камбурова	ИЗСЛЕДВАНЕ НА ТОПЛИННАТА УСТОЙЧИВОСТ НА ПРЕДОХРАНИТЕЛНИТЕ ЕКСПЛОЗИВИ	125
Гергана Камбурова Славчо Лазаров	ИЗСЛЕДВАНЕ ПАРАМЕТРИТЕ НА ВЗРИВНИ МАШИНИ ЗА ТЕХНОЛОГИЯ НА ЕЛЕКТРИЧЕСКО ВЗРИВЯВАНЕ	131
Христо Стоев	ТЕСТВАНЕ НА СЪЗДАДЕНАТА МОДЕЛНА ЗАВИСИМОСТ ЗА ОЦЕНКА НА РИСКА ПРИ ИЗВЪРШВАНЕ НА ВЗРИВНИ РАБОТИ ЗА ГРАЖДАНСКИ ЦЕЛИ	137
Мариана Трифонова Драганова	ЕДИН МЕТОД ЗА ОПРЕДЕЛЯНЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИТЕ СВОЙСТВА НА СТОХАСТИЧЕСКАТА ЗЕМНА СРЕДА НА КАНДУРОВ	141
Виолета Трифонова- Генова	ПРИЛОЖЕНИЕ НА МЕТОДА НА ПРЕМЕСТВАНИЯТА ЗА ИЗСЛЕДВАНЕ НА РАМКА ПРИ ОБЩО ПРЕМЕСТВАНЕ НА ОСНОВИТЕ	145
Мариана Трифонова Драганова	НОВ ПОДХОД КЪМ ОПРЕДЕЛЯНЕТО НА НАЗЕМНАТА ДЕПРЕСИЯ, ПРИЧИНЕНА ОТ ИЗЗЕМВАНЕТО НА НАКЛОНЕН ПЛАСТ	149
Игор Милянович Александър Петровски Светомир Максимович Андрича Крикович	ИЗГРАЖДАНЕ НА ИНФОРМАЦИОННА СИСТЕМА ЗА УПРАВЛЕНИЕ ЗА ОТКРИТА МИНА „ДРЪМНО”: СТРАТЕГИЯ НА РАЗВИТИЕ ЗА ТРИТЕ АСПЕКТА НА ТОПОЛОГИЯТА	151
Игор Милянович Александър Петровски Томо Бенович	МОДУЛНА ЙЕРАРХИЧНА СТРУКТУРА НА СИСТЕМАТА ЗА УПРАВЛЕНИЕ В ОТКРИТА МИНА „БОГУТОВО СЕЛО”	157
Светомир Максимович Андрица Крикович Игор Милянович Александър Петровски	ПРОУЧВАНЕ НА ВЛИЯНИЕ НА ТЕХНОГЕННИТЕ ФАКТОРИ ПРИ РАЗПРОСТРАНЕНИЕ НА МЪГЛАТА В ЛИГНИТНИТЕ МИНИ В СЪРБИЯ	161
Игор Милянович Александър Петровски Стефко Босевски	ПОДРКРЕПЯЩА РОЛЯ НА ИНФОРМАЦИОННА СИСТЕМА ЗА УПРАВЛЕНИЕ ПРИ ДЕЙНОСТИ ПО РЕКУЛТИВАЦИЯ НА ТЕРЕНИ, ЗАСЕГНАТИ ОТ ОТКРИТ ВЪГЛЕДОБИВ	167
Адриан Рунчеани Таргу Жиу Михаела Рунчеани Таргу Жиу	ОН-ЛАЙН СИСТЕМА ЗА РЕГИСТРАЦИЯ НА СТУДЕНТИТЕ	173
Мартин Банов Николай Динев Любен Тотев	РЕКУЛТИВАЦИЯ НА ОТПАДЪКОХРАНИЛИЩА	177
Мартин Банов Светла Маринова Любен Тотев	ИЗПОЛЗВАНЕ НА ОТПАДНИ МАТЕРИАЛИ ЗА РЕКУЛТИВАЦИЯ НА ЗЕМИ	183

CONTENTS

Ivaylo Koprev	THE USING TEMPORARY TECHNOLOGIES FOR PRODUCTION AND REVISION OF BUILDING MATERIALS IN "KRIVINA" SAND – PIT	7
Boris Kartoza Andrey Korchak Alexander Levchenko	GEOTECHNOLOGICAL STRATEGY AND HIGH TECHNOLOGY AT THE DEVELOPMENT OF MOSCOW UNDERGROUND SPACE	11
Krastu Dermendjiev Miglana Kirilova George Stoianchev	INVESTIGATION AND IMPLEMENTATION AUGER TECHNOLOGIES CHEME IN MINE "BELA VODA", PERNIK COAL DEPOSIT	15
George Trapov George Mihaylov	AN APPROACH FOR ANALYTICAL VOLUME'S DETERMINATION OF UNDERGROUND ORE MINING	21
Ivan Markov	DETERMINING THE CRITICAL POINT OF LIGNITE COAL PRODUCTION AT THE "MARITSA IZTOK MINES" EAD	29
Gergana Kamburova Georgy Georgiev	NEW BLASTING TECHNIQUES ELIMINATING THE NEED FOR SUB GRADE DRILLING.	33
Georgy Konstantinov	THE TREASURES OF DEMOCRATIC REPUBLIC OF CONGO	39
Irena Grigorova Ivan Nishkov Valentin Velev	THE ROLE OF BIOFUELS IN THE EUROPEAN ENERGY POLICY	43
Dimiter Mochev Mitko Marinov Vasil Belogushev Ivan Nishkov	GENESIS AND TECHNIKAL USING OF NATURAL FLINTS OF THE DEPOSITS IN N.-E. BULGARIA	47
Irena Spasova Stoyan Groudev	A COMBINED CHEMICAL AND BIOLOGICAL PROCESSING OF GOLD-BEARING SULPHIDE CONCENTRATE	51
Valeria Kovacheva-Ninova Alexandar Stefanov	INVESTIGATION OF THE INFLUENCE OF SOLUTIONS OF SULPHATE AND WATER-GLASS UPON ELECTROKINETIC POTENTIAL OF MAGNETITE IN PRESENCE OF XANTOGENATE	55
M. N. Marinov A. M. Valchev	NEW TECHNOLOGY FOR SEPARATION OF QUARTZ-KAOLINITIC RAW MATERIAL INCREASING THE RECOVERABILITY OF PRODUCTS	61
Margarita Vassileva Irena Grigorova Ivan Nishkov	FORMS OF SiO ₂ PRESENCE IN THE PRODUCTS OF ZINC FLOTATION IN THE "ERMA REKA" DRESSING PLANT, ZLATOGRAD	67
Kliment Hadjov Dimitar Dontchev	SELF-CONSISTENT SCHEME TO PREDICT THE THERMAL CONDUCTIVITY OF COMPOSITES BY FINITE PARTICLE CONCENTRATION	73
Slaveyko Tzvetkov Milko Harizanov	INFLUENCE OF EXTENDER ADDITIVES – NATURAL ZEOLITES (CLINOPTILOLITE) ON DEVELOPMENT CHARACTERISTICS OF THE NEW LOW DENSITY CEMENTING SYSTEMS FOR WELL CEMENTING	81
Katerina Zaharieva Gheorghi Vissokov	PREPARATION AND CHARACTERIZATION OF PLASMA-CHEMICALLY SYNTHESIZED NANODISPESED POWDERS OF ZrO ₂ -Y ₂ O ₃ AND SiO ₂	87
Nedyalko Sofroniev	SYNTHESIS OF ESTERS OF PHTHALYL DERIVATIVES OF α-AMINO ACIDS WITH 2-β-HYDROXYETHYL-2-ARYL-1H-INDENE-1,3 (2H)-DIONES	93
Nedyalko Sofroniev	SYNTHESIS OF 2-AMINO-3-[2-ARYLMETHYL-1H-INDENE-1,3 (2H)-DIONYL]-PROPIONIC ACIDS	97
Ventsislav Ivanov	GEOMECHANICAL ASSESSMENT OF PROPADA SECTION, MALKO TARNOVO MINE, BOURGASKI MEDNI MINI EAD	101

Paulin Zlatanov	AN OPPORTUNITY FOR APPLICATION OF REPEATED LINEAR INTERPOLATION ASSOCIATE	111
Eugenia Alexandrova	ASSESSMENT OF STABILITY OF ROCKY SLOPE WITH COMPLICATED SURFACE OF SLIDING	113
Paulin Zlatanov Eugenia Alexandrova	RATIONAL PARAMETERS OF DRAIN HORIZONTAL FACILITIES	117
Valery Mitkov	INFLUENCE OF THE FOCUS DISTANCE ON THE PERFORMANCE OF CUTTING CHARGES	121
Gergana Kamburova	STUDY OF THE HEAT RESISTANCE AND STABILITY OF EXPLOSIVE MIXES	125
Gergana Kamburova Slavcho Lazarov	STUDY OF THE PARAMETERS OF BLASTING MACHINES THAT USE ELECTRIC BLASTING TECHNOLOGY	131
Hristo Stoev	TESTING PIONEERED MODELED DEPENDENCE FOR JUDGMENT OF RISK AT DOING BLAST TASKS OF CIVIL PURPOSES	137
Mariana Trifonova Draganova	A METHOD FOR DETERMINATION OF PHYSICAL AND MECHANICAL CHARACTERISTICS OF KANDAUROV'S EARTH STOCHASTIC MEDIUM	141
Violeta Trifonova– Guenova	APPLICATION OF THE METHOD OF DISPLACEMENTS FOR THE EXAMINATION OF A FRAME DURING GENERAL MOVEMENT OF THE FOUNDATIONS	145
Mariana Trifonova Draganova	A NEW APPROACH TO DETERMINATION OF EARTH SURFACE DEPRESSION CAUSED BY INCLINED LAYER MINING	149
Igor Miljanovic Aleksandar Petrovski Svetomir Maksimovic Andica Krickovic	ESTABLISHING THE IMS AT THE “DRMNO” OPEN PIT MINE: THE DEVELOPMENT STRATEGY FOR A THREE-WAY TOPOLOGY	151
Igor Miljanovic Aleksandar Petrovski Tomo Benovic	MODULAR HIERARCHICAL STRUCTURE OF THE SURVEILLANCE-MANAGEMENT SYSTEM AT THE “BOGUTOVO SELO” OPEN PIT MINE	157
Svetomir Maksimovic Andica Krickovic Igor Miljanovic Aleksandar Petrovski	EFFECT OF ARTIFICIAL FACTORS ON FOG DISPERSAL PRACTICED IN LIGNITE MINES IN SERBIA	161
Igor Miljanovic Aleksandar Petrovski Stefko Bosevski	SUPPORTING ROLE OF INFORMATION MANAGEMENT SYSTEMS IN LAND RECLAMATION AT THE COAL OPEN PIT MINES	167
Adrian Runceanu Targu-Jiu Mihaela Runceanu Targu-Jiu	ON-LINE SYSTEM FOR A UNIVERSITY STUDENTS' REGISTRATION	173
Martin Banov Nikolai Dinev Luben Totev	RECLTIVATION OF WASTE DEPOSITORIES	177
Martin Banov Svetla Marinova Luben Totev	USING BY-PRODUCTS IN RECLTIVATING SOILS	183

ИЗПОЛЗВАНЕ НА СЪВРЕМЕННИ ТЕХНОЛОГИИ ЗА ДОБИВ НА ИНЕРТНИ МАТЕРИАЛИ В КАРИЕРА „КРИВИНА”

Ивайло Копрев

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

РЕЗЮМЕ. С оглед изчерпването на запасите от инертни материали в Софийското поле е необходимо да се минимализират загубите при добив и преработката. За целта се използват съвременни средства за добив и преработка на инертни материали - земснаряд „HABERMANN KBL – 300” и технологична линия със софтуерно управление.

THE USING TEMPORARY TECHNOLOGIES FOR PRODUCTION AND REVISION OF BUILDING MATERIALS IN “KRIVINA” SAND – PIT

Ivaylo Koprev

University of mining and geology “St. Ivan Rilski”, 1700 Sofia

ABSTRACT. Building materials (sand and gravel) in Sofia field are ending because losing of building material productions and revisions have to be minimizing. For that reason can use the temporary technologies of building material production and revision – „HABERMANN KBL – 300” and technologies line with a manage software.

Въведение

През последните години се забелязва трайна тенденция в повишаване търсенето на инертни материали, поради бума на строителство в района на София. Цената на земята се повиши многократно, което доведе до невъзможност за разработване на нови находища за добив на пясъци. Това поставя въпроса за ефективното изземане на вече разработените находища в концесионните граници и максимално изземване в дълбочина. Едно от най-перспективните находища за инертни материали е находище „Кривина”.

Геоложка характеристика на находището

Находище „Кривина” се намира в землището на с. Кривина, район Панчарево, Столична община. Находището се намира на около 2 км северно от с. Кривина.

В геоложкия строеж на участъка вземат участие следните стратиграфски единици:

- *КВАТЕРНЕР* – Холоцен – Алувий, Елувий;
- *НЕОГЕН* – Плиоцен – Трети хоризонт.

Плиоцен – Трети хоризонт е представен от средно-зърнести пясъци със сивосинкав цвят, примесени с ограничено количество дребнозърнест чакъл. Общо пясъка и чакъла са глинести, а плиоценските материали се разкриват в сондажните разработки след 6-8 метра от повърхността.

Холоцен – Алувий – представени са от алувиални материали, формирани в старите тераси на реките Искър и Лесновска (Стари Искър). Изградени са от пясъци и чакъл. Чакълът е с размери на зърната до 3-4 см, а пясъкът е среднозърнест до ситнозърнест.

Така описаните плиоценски и разположените над тях алувиални материали, разкрити от сондажните разработки, формират полезното изкопаемо.

На повърхността елувият е опочвен, набогатен на хумусно вещество, тревни и храстни корени на дълбочина до 20 – 30 см. Изцяло елувиалните материали в участък 2 са отнесени към откривката. По сондажни данни мощността и се изменя от 2,00 m до 2,80 m.

Минно – технически условия на експлоатация

Находище „КРИВИНА” заема площта обособена от езерото между с. Кривина и с. Долни Богров. Това предполага подводен добив на инертни материали. Избраната технологична схема на добив е със земснаряд и ТМСИ.

Състояние на запасите

В резултат на провежданите геологопроучвателни и експлоатационни работи в находище „КРИВИНА” за добив на инертни материали геоложките запаси към 01.01.2008 г. възлизат на 2949,8 хил.м³.

Постановка на проблема

Кариера „Кривина“ се намира в непосредствена близост до гр. София. Физико – механичните свойства на добивания материал напълно отговаря на:

1. БДС – 169 – 81 – Материали добавъчни ,едри за обикновени бетони.
2. БДС – 171 – 83 – Пясък за обикновен бетон.
3. БДС – 2271 – 83 – Пясък за строителни разтвори.
4. БДС – 15 783 083 – Пясък за пътни настилки.
5. Наредба за съществени изисквания и оценяване съответствието на строителните продукти (ДВ. 93/2000 г., доп. и изм. ДВ 75/2001 г.).

По тези причини кариерата е предпочитана пред останалите в района. От друга страна избраната технология на добив – със земснаряд ограничава дълбочината на добиване практически до 18 m. По концесионен договор запасите са дадени до дълбочина 30 m.

Невъзможността да се достигне максималната дълбочина на добив със съществуващата техника, от една

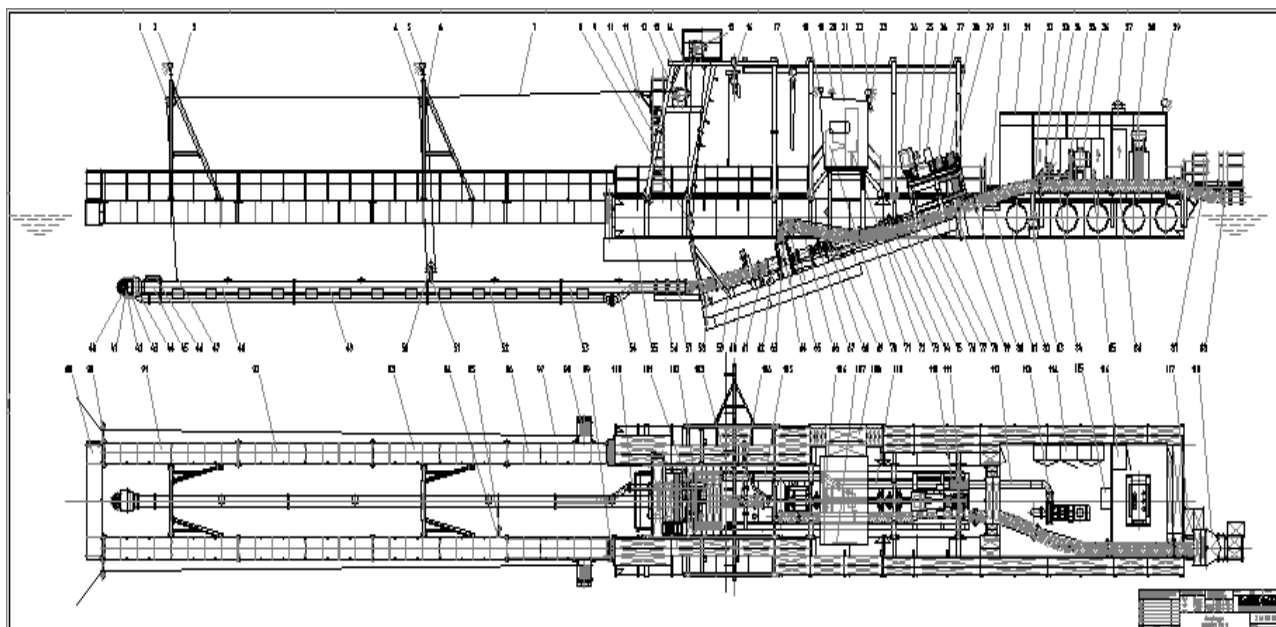
страна и големите загуби при използването на наливни полета за захранване на инсталацията доведоха до решението за закупуване на нов земснаряд и нова технологична линия за преработка на добития материал.

Концептуално решение на проблема

Решение на проблема с ефективното изземване на запасите в находище „Кривина“ се оказа земснаряд HABERMANN KBL – 300, със следните по важни технически данни:

Таблица 1.

1. Работна дълбочина	25 m
2. Дължина	33 m
3. Широчина	6 m
4. Височина	6 m
5. Тегло	91 t
6. Главна помпа	200 kW



Фиг.1 Принципна схема на земснаряд „HABERMANN KBL-300“

За минимизиране на загубите след добива на полезното изкопаемо се използва следната технологична схема:

1. Земснаряд.
2. Обезводнително колело.
3. Тунел – междинно депо.
4. Трошачно – миячно сортировъчна инсталация с двукратно промиване на входящия материал.

Теоретичната производителност на земснаряда е 400 t/h баластра. Практически константно поддържа производителност от 350 t/h. Максимално допустимата дължина на тръбопровода е 250 m.

Обезводнителното колело е с диаметър 6.5 m и представлява комплекс от 52 кофи с обем 0,25 m³. Неговата основна задача е да обезводни добития от земснаряда материал. С използване на обезводнително

колело отпада необходимостта от създаване на т.нар. „наливни полета“, които освен че бавно обезводняват материала и блокират запаси от концесионната площ. Например в кариера „Кривина“ при старата технология „земснаряд – наливно поле“ бяха блокирани около 3000 m² за наливното поле. А тази площ представлява около 75 000 m³ практически неизползваеми запаси.

Тунела представлява междинно депо на добит материал. В самия тунел има четири лентови подавача, с помощта на които се регулира производителността на ТМСИ.

ТМСИ е изградено и пуснато в експлоатация през 2007 година. Състои се от осем гумено-транспортни ленти осигуряващи връзката между отделните машини. Две сита за пресяване на материала. Спираловидна машина за отделяне на глината от фракция +5 mm. Конусна трошачка и четири спирални класификатора за обезводняване на фракция 0 – 4 mm.



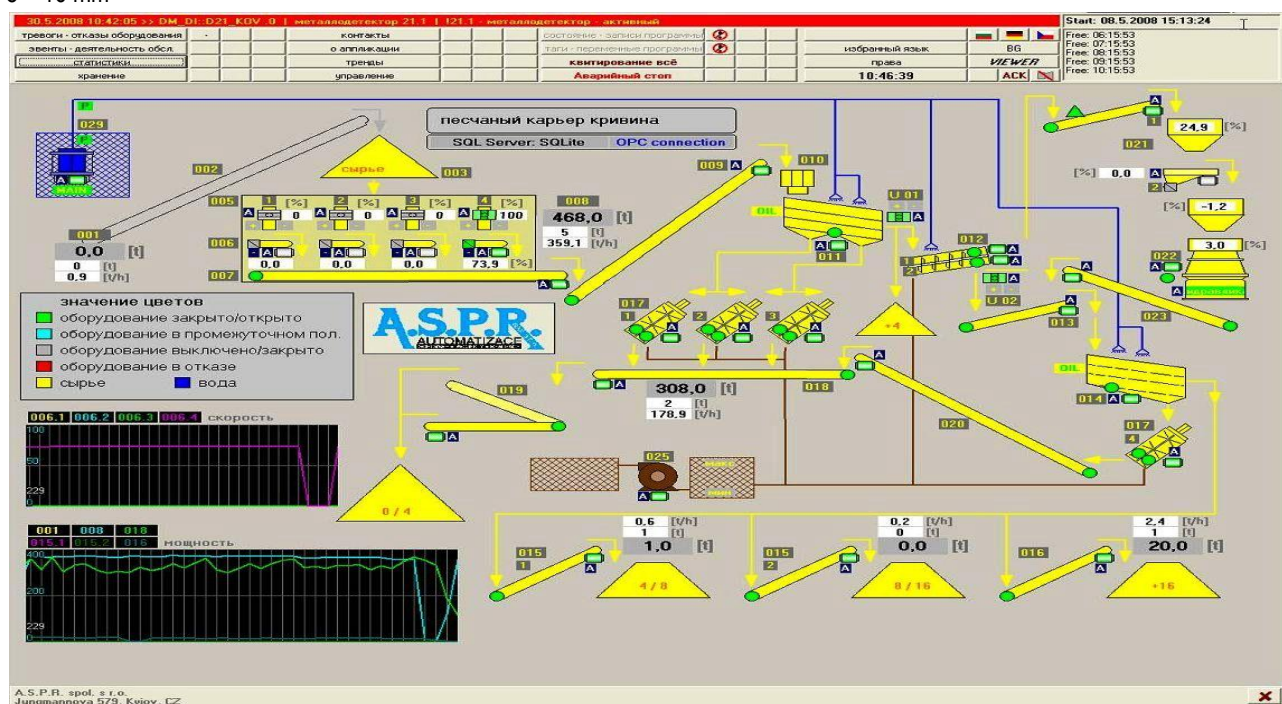
Фиг.2. Технологична схема на работа в находище „Кривина“

Двете сита позволяват инсталацията да предлага фракции готова продукция по европейските стандарти:

0 – 4 mm
4 – 8 mm
8 – 16 mm

16 + mm

Теоретичната производителност на инсталацията е 400 t/h входящ материал. Практическата производителност е 360 t/h.



Фиг. 3. Управление на ТМСИ

Управлението на ТМСИ е изцяло компютъризирано (фиг.3). Това позволява лесно проследяване на целия процес, гъвкаво управление на качеството на продукцията

и не на последно място намаляване на необходимия брой персонал за поддържане на инсталацията.

Извод: С помощта на съвременното минно оборудване се постигат няколко положителни ефекта:

1. Достига се максималната дълбочина на добив – 25 m
2. Не се блокират излишни запаси в депа – 75 000 m³ допълнителни запаси са освободени при инсталирането на обезводнителното колело
3. Ефективно се управлява качеството на преработения материал посредством специализирания софтуер.
4. Намалява се броя на необходимия персонал в кариерата – от 30 при старата технология на 20 при сегашното положение.

5. Значително по ниска себестойност на 1 t готова продукция

Литература

Годишен технически проект на кариера „Кривина“ 2008 г.
Daniels A. 1999. New development of a cutting wheel dredger for deep dredging. Aufbereitungs technik 40.

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

ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СТРАТЕГИЯ И ВЫСОКИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА ГОРОДА МОСКВЫ

Борис А. Картозия¹, Андрей В. Корчак², Александър Н. Левченко³

¹ *Ръководител на катедра „Подземно строителство“, МДМУ*

² *Ректор на Московския държавен минен университет*

³ *Зам. председател на Отдел по урбанизъм, Москва*

РЕЗЮМЕ. Докладът съдържа резултатите от научни изследвания и създаване на методически принципи за проектиране, изграждане и оползотворяване на московските подземна инфраструктура при сложни геоложки и минно-технически условия, на базата на управляеми технологични процеси, които осигуряват опазването и охраната на подземното пространство като георесурс. Основната идея на проучването се състои в това, че подземното строителство се разглежда като елемент от унифицирана техногенна геосистема „масив – технология – подземна инфраструктура“ и на базата на динамична връзка между всички елементи се дава възможност за прогнозиране на решенията, както и за адекватна реакция с цел изменение на субективния и останалите фактори с помощта на оперативно регулиране на параметрите на технологичния процес.

GEOTECHNOLOGICAL STRATEGY AND HIGH TECHNOLOGY AT THE DEVELOPMENT OF MOSCOW UNDERGROUND SPACE

Boris A. Kartoziya¹, Andrey V. Korchak², Alexander N. Levchenko³

¹ *Head of Department of Underground Construction (MSMU)*

² *Rector of Moscow State Mining University (MSMU)*

³ *Vice-Chief of Dpt. of Urbanism Policy of Moscow (Moscow Government)*

ABSTRACT. The study contains the results of research on the scientific substantiation and creation of the methodological principles of construction designing and re-utilization of Moscow underground utilities in complicated mining and geological conditions, based on the controlled technological processes that provide for the development and protection of underground space as an interchangeable geo-resource. The basic idea of the study in the underground construction treated as an element of the unified complicated man-caused geosystem "massif-technology-underground utility", based on the dynamic interconnection of all elements allowing to make forecast of the decision as well as to adequately react to change of the man-caused and quaternary factors by the means of operative regulation of the parameters of the technological process.

Освоение недр земли – это область человеческой деятельности, связанная с изучением и практическим использованием земной коры в интересах создания требуемого уровня жизнеобеспечения общества.

Научное обеспечение проблемы освоения подземного пространства осуществляет строительная геотехнология, предметом изучения которой являются: процессы взаимодействия конструкций подземных сооружений с массивом горных пород; методы проектирования и расчета конструкций подземных сооружений; способы и средства обеспечения их прочности, устойчивости и долговечности; способы и методы строительства, реконструкции и восстановления подземных сооружений и горно-технических зданий и сооружений; способы и средства механизации и автоматизации горно-строительных работ; способы охраны подземных сооружений от вредных природных и техногенных воздействий; методы организации и управления горно-строительными работами и их экономической эффективности; материальные и трудовые ресурсы; методы и технические средства обеспечения безопасности работ; экологические

последствия горно-строительных работ и меры по сохранению недр и окружающей среды.

Из общей проблемы освоения подземного пространства в качестве исключительно важного направления следует выделить освоение городского подземного пространства. Опыт проектирования и строительства городов свидетельствует о том, что решение широкого круга социально-экономических, архитектурно-планировочных и экологических задач неотделимо не только от рационального использования наземных городских территорий, но и от планомерного и комплексного освоения подземного пространства городов, где целесообразно размещать сооружения различного назначения.

Широкое использование подземного пространства от примитивного обитания в карстовых пустотах до сооружения специальных строений с глубокой древности приучало человечество к экономии энергии и к требованиям охраны окружающей среды: не навреди, сохрани, улучшай. Это цитата из статьи академика

Шемякина Евгения Ивановича, который является одним из основоположников идеи использования подземного пространства как среды обитания.

Растущий в мире интерес к освоению городского подземного пространства в значительной мере обусловлен положительными качествами подземных сооружений. Использование подземного пространства для размещения объектов различного назначения, помимо повышения эффективности использования недр и сохранения экологической чистоты, позволяют:

- разгрузить зону обитания человека от техногенных воздействий и инженерных сооружений;
- обеспечить естественную защиту всего того, что находится под землей; (эта защита является одновременно механической, термической, акустической и гидравлической);
- уменьшить загазованность и шум на городских улицах;
- исключить негативное влияние на эксплуатацию подземного объекта погодных и климатических условий;
- упростить и упорядочить работу транспорта;
- обеспечить безопасность при всех видах внешних воздействий (стихийных, техногенных и диверсионных);
- существенно сэкономить значительные площади ценных земель;
- сохранить городские исторические ландшафты, представляющие культурно-историческую ценность;
- уменьшить отрицательное воздействие потенциально-опасных производств;
- уменьшить затраты энергии на отопление и охлаждение помещения;
- сократить эксплуатационные расходы по сравнению с расходами альтернативных сооружений на поверхности;
- повысить степень безопасности движения транспорта и пешеходов;
- резко сократить в городе количество автотранспорта, используемого для доставки различных грузов, вывоза бытовых и промышленных отходов;
- экономить время населения в сфере транспортного обслуживания за счет приближения реализации услуг к потребителю;
- повысить уровень комфортности и безопасности жизнедеятельности человека.
- повысить размеры товарооборота и прибыли предприятий торговли, питания, сферы обслуживания, зрелищных и спортивных объектов за счет удобного расположения их в зонах наиболее интенсивного скопления пешеходов и пассажиров - потенциальных посетителей перечисленных объектов;

Важная особенность подземного пространства города - его скрытость. Это качество может быть использовано в целях национальной безопасности, а также преодоления недостатков и эстетической непривлекательности

отдельных видов технологического промышленного оборудования.

Комплексное использование подземного пространства необходимо для городов всех категорий, разница заключается лишь в номенклатуре и количестве сооружений, которые целесообразно размещать ниже земной поверхности с точки зрения капитальных вложений, экологического и социально-экономического эффекта.

Проблема комплексного использования подземного пространства городов в настоящее время является не альтернативной, а насущной задачей оптимального развития инфраструктуры города, поэтому выбор геотехнологической стратегии освоения подземного пространства таких мегаполисов как Москва является актуальной задачей.

Основными факторами, влияющими на размещение создаваемых в подземном пространстве объектов, являются:

- параметры города (площадь, протяженность, высотность и др.) и зонирование его инфраструктуры;
- рельеф местности, природные, геологические и гидрогеологические условия;
- функциональное назначение различных зон города (селитьба, промышленные и другие внеселитебные зоны);
- характер застройки.

Геотехнологическая стратегия освоения подземного пространства г. Москвы, должна базироваться на следующих принципах:

1. В связи с тем, что каждый административный округ города имеет свои градостроительные особенности, следует провести инвентаризацию существующих подземных сооружений, оценить необходимость реконструкции наземных объектов с целью размещения под ними или рядом подземных сооружений и возможность строительства новых, органично связанных с действующей подземной инфраструктурой города;

2. Совокупность мероприятий по строительству новых подземных сооружений и реконструкции наземных сооружений должна быть объединена в единую стратегию освоения подземного пространства г. Москвы.

Разработанная база данных позволит создать единый кадастр участков, на которых возможно строительство подземных сооружений, и необходимые предпосылки для выработки единой концепции компактной застройки с эффективными функциональными связями.

Пространственное решение создаваемых объектов, взаимосвязи их в профиле при вертикальном зонировании рекомендуется проводить в следующем порядке:

- I ярус (примерно до 5 м от поверхности) – пешеходные переходы с учреждениями попутного обслуживания, подземные помещения и малогабаритные служебные тоннели для загрузки объектов торговли, производственные и другие

склады периодического пользования, проходные коллекторы, местные инженерные сети.

- II ярус (от 5 до 20 м) – трассы и тоннели мелкого заложения, пересадочные узлы, отдельные сооружения гаражей-автостоянок, железнодорожные вводы, магистральные инженерные сети и коллекторные тоннели, крупные склады периодического пользования и технологические емкости.
- III ярус (более 20 м) – тоннели и станции глубокого заложения, транспортные тоннели многофункционального использования, в том числе предназначенные для новых видов транспорта (экспресс-метрополитен, перспективный пассажирский и грузовой пневмотранспорт, магистральные коллекторы глубокого заложения).

На основании анализа и обобщения мирового опыта была проведена систематизация подземных сооружений, действующих в городских условиях, по основным регламентирующим признакам:

По функциональному назначению систематизация проводилась по четырем направлениям:

1. Хозяйственное назначение.

(промышленные предприятия, инженерные коммуникации, транспортные предприятия, объекты складского назначения, хранилища нефтепродуктов и др.).

2. Социальное назначение.

(культурно-просветительные и спортивные сооружения, торговли, общественного питания, бытового обслуживания, хранение документов и культурных ценностей, научные объекты, лечебные, спортивно-туристические и др. объекты).

3. Экологическое назначение.

(очистные сооружения, мусоросжигающие установки и др.).

4. Объекты гражданской обороны.

От функционального назначения зависит объем сооружения, срок службы, ремонтпригодность, огнестойкость, комфортность условий труда, которая требует благоустройства и дополнительного инженерного оборудования для соблюдения норм по температурному режиму, вентиляции, освещению, шуму, вибрации, микроклимату, эргонометрическим параметрам.

По объемно-планировочным решениям систематизация проводилась по двум направлениям:

1. протяженные выработки (тоннели);

(инженерные коммуникации, транспортные предприятия).

2. камерные выработки.

(к ним относится большинство подземных сооружений).

Основными регламентирующими признаками объемно-планировочных решений являются: расположение в массиве, этажность подземного сооружения, величина пролета, форма сечения, число пролетов, наличие входов и технические параметры, связанные с функциональным назначением.

По месторасположению относительно наземных сооружений все подземные объекты подразделяются на:

- отдельно расположенные (вне зоны наземной застройки) объекты;
- объекты, находящиеся непосредственно под зданиями и сооружениями и образующие единую цельную конструкцию;
- объекты, примыкающие к зданиям и сооружениям на поверхности.

Наименьшее удорожание строительства по сравнению с подземным (10-15%) характерно для объектов, размещаемых непосредственно под зданиями в комплексе с наземными зданиями и сооружениями. Наибольшее удорожание (30-50%) – при изолированном строительстве объектов [Черняк].

По способам строительства систематизация проводилась по трем направлениям:

- открытый способ (котлованный с откосами или шпунтовым ограждением, «стена в грунте». опускной колодец и др.);
- закрытый способ (буровзрывной, комбайновый, щитовой, продавливание, микротоннелирование и др.);
- комбинированный (совместное применение различных способов).

На выбор способа строительства подземного сооружения большое влияние оказывают горно-геологические условия. При строительстве подземных сооружений в сложных горно-геологических условиях следует применять вышеперечисленные способы строительства в сочетании со специальными способами подготовки массива горных пород (замораживание, водопонижение, тампонаж и др.)

Геотехнологическая стратегия освоения подземного пространства города концептуально должна базироваться на блочно-иерархическом подходе, который состоит в том, что сложная задача разбивается на последовательно решаемые группы задач меньшей размерности (стратегия строительства конкретного подземного сооружения, стратегия развития отдельного муниципального образования и города в целом).

Возможны два варианта принятия решения: эксклюзивные (например: торгово-рекреационный комплекс «Охотный ряд» под Манежной площадью, Московский международный деловой центр «Москва-Сити», Лефортовский тоннель третьего транспортного кольца и др.) и типовые (подземные автостоянки, склады, холодильники и др.).

На наш взгляд стратегическими направлениями в решении вопросов улучшения уровня комфортности жизни людей, экологии, создания новой среды обитания являются:

- строительство подземных автостоянок (принято Постановление Правительства Москвы «О целевой программе строительства гаражей-стоянок в г. Москве на период 2005-2007 гг.»);
- вывод промышленных предприятий и коммунально-складских объектов из центра города;

- строительство культурно-оздоровительных центров в округах.

Научно-обоснованная геотехнологическая стратегия освоения подземного пространства г. Москвы создаст предпосылки для привлечения инвестиций, чему будет способствовать:

- наличие базы данных в округах (а в перспективе разработка кадастра подземных сооружений г. Москвы) участков, пригодных для строительства подземных сооружений различного функционального или многофункционального назначения с учетом примерной стоимости и

затрат на строительство;

- разработка модульных технологий строительства и использования современного горно-строительного оборудования позволит при массовом строительстве снизить уровень капитальных затрат;
- разработка типовых проектов строительства камерных подземных сооружений для участков, имеющих аналогичные или близкие к ним горно-геологические условия, приведет к снижению капитальных затрат.

Препоръчана за публикуване от
Редакционен съвет

ИЗСЛЕДВАНЕ И ВНЕДРЯВАНЕ НА СОНДОШНЕКОВА ДОБИВНА ТЕХНОЛОГИЧНА СХЕМА В УСЛОВИЯТА НА МИНА "БЕЛА ВОДА", ПЕРНИШКИ ВЪГЛИЩЕН БАСЕЙН

Кръстю Дерменджиев¹, Миглена Кирилова², Георги Стоянчев³

^{1,2,3} Минно-геоложки университет "Св.Иван Рилски", София 1700, България

РЕЗЮМЕ. Разгледана е комбинирана система на разработване в минно-добивен участък на мина "Бела вода". Изследвани са технико-технологичните параметри на сондошнекова добивна технология. Получените резултати ще послужат за основа при внедряването на сондошнековия комплекс МШП-08Н.

INVESTIGATION AND IMPLEMENTATION AUGER TECHNOLOGIES SCHEME IN MINE "BELA VODA", PERNIK COAL DEPOSIT

Krastyu Dermendjiev¹, Miglena Kirilova², George Stoianchev³

^{1,2,3} University of Mining and Geology "St.Ivan Rilski", Sofia 1700, Bulgaria

ABSTRACT. Combined system is viewed of developing with a mining extractive mine section "Bela Voda". The parameters to probe – recovery auger extractive technology are the technique - technologies. The received solutions will serve for ground at the probe recovery auger complex МШП - 08 Н.

Въведение

Във връзка с настъпилите изменения на минно-техническата ситуация в условията на мина "Бела вода", Пернишки въглищен басейн, се налага прилагането на нов тип добивен комплекс, оборудван с машина за шнеково пробиване МШП-08Н. Машината е конструирана по поръчка в специално изпълнение - опитно-промишлен образец. Като такъв той се явява уникален и липсата на какъвто и да е практически опит от прилагането му в наши условия налага да се извършат редица експериментални изследвания при внедряването на тази съвременна технология. Получените резултати ще бъдат използвани за оптимизиране на първоначално приетите ориентировъчни технико-технологични решения, определени въз основа на литературни източници и аналогични условия.

Машина за шнеково пробиване МШП-08Н

Машината за шнеково пробиване (МШП) е предназначена за сондажен добив на въглища от площадки (стъпала) с откоси, в които имат излаз въглищни пластове. Машината се състои от следните модули (фиг.1):

1. Платформа с крачещ механизъм, която служи за стъпково преместване на машината и има възможност за

регулиране на ъгъла на оста на сондажа. Тя се състои от основа, с монтирани на нея елементи на крачещия механизъм.

2. Автоподавач, който създава въртеливо-постъпателно движение на пробивния комплект и служи за заключване и отключване на наставните щанги при удължаване и скъсяване на пробивния комплект.

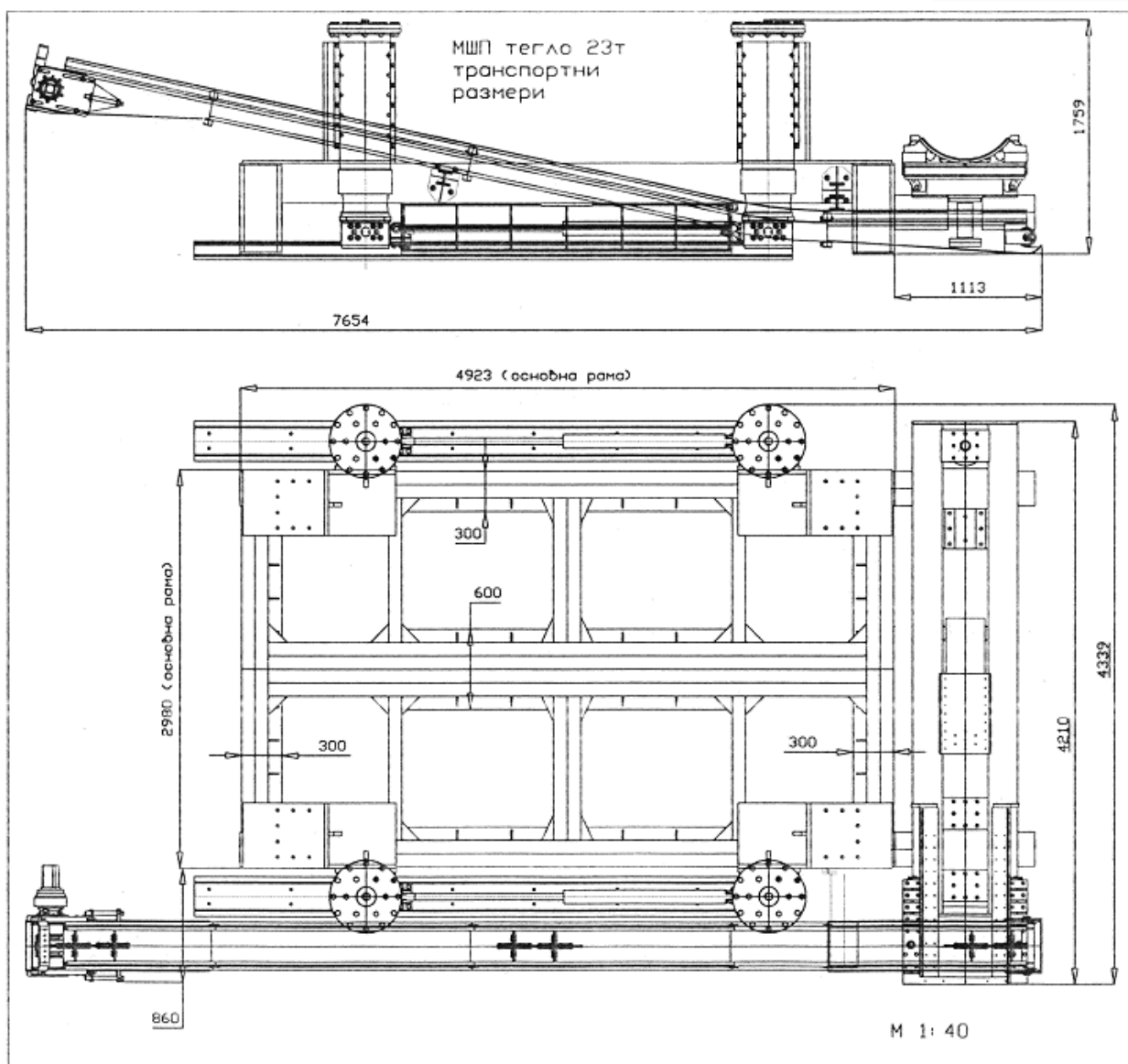
3. Пулт за управление.

4. Електро-пускова апаратура за управление и контрол на основния двигател.

5. Електро-пускова апаратура за управление и контрол на помощните електродвигатели.

6. Електро-хидравлична станция за създаване и поддържане на основните хидравлични потоци за задвижване и управление на: крачещия механизъм; застопоряващите цилиндри; автоподавача и гребовия транспортър.

7. Греблови (верижен) транспортър за поемане и транспортиране на добитата минна маса към претоварващия комплекс.



Фиг. 1. Сборен чертеж на машина за шнеково пробиване МШП-08Н (опитно-промишлен образец)

Система на разработване и добивна технология

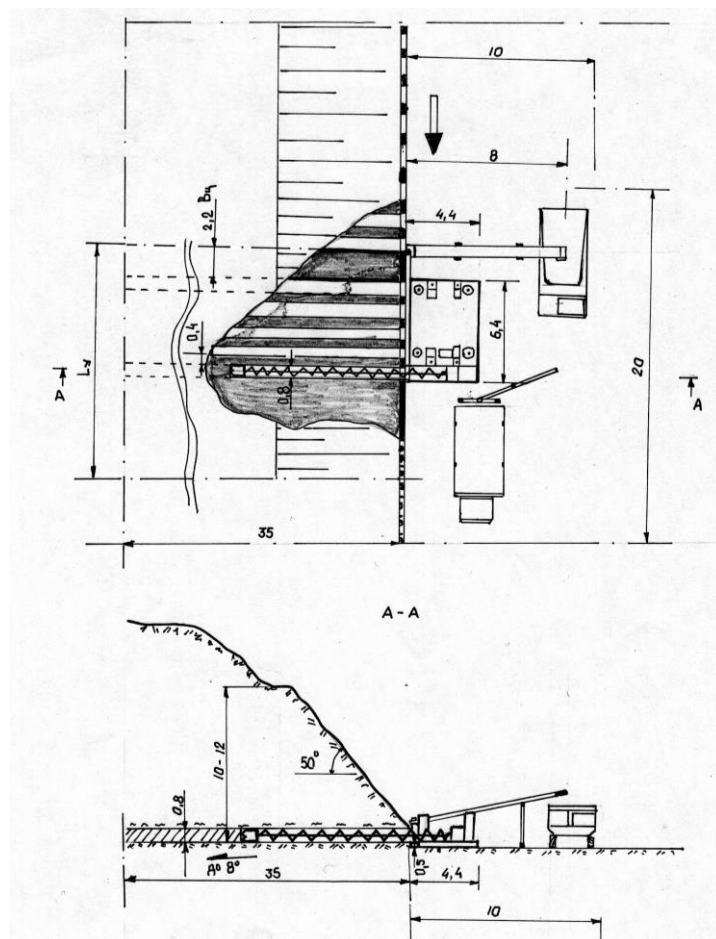
Предвид замисълът на работа и възможностите на конструирания и произведен сондо-шнеков комплекс (МШП-08Н), системата на разработване е приета да бъде от комбиниран тип: наземно базиране на технологичното оборудване и подземен добив в отвори – сондажи, камери, изработки с директен изход на повърхността.

В случая – система на разработване от площадки на работни стъпала, в чийто откос пластът излиза на повърхността. Работната площадка (фиг.2) се намира на нивото на подсечения от долния ръб на стъпалото пласт – обект на разработване. На нея е разположено добивното оборудване.

На базата на съществуващата площадка в участък "Централен" с долен ръб следящ долнището на пласт "Шистозен", на фигура 2 е представен вариант на системата с настъпващ – прав ред на последователно прокарване на успоредните сондажи.

Ключови елементи на системата, определящи безопасната и ефективна работа в участъка са: състоянието и параметрите на работната площадка в етапния участък; параметрите и състоянието на откоса на стъпалото; броят и дебелината на излизащите в откоса пластове; наклонът на пластове и геометричните параметри на системата и добивния участък.

Параметрите на участъковата работна площадка са предопределени от елементите на залягане на изземвания пласт по наклон, ориентировка на горния и долния ръб на стъпалото, представени на ситуационен план (фиг.3). На него са отбелязани площите на I етапен участък.



Фиг. 2. Комбинирана система на разработване, план, разрез



Фиг. 3. Ситуационен план на у-к "Централен" с местоположение на I етапен участък

Добивните работи по комбинираната система и с използване на сондошнекова технология се приема да се извършват североизточно от технологичната площадка, в участък "Централен" (фиг.3), район "Изток".

В участъка са водени добивни работи по открит начин. Обект на изземване са запасите по пласт "Шистозен" и пласт "А". Към края на м.март и началото на м.април 2008 г. е оформено работно стъпало в откоса, на което излизат посочените по-горе пластове.

Долната работна площадка на стъпалото е оформена по долнището на пласт "Шистозен". Тя е с наклон от около 8° към долния ръб на стъпалото и между $3 \div 3,5^\circ$ по направление на долния ръб, посока NE-SW.

Котите на долния ръб на стъпалото съвпадат с котите на долнището на пласт "Шистозен" и варират от 667m до 659 m.

Горният ръб на стъпалото е оформен по терена на повърхността и по локални площадки с ограничено площно разпространение. Котите по горния ръб на работното стъпало се движат от 673 m до 677 m и локално до 683 m при наличие на подстъпала.

Височината на стъпалото варира от 10 m до 15 m, като нараства по посока NE-SW. Ъгълът на откоса на стъпалото варира между 40 и 60° .

В откоса на стъпалото се наблюдават добре изразената слоестост на вместващите скали, литоложният състав, последователност и мощност.

Геометричните параметри на системата включват такива, които са предопределени от технологичните възможности на добивното оборудване и други, които са обект на стабилитетни анализи и изчисления.

Към първата група параметри се отнасят: дължината (дълбочината) на добивните сондажи; техният диаметър и площ на сечение. Те са съответно $L_c = 35$ m; $\Phi_c = 0,8$ m; $S_c = 0,5$ m². Тези параметри са отбелязани на фигура 2 и фигура 4. Дължината на сондажите, определя и ширината на добивния участък, мерена от долния ръб на стъпалото до дъното на добивния сондаж, (фиг.2).

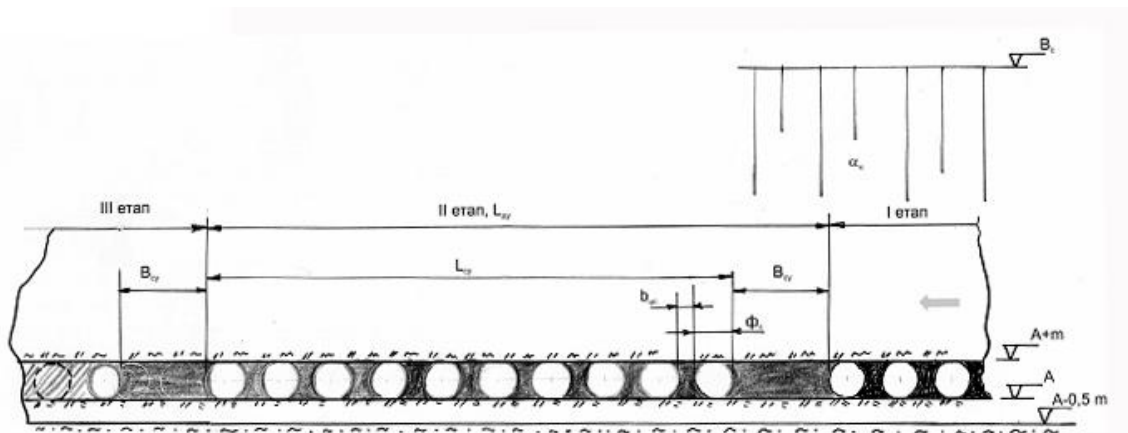
Особено важни за устойчивостта и безопасната работа със сондошнеково оборудване в участъка са наличието и параметрите на целиците за осигуряване устойчивостта на подработения със сондажи масив.

Предварително се приема, че сондажните отвори ще остават празни и незапълнени. Те ще се намират в устойчиво състояние до изземване на определен етапен участък, с определени размери (фиг.4), след което, при преминаване в съседния етапен добивен участък те могат да се самообрушават и с това да подработват масива във височина. Затова в съответствие с опита се приема добивните участъци наречени "етапни" да бъдат отделени с бариерни целици B_{cy} (фиг.4). Приема се този целик да бъде обвързан с броят и диаметърът на сондажните отвори и ширината на лентовия междусондажен целик (b_{yc}) и да се определя с израза:

$$B_{cy} = (n_c + 1)\Phi_c + b_{yc}, \text{ m.} \quad (1)$$

При брой на сондажите в целика $n_c = 2$ и ширина на лентовия междусондажен целик $b_{yc} = 0,4$ m, ширината на междучастъковият бариерен целик ще бъде, $B_{cy} = 2,2$ m.

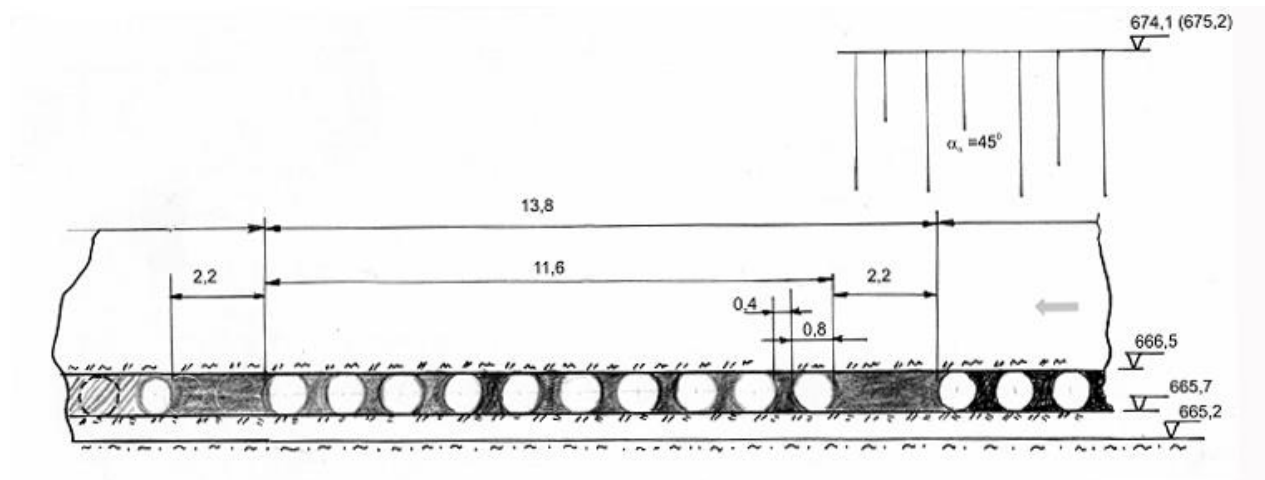
Този размер ще бъде обект на изследване и редуциране при опитно-промишленото внедряване на системата за условията на мина "Бела вода".



Фиг. 4. Схема на разположение на сондажните отвори в участъка

A – кота долнище на пласта; A+0,5 m – кота работна площадка (долен ръб на стъпало); A+ m – кота горнище на пласта с мощност "m", m; B_c – кота горен ръб на стъпало; α_c – ъгъл на откоса на стъпалото; Φ_c – диаметър на добивен сондаж, Φ_c = 0,8 m; B_{yc} – ширина на междусондажен лентов целик, m; B_{cy} – ширина на междучастъков "бариерен" целик, m; L_{cy} – дължина на сондажен участък, m; L_{ey} – дължина на етапен участък, m; ⇒ – посока и ред на изземване на етапните участъци

Въпреки, че якостните показатели на пласт “Шистозен” допускат ширина на участъков лентов междусондажен целик ($b_{цс} = 0,3 \text{ m}$) до $0,3 \text{ m}$, се счита, че схемата на натоварване на тези целици в приконтурната част на откоса е по-сложна, поради което се приема в началния етап на работа размерът на този целик да бъде $0,4 \text{ m}$ (фиг.5).



Фиг. 5 Оразмеряване на разположението на сондажните отвори в участъка

Счита се, че сондажната част на участъка по дължина зависи от граничния ъгъл на устойчивия откос при определена допустима височина на стъпалото $H_{ст}^a$. Затова се препоръчва дължината на участъка да бъде определена по формулата

$$L_y = \frac{H_{ст}^a (1 - e^{-\alpha})}{\text{tg} \beta}, \text{ m} \quad (2)$$

където: $\alpha = \frac{H_d}{H_{ст}^a}$, H_d - действителна височина на стъпалото в мястото на участъка, m;

$H_{ст}^a$ - допустима височина на стъпалото с устойчив откос, m;

$$\beta = \alpha_d - \alpha_{пл}; \quad (3)$$

α_d - действителният ъгъл на откоса на стъпалото в участъка;

$\alpha_{пл}$ - ъгълът на наклонът на пласта, град.

При използване на формула (2) ще може при приети размери на бариерният и лентовият (междусондажен) целици да се определят броят на сондажите в участъка.

От рудничната практика в мина “Бела вода” – открит добив се препоръчва $H_{ст}^a = 12 \text{ m}$, а ориентировъчният граничен ъгъл на устойчивия откос $\alpha_y = 50^\circ$.

Дължината на добивните сондажни участъци L_{cy} , респективно дължината на етапните добивни участъци се определя и зависи от броя на добивните сондажи (n_c) в участъка и ширината на лентовия целик. Например при 10 броя сондажи в участъка, сондажната му дължина ще бъде $L_{cy} = 11,6 \text{ m}$, а общата дължина на етапния участък $L_y = 13,8 \text{ m}$ (фиг.5).

При така описания вариант на комбинираната система, за условията на мина “Бела вода”, участък “Централен” се очаква да бъдат постигнати резултатите, посочени в табл.1.

Таблица 1

№	Показатели	Мярка	Стойност
1	Мощност на пласта	m	0,8
2	Плътност на въглищата	t/m ³	1,45
3	Изземвана мощност	m	0,8
4	Обща дължина на участъка	m	13,8
5	Ширина на участъка	m	35
6	Количество запаси в участъка	t	560
7	Брой добивни сондажи в участъка	бр	10
8	Добивани въглища от сондаж	t	25,4
9	Общ добив от участък	t	254
10	Общо количество на загубите, в т.ч.:	t	306
	- бариерен целик	t	89,3
	- лентови целици	t	216,7
11	Коефициент на извличане в участъка	-	0,454
12	Време за погасяване на участъка	см	10

Заклучение

Като се изхожда от изчислителната схема, показана на фигура 4 и горните допускания, се препоръчва в началния етап от прилагане на системата да бъдат приети геометричните размери посочени на фигури 2, 3 и 5.

Добивната технология в участъка ще се реализира в рамките на етапни участъци. Добивното оборудване е базирано на работната площадка, от която чрез машината за шнеково пробиване МШП-08Н ще се осъществява подземен добив. Основният добивен орган е пробивна добивна глава, подавана и притискана към сондажния забой от наставна шнекова щанга. Транспортът на добитите въглища, по сондажа, ще се извършва от шнековата щанга. На устието на сондажа въглищата ще се натоварват на верижния транспортър към платформата, а от него с помощта на лентов подвижен претоварач ще се претоварват в самосвали.

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

Литература

- Отчет по дог. "Машина за шнеково пробиване", Изпълнител "Кралев консулт", ЕТ, възложител: "Въглища-Перник" ООД, С., 03.2004 г. Архив на "Въглища-Перник" ООД.
- Машина за шнеково пробиване тип МШП-08Н. Текстови документи, том 1 и том 2 "Приложения". Разработил "Кралев консулт". "Инструкция за експлоатация". Архив на "Въглища-Перник" ООД, 2008.
- Технологичен проект за комбинирано разработване на въглищни пластове в условията на мина "Бела вода", "Въглища-Перник" ООД, 2008.

АНАЛИТИЧНО ОПРЕДЕЛЯНЕ НА ОБЕМИТЕ НА ОТКРИТИТЕ ПРОСТРАНСТВА ПРИ ПОДЗЕМНО РАЗРАБОТВАНЕ НА РУДНИ НАХОДИЩА

Георги Трапов¹, Георги Михайлов²

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

² Минно-геоложки университет "Св.Иван Рилски", 1700 София, E-mail: mihayg@mgu.bg

РЕЗЮМЕ. Представен е модел за определяне на обема на откритите добивни пространства при разработване на стръмнотазягащи рудни тела. Той позволява оперативно да се оценява влиянието на откритите добивни пространства при паралелно извършване на отбиването и запълването със сух скален материал. Посочват се възможностите за практическа реализация при системи с открито добивно пространство и магазиниране.

AN APPROACH FOR ANALYTICAL VOLUME'S DETERMINATION OF UNDERGROUND ORE MINING

George Trapov, George Mihaylov

¹ University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

² University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail: mihayg@mgu.bg

ABSTRACT. A model is presented for determining the volume of open stope for ore vein mining. It allows to assess the impact of open stope simultaneous: blasting and rock filling. Possibilities are pointed out for implementation of open stope and shrinkage methods.

1. Въведение

При подземно разработване на рудни находища съществено влияние върху ефективността на добивната технология оказват празните пространства, които неизбежно съпътстват минните работи. При изземване на ленти в добивния блок се оформят стъпала, чиито параметри зависят от същността на системата на разработване, а тя от своя страна – от устойчивостта на рудата и страничните скали. Проблемът е особено актуален при прилагане на сондажно отбиване и оформяне на открити пространства със значителни размери. Те са предпоставка за постигане на висока интензивност на разработване, която може да осигури необходимата ефективност при условие, че страничните стени и тавана на камерите са в устойчиво състояние. Възникват предпоставки за разглеждане на масива като обект, чийто свойства се подават на управление, т.е. те могат да се изменят при подходящи външни технологични въздействия. Теорията и практиката на подземно разработване на рудни находища показва, че устойчивостта на страничните скали при оформяне на камери със значителни размери (значителен обем) на празните пространства може да се управлява чрез използване на дълбоки въжени или стоманобетонни анкери. Друг аспект за подобряване на устойчивостта е прилагане на различни видове запълващ материал (най-често основаващ се на различни деформационни и якостни свойства), което предопределя съвместната работа на преместванията при взаимодействието на естествената природна среда с изкуствения масив.

Внимателният анализ показва, че способностите на скалния материал, използван като поддържащ елемент на добивните пространства не са напълно изучени, а следователно не са изчерпани техните потенциални възможности. Скалната подготовка на рудните тела осигурява подобри експлоатационни качества на прилаганата добивна технология. Проблемът се задълбочава, когато тази скална маса трябва да се транспортира до повърхността и там да се устрои върху подходящи терени. Това е предпоставка за нарушаване на екологичното равновесие, което довежда до допълнителни финансови разходи.

Тогава основателно възниква въпросът може ли добитата скална маса да се премести във вече иззетите пространства, като по този начин тя ще подобри тяхното поведение като конструктивен елемент с устойчиви параметри? На този въпрос е потърсен отговор в настоящата статия. Ефективността от прилагането на подобно технологично решение ще зависи от взаимното положение на трите компонента: реалния масив, сухото скално запълнение и откритото пространство между тях. Очевидно върху устойчивостта на тази трикомпонентна система (празно пространство и две материални среди с различни механични свойства) най-съществено влияние ще оказва големината на откритото пространство. Трудностите, които съпътстват определянето на неговите размери, може да се счита като най-сериозната пречка за успешното прилагане на технологично решение, основаващо се на паралелно развитие на добивните работи и запълване на иззетите пространства.

ва с определена стъпка на изоставане. Ето защо тук ударението се поставя върху разработване на подходящ модел и съставяне на алгоритъм за реализация на решението за определяне на обема на откритите пространства.

2. Определяне на геометрията и обема на пълзящия конус на разбухналата минна маса след взривяване

Установява се правоъгълна координатна система (фиг.1) с начало в края на откоса на насипания запълвачен скален материал. Разглежда се забой с три стъпала, номерирани с числата 1, 2, 3 от долу нагоре. Неговата форма се определя от височините h_1, h_2, h_3 и абсцисите x_1, x_2, x_3 на точките $P_1, Q_1, P_2, Q_2, P_3, Q_3$, т.е. координатите на тези точки са $P_1(x_1, 0), Q_1(x_1, h_1), P_2(x_2, h_1), Q_2(x_2, h_1+h_2), P_3(x_3, h_1+h_2), Q_3(x_3, h)$, където е положено $h=h_1+h_2+h_3$.

Предполага се, че след взривяване напредването на забойните стъпала е съответно z_1, z_2, z_3 . Тогава новото положение на забоя ще се даде с точките $P'_1(x_1+z_1, 0), Q'_1(x_1+z_1, h_1), P'_2(x_2+z_2, h_1), Q'_2(x_2+z_2, h_1+h_2), P'_3(x_3+z_3, h_1+h_2), Q'_3(x_3+z_3, h_1+h_2+h_3)$.

Ако с k_p се означава коефициентът на разбухване, то обема на взривената руда ще се изрази с формулата $R_m = k_p(z_1h_1 + z_2h_2 + z_3h_3)$.

Ъгълът на естествения откос на взривената минна маса се означава с φ , при което $k = \tan \varphi$. Върхът на конуса е означен с $C(x_c, h_c)$, където x_c, h_c са съответно абсцисата и ординатата му.

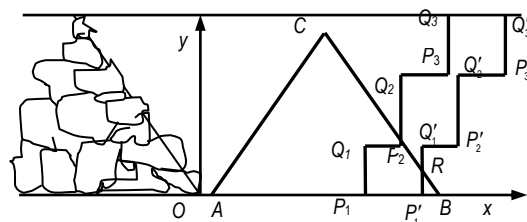
При $h_c \leq h$ от взривената руда ще се формира конус или част от конус (фиг. 1) с примерно сечение $A(x_A, 0), P'_1, Q'_1, R(x_1+z_1, k(2x_c - x_A - x_1 - z_1)), C(x_c, h_c)$, където в този случай R е пресечна точка на бедрото BC и отсечката $P'_1Q'_1$.

Ако $h_c > h$ се получава пресечен конус, или част от пресечен конус. В разглежданото примерно сечение (фиг. 2) това е фигурата

$$A(x_A, 0), P'_1, Q'_1, R\left(2x_c - x_A - \frac{h}{k}, h_1\right), C_2(2x_c - x_c^{\max}, h), C_1(x_c^{\max}, h),$$

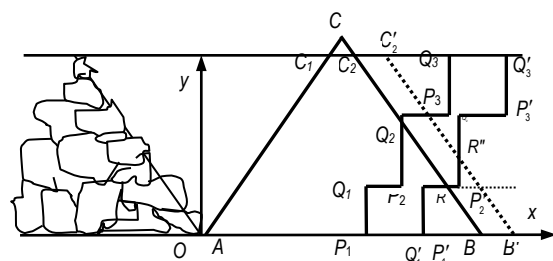
където $x_c^{\max} = \frac{h}{k} + x_A$. Тук R е пресечна точка на бедрото BC и отсечката $Q'_1P'_2$.

Макар, че в повечето случаи формата на взривената руда не е конус, а част от конус по-нататък за краткост ще се нарича пак конус.



Фиг. 1.

Оказва се, че при зададени $x_1, x_2, x_3, z_1, z_2, z_3, h_1, h_2, h_3, k_p$ и φ с избора на x_A и намирането на x_c , геометрията и обема на пълзящия конус са напълно определени. Наистина координатите на точките, ограничаващи конуса се изразяват със стойностите на тези величини. Ето защо задачата се свежда до намиране на начин във всеки конкретен случай да се определи x_c от задължителното условие обема S_k на пълзящия конус да е равен на обема R_m на разбухналата руда, т.е. $S_k = R_m$.



Фиг. 2.

Това дава основание да се изгради следната изчислителна схема, която може да се разглежда и като алгоритъм за решаване на задачата.

2. Алгоритъм за намиране обема на пълзящия конус

1. Задават се стойностите за x_1, x_2, x_3, k_p и φ ;
2. Задават се стойностите за $z_1, z_2, z_3, h_1, h_2, h_3, k_p$;
3. Избира се стойност на x_A ;
4. Правата $BC: y = -kx + k(2x_c - x_A)$ се прекарва през точка P'_1 (т.е. $B = P'_1$). Тогава $x_c = 0,5(x_A + x_1 + z_1)$. Намира се $S_1 = S_{\Delta AP'_1C} = k(x_c - x_A)^2$.

Ако $R_m > S_1$ се преминава към точка 5.

Ако $R_m \leq S_1$, то обемът на взривената минна маса е по-малък от обема на конуса AP'_1C и следователно точка B трябва да е наляво от точка P'_1 , т.е. принадлежи на отсечката AP'_1 . От условието $S_k = R_m$, което тук изглежда така:

$$k(x_c - x_A)^2 = R_m \text{ се намира } x_c = x_A + \sqrt{\frac{R_m}{k}}.$$

При $x_c \leq x_c^{\max}$ върхът на конуса е под тавана на изработката. Пресмята се височината на конуса $h_k = k(x_c - x_A)$. Координатите на точките $A(x_A, 0)$, $B(2x_c - x_A, 0)$, $C(x_c, h_k)$ са напълно определени, а с това и търсения конус.

Премахва се към точка 10.

При $x_c > x_c^{\max}$ върхът на конуса е над тавана на изработката и разбухналата минна маса се опира в тавана и всъщност е пресечен конус. В разглежданото сечение фигурата ще е трапеца $A(x_A, 0)$, $B(2x_c - x_A, 0)$, $C_2(2x_c - x_c^{\max}, h)$, $C_1(x_c^{\max}, h)$. Сега условието $S_k = R_m$ изглежда така:

$$k(x_c - x_A)^2 - (x_c - x_c^{\max})[k(x_c - x_A) - h] = R_m,$$

от където

$$x_c = \frac{-x_A^2 + x_c^{\max} \left(x_A + \frac{h}{k} \right) + \frac{R_m}{k}}{x_c^{\max} - x_A + \frac{h}{k}}.$$

С това координатите на точките $A(x_A, 0)$, $B(2x_c - x_A, 0)$, $C_2(2x_c - x_c^{\max}, h)$, $C_1(x_c^{\max}, h)$ са напълно определени.

Сега има две възможности:

- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B пресича следващата отсечка (в случая P_1Q_1') от начупената линия $AP_1Q_1'P_2Q_2'P_3Q_3'$. Тогава се преминава към подточка 5.1;
- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B пресича текущата отсечка (в случая AP_1') от начупената линия $AP_1Q_1'P_2Q_2'P_3Q_3'$. Търсеният конус е намерен.

Премахва се към точка 10;

5). Построява се правата BC така, че да минава през точка Q_1' . Тогава $x_c = 0,5 \left(x_A + x_1 + z_1 + \frac{h_1}{k} \right)$. Намира се

$$S_2 = S_{AP_1Q_1C} = k(x_c - x_A)^2 - \frac{h_1^2}{2k}.$$

Ако $R_m > S_2$ се преминава към точка 6.

Ако $S_1 < R_m \leq S_2$, то обемът на взривената минна маса е по-голям от обема на конуса AP_1C и по-малък от обема на конуса $AP_1Q_1'C$ следователно точка R на конуса AP_1RC трябва да принадлежи на отсечката P_1Q_1' . От условието $S_k = R_m$, което тук представлява следното квадратно уравнение:

$$k(x_c - x_A)^2 - 0,5(2x_c - x_A - x_1 - z_1)^2 = R_m \text{ се намира } x_c.$$

При $x_c \leq x_c^{\max}$ върхът на конуса е под тавана на изработката. Пресмята се височината на конуса $h_k = k(x_c - x_A)$.

Сега координатите на точките A , P_1' , $R(x_1 + z_1, k(2x_c - x_A - x_1 - z_1))$, $C(x_c, h_k)$ са напълно определени, а с това и търсения конус.

Премахва се към точка 10.

При $x_c > x_c^{\max}$ върхът на конуса е над тавана на изработката и разбухналата минна маса се опира в тавана и всъщност е пресечен конус. В разглежданото сечение фигурата ще е трапеца A P_1' R C_2 C_1 .

5.1. Сега условието $S_k = R_m$ представлява следното квадратно уравнение:

$$k(x_c - x_A)^2 - 0,5k(2x_c - x_A - x_1 - z_1)^2 - (x_c - x_c^{\max})[k(x_c - x_A) - h] = R_m,$$

от където се определя x_c .

С това координатите на точките A , P_1' , $R(x_1 + z_1, k(2x_c - x_A - x_1 - z_1))$, $C_2(2x_c - x_c^{\max}, h)$, $C_1(x_c^{\max}, h)$ са напълно определени.

Има две възможности:

- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B пресича следващата отсечка (в случая $Q_1'P_2'$) от начупената линия $AP_1Q_1'P_2Q_2'P_3Q_3'$. Тогава се преминава към подточка 6.1;
- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B пресича текущата отсечка (в случая P_1Q_1') от начупената линия $AP_1Q_1'P_2Q_2'P_3Q_3'$. Търсеният конус е намерен.

Премахва се към точка 10;

6). Тук първоначално правата BC се прекарва през точка P_2' . Тогава $x_c = 0,5 \left(x_A + x_2 + z_2 + \frac{h_1}{k} \right)$. Намира се

$$S_3 = S_{AP_1Q_1P_2C} = k(x_c - x_A)^2 - \frac{h_1^2}{2k} - (x_2 + z_2 - x_1 - z_1)h_1.$$

Ако $R_m > S_3$ се преминава към точка 7.

Ако $S_2 < R_m \leq S_3$, то обемът на взривената минна маса е по-голям от обема на конуса $AP_1Q_1'C$ и по-малък от обема на конуса $AP_1Q_1'P_2'C$ следователно точка R на конуса $AP_1Q_1'RC$ трябва да принадлежи на отсечката $Q_1'P_2'$. От условието $S_k = R_m$, което тук представлява следното квадратно уравнение:

$$k(x_c - x_A)^2 - (2x_c - x_A - x_1 - z_1)h_1 + \frac{h_1^2}{2k} = R_m,$$

се намира x_c .

При $x_c \leq x_c^{\max}$ върхът на конуса е под тавана на изработката. Пресмята се височината на конуса $h_k = k(x_c - x_A)$. Координатите на точките A , P'_1 , Q'_1 , $R\left(2x_c - x_A - \frac{h_1}{k}, h_1\right)$, $C(x_c, h_k)$ са напълно определени, а с това и търсения конус.

Премахва се към точка 10.

При $x_c > x_c^{\max}$ върхът на конуса е над тавана на изработката и разбухналата минна маса се опира в тавана и всъщност е пресечен конус. В разглежданото сечение фигурата ще е трапеца $A P'_1 Q'_1 R C_2 C_1$.

6.1. Сега условието $S_k = R_m$ представлява следното уравнение:

$$k(x_c - x_A)^2 - (2x_c - x_A - x_1 - z_1)h_1 + \frac{h_1^2}{2k} - (x_c - x_c^{\max})[k(x_c - x_A) - h] = R_m,$$

от където се получава x_c :

$$T = -x_A^2 - (x_A + x_1 + z_1)\frac{h_1}{k} - \frac{h_1^2}{2k^2} + x_c^{\max}\left(x_A + \frac{h}{k}\right) + \frac{R_m}{k}$$

$$Z = x_c^{\max} - x_A + \frac{h - 2h_1}{k}$$

$$x_c = \frac{T}{Z}.$$

С това координатите на точките A , P'_1 , Q'_1 , $R\left(2x_c - x_A - \frac{h_1}{k}, h_1\right)$, $C_2(2x_c - x_c^{\max}, h)$, $C_1(x_c^{\max}, h)$ са напълно определени.

Има две възможности:

- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B пресича следващата отсечка (в случая $P'_2Q'_2$) от начупената линия $AP_1Q_1P'_2Q'_2P'_3Q'_3$. Тогава се преминава към подточка 7.1;
- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B пресича текущата отсечка (в случая $Q'_1P'_2$) от начупената линия $AP_1Q_1P'_2Q'_2P'_3Q'_3$. Търсеният конус е намерен.

Премахва се към точка 10;

7). Тук бедрото BC минава през точка Q'_2 . Тогава $x_c = 0,5\left(x_A + x_2 + z_2 + \frac{h_1 + h_2}{k}\right)$. Намира се

$$S_4 = S_{AP_1Q_1P'_2Q'_2C} = k(x_c - x_A)^2 - \frac{(h_1 + h_2)^2}{2k} - (x_2 + z_2 - x_1 - z_1)h_1.$$

Ако $R_m > S_4$ се преминава към точка 8.

Ако $S_3 < R_m \leq S_4$, то обемът на взривената минна маса е по-голям от обема на конуса $AP_1Q_1P'_2C$ и по-малък от обема на конуса $AP_1Q_1P'_2Q'_2C$ следователно точка R на конуса $AP_1Q_1P'_2RC$ трябва да принадлежи на отсечката $P'_2Q'_2$. От условието $S_k = R_m$, което тук представлява следното квадратно уравнение:

$$k(x_c - x_A)^2 - 0,5k(2x_c - x_A - x_2 - z_2)^2 - (x_2 + z_2 - x_1 - z_1)h_1 = R_m$$

При $x_c \leq x_c^{\max}$ върхът на конуса е под тавана на изработката. Пресмята се височината на конуса $h_k = k(x_c - x_A)$.

Координатите на точките A , P'_1 , Q'_1 , P'_2 , $R(x_2 + z_2, k(2x_c - x_A - x_2 - z_2))$, $C(x_c, h_k)$ са напълно определени, а с това и търсения конус.

Премахва се към точка 10.

При $x_c > x_c^{\max}$ върхът на конуса е над тавана на изработката и разбухналата минна маса се опира в тавана и всъщност е пресечен конус. В разглежданото сечение фигурата ще е трапеца $A P'_1 Q'_1 P'_2 R C_2 C_1$.

7.1. В случая условието $S_k = R_m$ представлява следното квадратно уравнение:

$$k(x_c - x_A)^2 - 0,5k(2x_c - x_A - x_2 - z_2)^2 - (x_c - x_c^{\max})[k(x_c - x_A) - h] = R_m,$$

от където се определя x_c .

С това координатите на точките A , P'_1 , Q'_1 , P'_2 , $R(x_2 + z_2, k(2x_c - x_A - x_2 - z_2))$, $C_2(2x_c - x_c^{\max}, h)$, $C_1(x_c^{\max}, h)$ са напълно определени.

Има две възможности:

- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B пресича следващата отсечка (в случая $Q'_2P'_3$) от начупената линия $AP_1Q_1P'_2Q'_2P'_3Q'_3$. Тогава се преминава към подточка 8.1;
- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B пресича текущата отсечка (в случая $P'_1Q'_2$) от начупената линия $AP_1Q_1P'_2Q'_2P'_3Q'_3$. Търсеният конус е намерен.

Премахва се към точка 10;

8). Сега правата BC се прекарва през точка P'_3 . Тогава

$$x_c = 0,5 \left(x_A + x_3 + z_3 + \frac{h_1 + h_2}{k} \right). \text{ Намира се}$$

$$S_5 = S_{AP_1Q_1P_2Q_2P_3C} = k(x_c - x_A)^2 - \frac{(h_1 + h_2)^2}{2k} - (x_2 + z_2 - x_1 - z_1)h_1 - (x_3 + z_3 - x_2 - z_2)(h_1 + h_2).$$

Ако $R_m > S_5$ се преминава към точка 9.

Ако $S_4 < R_m \leq S_5$, то обемът на взривената минна маса е по-голям от обема на конуса $AP_1Q_1P_2Q_2C$ и по-малък от обема на конуса $AP_1Q_1P_2Q_2P_3C$ следователно точка R на конуса $AP_1Q_1P_2Q_2RC$ трябва да принадлежи на отсечката $Q_2P'_3$. От условието $S_k = R_m$, което тук представлява следното квадратно уравнение:

$$k(x_c - x_A)^2 - (x_2 + z_2 - x_1 - z_1)h_1 - (2x_c - x_A - x_2 - z_2)(h_1 + h_2) + \frac{(h_1 + h_2)^2}{2k} = R_m \text{ се намира } x_c.$$

При $x_c \leq x_c^{\max}$ върхът на конуса е под тавана на изработката. Пресмята се височината на конуса $h_k = k(x_c - x_A)$.

Координатите на точките $A, P'_1, Q'_1, P'_2, Q'_2, R(2x_c - x_A - \frac{h_1 + h_2}{k}, h_1 + h_2), C(x_c, h_k)$ са напълно определени, а с това и търсения конус.

Преминава се към точка 10.

При $x_c > x_c^{\max}$ върхът на конуса е над тавана на изработката и разбухналата минна маса се опира в тавана и всъщност е пресечен конус. В разглежданото сечение фигурата ще е трапеца $AP'_1Q'_1P'_2Q'_2RC_2C_1$. Сега условието $S_k = R_m$ представлява следното уравнение:

$$k(x_c - x_A)^2 - 0.5k(2x_c - x_A - x_2 - z_2)^2 - (x_c - x_c^{\max})[k(x_c - x_A) - h] = R_m,$$

от където се определя x_c :

$$T = -x_A^2 - (x_A + x_2 + z_2)\frac{h_1 + h_2}{k} - \frac{(h_1 + h_2)^2}{2k^2} + x_c^{\max} \left(x_A + \frac{h}{k} \right) + \frac{R_m}{k};$$

$$Z = x_c^{\max} - x_A + \frac{h - 2(h_1 + h_2)}{k};$$

$$x_c = \frac{T}{Z}.$$

С това координатите на точките $A, P'_1, Q'_1, P'_2, Q'_2, R(2x_c - x_A - \frac{h_1 + h_2}{k}, h_1 + h_2), C_2(2x_c - x_c^{\max}, h), C_1(x_c^{\max}, h)$ са напълно определени.

Има две възможности:

- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B пресича следващата отсечка (в случая $P'_3Q'_3$) от начупената линия $AP_1Q_1P_2Q_2P_3Q'_3$. Тогава се преминава към подточка 9.1;
- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B пресича текущата отсечка (в случая $Q'_2P'_3$) от начупената линия $AP_1Q_1P_2Q_2P_3Q'_3$. Търсеният конус е намерен.

Преминава се към точка 10;

9). Сега правата BC минава през точка Q'_3 . Тогава

$$x_c = 0,5 \left(x_A + x_3 + z_3 + \frac{h}{k} \right). \text{ Намира се}$$

$$S_6 = S_{AP_1Q_1P_2Q_2P_3Q'_3C} = k(x_c - x_A)^2 - \frac{h^2}{2k} - (x_2 + z_2 - x_1 - z_1)h_1 - (x_3 + z_3 - x_2 - z_2)(h_1 + h_2).$$

Ако $R_m > S_6$ се преминава към точка 11.

Ако $S_5 < R_m \leq S_6$, то обемът на взривената минна маса е по-голям от обема на конуса $AP_1Q_1P_2Q_2P_3C$ и по-малък от обема на конуса $AP_1Q_1P_2Q_2P_3Q'_3C$ следователно точка R от конуса $AP_1Q_1P_2Q_2P_3RC$ трябва да принадлежи на отсечката $P'_3Q'_3$. От условието $S_k = R_m$, което тук представлява следното квадратно уравнение:

$$k(x_c - x_A)^2 - 0.5k(2x_c - x_A - x_3 - z_3)^2 - (x_2 + z_2 - x_1 - z_1)h_1 - (x_3 + z_3 - x_2 - z_2)(h_1 + h_2) = R_m \text{ се намира } x_c.$$

При $x_c \leq x_c^{\max}$ върхът на конуса е под тавана на изработката. Пресмята се височината на конуса $h_k = k(x_c - x_A)$.

Координатите на точките $A, P'_1, Q'_1, P'_2, Q'_2, P'_3, R(x_3 + z_3, k(2x_c - x_A - x_3 - z_3)), C(x_c, h_k)$ са напълно определени, а с това и търсения конус.

Преминава се към точка 10.

При $x_c > x_c^{\max}$ върхът на конуса е над тавана на изработката и разбухналата минна маса се опира в тавана и всъщност е пресечен конус. В разглежданото сечение фигурата ще е трапеца $AP'_1Q'_1P'_2Q'_2RC_2C_1$. Сега условието $S_k = R_m$ представлява следното уравнение:

$$k(x_c - x_A)^2 - 0.5k(2x_c - x_A - x_2 - z_2)^2 - (x_c - x_c^{\max})[k(x_c - x_A) - h] = R_m,$$

от където се определя x_c :

$$T = -x_A^2 - (x_A + x_2 + z_2) \frac{h_1 + h_2}{k} - \frac{(h_1 + h_2)^2}{2k^2} +$$

$$x_c^{\max} \left(x_A + \frac{h}{k} \right) + \frac{R_m}{k}; \quad Z = -x_c^{\max} - x_A + \frac{h - 2(h_1 + h_2)}{k};$$

$$x_c = \frac{T}{Z}.$$

С това координатите на точките A , P'_1 , Q'_1 , P'_2 , Q'_2 , $R \left(2x_c - x_A - \frac{h_1 + h_2}{k}, h_1 + h_2 \right)$, $C_2(2x_c - x_c^{\max}, h)$, $C_1(x_c^{\max}, h)$ са напълно определени.

Има две възможности:

- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B и надясно от начупената линия $AP'_1Q'_1P'_2Q'_2P'_3Q'_3$. Тогава се преминава към точка 11;

- стойността на x_c е такава, че отсечката C_2B пресича текущата отсечка (в случая $P'_3Q'_3$) от начупената линия $AP'_1Q'_1P'_2Q'_2P'_3Q'_3$. Търсеният конус е намерен.

10). Съхранява се информация за пълзящия конус, получена в една от точките 4 до 9. Възможно е да се премине към точка 3 с цел търсене на друг вариант на разположение на конуса. Ако намереният вариант е удовлетворителен се преминава към точка 2, за да се зададе и моделира новото напредване, или се прекратява изчислителния процес;

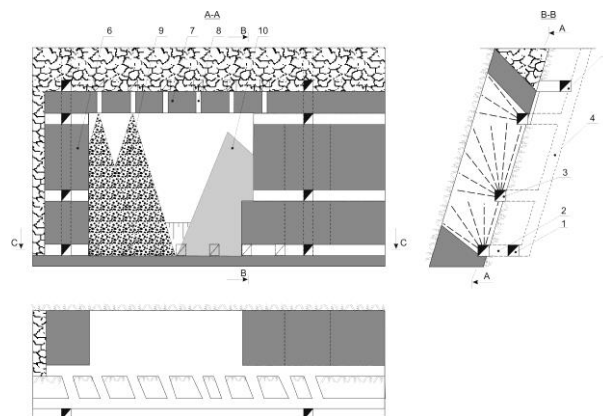
11). Достигането до тази точка означава, че при това изпробване не е получен пълзящия конус. Това може да се дължи на задаване на твърде голямо напредване и предвидената за взривяване руда не може да формира конуса в останалото празно пространство. Тогава се преминава към точка 2 за да се зададе ново, по-малко напредване. Ако празното пространство е достатъчно голямо, но стойността на абсцисата x_A на точка A е голяма и пространството надясно от бедрото AC е твърде малко, за да побере разбухналата руда, трябва да се премине към точка 3 за избор на нова стойност на x_A .

4. Оценка на практическите възможности за реализация на предлагания подход

Процедурата за определяне на обема на откритите добивни пространства намира приложение при добивната технология "пълзящ конус", подробно разгледана в [7]. Нейната същност се свежда до последователно източване на добитата руда следвайки линията на разпространение на рудното тяло. Това означава, че предлаганият метод е подходящ при камерна система с отбиване на рудата от подетажни изработки.

На фиг.3. е показано принципно технологично решение на метода "пълзящ конус". Разглежда се стръмно-западаща рудна жили с дебелина $2 \div 5$ m, т.е. по класификацията за дебелина тя се отнася към средно дебелите.

Предвижда се дължината на добивния блок L_{bl} да съответства на дължината на рудния стълб по линията на разпространение L_{cm} , например: $L_{bl} = L_{cm} = 250 \div 300$ m. Подготовката е етажна, като височината на етажа се приема $H_{ет} = 50$ m. Предлаганата технология може да се прилага при по-голяма височина на етажа, например $H_{ет} = 60 \div 100$ m, което е едно от направлението за по-нататъшно усъвършенстване. Задължително условие е подготовката да бъде скална. Блоковите комини и етажните галерии се прокарват на $10 \div 12$ m от контура на рудното тяло. Доставка на рудата в добивното пространство се извършва под действие на гравитационните сили. Дъното на блока се оформя чрез траншейно подсичане, което осигурява висока производителност, респ. интензивност на изземване. За натоварване и доставка на рудата до участъковия рудоспуск се използват самоходни товаро-транспортни машини с дизелово задвижване и пневмоколесен ход. Между траншейното подсичане на блока и етажната извозна галерия се прокарват разсечки за товарене. Разстоянието между разсечките за товарене е $8 \div 10$ m. Отбиването на рудата се извършва с дълбоки взривни дупки или сондажи, които се пробиват от подетажни галерии. По този начин се оформят подетажи с височина $h_{ле} = 10 \div 12$ m. Височината на подетажа зависи от степента на изменчивост на елементите на залягане, съдържанието на полезния компонент в рудата A_m , а така също и от вида на използваната механизация.

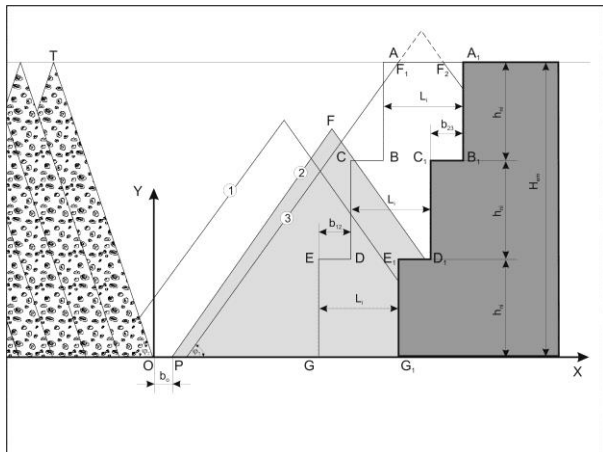


Фиг.3 Принципно схема на метода "пълзящ конус": 1 – извозна галерия; 2 – разсечки за товарене; 3 – подетажни галерии; 4 – блокови комини; 5 – вентилационна галерия; 6 – междукामерен целик; 7 – междуетажен целик; 8 – късометражни комини за подаване на запълващ материал; 9 – скален материал за запълване на добивното пространство; 10 – отбита руда във форма на конус.

Отбиването на рудата от подетажни изработки съществено подобрява условията за безопасна работа. Едновременно взривяване от всички подетажи спомага за увеличаване на интензивността на разработване на добивния блок. Посоката на преместване на фронта на минните работи е по линията на разпространение, докато при класическия вариант на системата с магазиниране, тя е по линията на западане – изземване на ленти от извозната към вентилационната галерия.

За да се определи ефективността на метода "пълзящ конус" следва да се оцени състоянието на откритите пространства, които неизбежно съществуват. Те се намират в динамично равновесие, което зависи от напрегнатото и деформирано състояние на масива около добивните изра-

ботки, устойчивостта на рудата и страничните скали, скоростта на напредване на фронта на добивните работи. Подходящ количествен показател за оценка е хидравличният радиус HR , който се определя като отношение на площта (S) към периметъра (P) на откритите пространства, т.е. $HR=S/P$. На фиг.4 е показана принципна изчислителна схема за определяне на хидравличния радиус. Както се вижда откритото пространство представлява сложно тяло.



Фиг.4 Параметри на модела и изчислителна схема за определяне на хидравличния радиус на откритите пространства: 1,2,3 – контури на “пълзящия конус” при различни варианти на разположение спрямо откоса на запълнението и рудния масив.

Това налага въвеждане на определени условия за неговото изчисляване. Задачата се поставя като равнинна, за сметка на многократно по-малката ширина на добивното пространство, в сравнение с останалите два размера. Те се визуализират като [дължина] и [височина] във вертикалната равнина, прокарана по линията на разпространение на рудното тяло. При този подход конусът на отбитата руда и откосът на скалното запълнение се редуцират до равнинни фигури: триъгълници, правоъгълници, четириъгълници и пр. Основен момент в изчислителната процедура е определянето на върха на конуса F . Както вече се посочи конусът се деформира двукратно: веднъж по ширината на добивното пространство и втори път - от вертикалната равнина на забойната стена, по която се извършва отбиването. Възможни са няколко случая на разполагане на контура на “пълзящия конус” (вж. фиг.4). Те определят различна големина на откритото пространство, а от там и различна стойност на хидравличния радиус. В зависимост от приетата организация на източване на рудата градиентът на изменение на HR може да се променя в широки граници. На трето (но не и на последно) място профилът на стъпаловидната повърхност, която се получава при отбиване на рудата от подетажните изработки може да бъде право или обратно стъпало. В първия случай за отбиване на рудата се използват възходящи сондажи, а във втория – низходящи. Изчислителната схема, разработена в конкретния случай (вж. фиг.1 и фиг.2) разглежда право стъпало, т.е. възходящо разположени сондажи. Следователно HR е една динамично променяща се величина, която зависи от определена съвкупност минно-геоложки и организационни фактори.

За намиране на координатите на върха F се въвежда равнинна координатна система XOY , чието начало е в

пресечната точка на откоса на скалното запълнение с хоризонталната линия, прокарана в основата на добивния блок. Търсят се X_F и Y_F . Решението на задачата налага използване на итеративна изчислителна процедура. За целта е разработен алгоритъм и съставена изчислителна програма KONUS за персонален компютър, подробно описана в предишния параграф.

Входните показатели на модела са: височина на подетажа h_i , където $i = \overline{1, n}$, а n е броят на подетажите; L_i – големина на напредване на фронта на i -я подетаж след всяко взривяване; $b_{i,i+1}$ – технологично разстояние между ръбовете на две съседни стъпала i и $i+1$; b_0 – разстояние между откоса на насипване на сухия скален материал и откоса на отбитата руда; h_k – височина на конуса; ϕ_1 и ϕ_2 – ъглите на естествения откос, съответно за отбитата руда и насипания скален материал.

Камерно-целиковите системи на разработване, които нямат алтернатива при изземване на рудни тела с голяма дебелина, са една от възможните области на приложение на метода “пълзящ конус”. Той осигурява паралелно извършване на добивните работи и запълване на камерата със сухо скално запълнение. Както вече се посочи ефективността на това технологично решение ще зависи от големината на откритото пространство. Натрупаният фактически опит ще даде възможност да се определи интервалът, в който се изменя HR при източването $[HR_{max}, HR_{min}]$. От друга страна известна е зависимостта $HR=f(Mo)$, където Mo е показателят, характеризиращ качеството на масива, респ. устойчивостта на страничните скали [5]. Тогава, отчитайки конкретните минно-технологични и организационни фактори (количество едновременно отбивана руда, последователност на източване, положение на конуса спрямо откоса на запълнението и рудния масив), може да се определи оптималният вариант на технологията “пълзящ конус”.

Големи перспективи за приложение на метода “пълзящ конус” съществуват при прилагане на система с магазиниране на отбитата руда. Сухият скален материал, който се използва за запълване на камерата след пълно източване на рудата, ще позволи да се разшири областта на приложение на тази добивна технология, отчитайки съвместното действие на междуетажните целици и запълнението.

5. Заключение

Методът “пълзящ конус” е принципно ново технологично решение, осигуряващо ефективно разработване на стръмно залягащи, средно дебели жили на границата между устойчиви и средно устойчиви руди и странични скали. Анализът на конструктивните и геомеханични аспекти е извършен на базата на натрупания опит при изследване на отделни детайли в реални природни условия. Това дава основание да се направят следните изводи:

- Възможностите на сухото скално запълнение не са изчерпани напълно. То може да се превърне в мощен инструмент за управление на скалния натиск при допълнително обработване: импрегниране с циментово мляко или механично уплътнение.
- Съвременната минно-добивна механизация притежава големи адаптивни възможности по отношение на сте-

пента на изменчивост на природните фактори. Това спомага за създаване на широка гама технологични решения, способни да съчетаят предимствата, характерни за отделни класове системи на разработване.

- Методът "пълзящ конус" е рационална добивна технология, която има големи резерви за приложение в переходната зона между устойчиви и средно устойчиви руди и странични скали. Този факт потвърждава необходимостта от детайлен анализ на зависимостта $HR = f(Mb)$, която е достатъчно представителен критерий за количествена оценка.

Литература

1. Михайлов, Г., Др. Стефанов, Г. Трапов, Ст. Байрев. Изследване на възможностите за прилагане на нетрадиционни технологии при изземване на запасите в предпазни целици (за условията на р-к "Ерма река"). Минно дело и геология, 8/1998, с.9-14.
2. Михайлов, Г. Геомеханични аспекти на системата с магзиниране при подземно разработване на рудни находища. Минно дело и геология, 5/2002, с.39-43.

3. Куликов, В.В. Выпуск руды. Недра, Москва, 1980, с.304.
4. Kvapil, R. Sublevel Caving. SME Mining Engineering Handbook, 2nd edition, Volume 2. Senior Editor Howard L. Hartman. Littleton, Colorado, 1992, pp.1789-1814.
5. Михайлов, Г. Научно-методологични основи на процедура за избор на оптимално технологично решение при подземно разработване на рудни находища. Хабилитационен труд. София, 2007, с.185.
6. Именитов, В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. Недра, Москва, 1984, с.504.
7. Михайлов, Г. Разработване на сръмнозападащи рудни жили по метода "пълзящ конус", Национална научно-техническа конференция "Съвременни технологии и практики при подземно разработване на полезни изкопаеми", 26-29 май 2008, гр.Девин, стр. 46-51

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

ОПРЕДЕЛЯНЕ КРИТИЧНАТА ТОЧКА НА ПРОИЗВОДСТВОТО ПРИ ДОБИВА НА ЛИГНИТНИ ВЪГЛИЩА В „МИНИ МАРИЦА ИЗТОК” ЕАД

Иван Марков¹

¹„Мини Марица изток” ЕАД, гр. Раднево, e-mail ivm@marica-iztok.com

РЕЗЮМЕ. Чрез използване на реални технико-икономически резултати от дейността на „Мини Марица изток” ЕАД е определена критичната точка на производство на мината. На тази основа са направени препоръки за бъдещата ефективна работа.

DETERMINING THE CRITICAL POINT OF LIGNITE COAL PRODUCTION AT THE “MARITSA IZTOK MINES” EAD

Ivan Markov¹

¹„Marits Izток Mines” EAD, Radnevo town, e-mail ivm@marica-iztok.com

ABSTRACT. Based on the actual outcome of the activities of the “Maritsa Izток Mines” EAD the critical point of coal production at the mine has been determined. Recommendations for further effectiveness of the operation have been presented.

Анализът на разходите на „Мини Марица-изток” ЕАД се базира на процентно групиране на общите прогнозни разходи в условно постоянни и променливи.

Във финансовата практика се предпочита традиционния счетоводен измерител “минимален критичен обем” МКТ, изчислен като отношение на приходите от продажбите и постоянни разходи към пределната печалба на Дружеството.

Процентните съотношения на променливите и условно постоянните разходи, ползвани в този анализ, са посочени в табл.1

Таблица 1.

Условно постоянни и условно променливи разходи в “Мини Марица-изток” ЕАД

Видове разходи	Условно променливи (%)	Условно постоянни (%)
Амортизации	0,00	100,00
Суровини и материали	80,00	20,00
Горива	80,00	20,00
Електроенергия	80,00	20,00
Външни услуги и други разходи	60,00	40,00
Разходи за възнаграждения	20,00	80,00
Разходи за осигуряване	20,00	80,00
Социални разходи	20,00	80,00
Суми с корективен характер	60,00	40,00
Финансови разходи	0,00	100,00

В таблица 1 са показани стойностите на общите условно променливи и условно постоянни разходи, отношението печалба към обем, дяловият марж и процентното редуциране за 2008 год.

Данните естествено са приблизителни с оглед запазване търговската тайна на Дружеството.

Сравнителен анализ на условно променливите и условно постоянните разходи за 2007 и 2008 год. е представен в табл.2.

Таблица 2.

Сравнителен анализ на условно променливите и условно постоянните разходи за 2007 и 2008 год. в “Мини Марица-изток” ЕАД

Видове разходи	Отчет 2007 година	Прогноза 2008 година	Процент-на промяна спрямо 2007 година
Общи разходи	351 667 х.лв.	392 387 х.лв.	11,58
В това число:			
- условно променливи;	138 544 х.лв.	154 754 х.лв.	11,70
- условно постоянни	213 123 х.лв.	237 633 х.лв.	11,50
PVR	60,60 %	60,56 %	-0,07
CM	8,91 лв./т	10,29 лв./т	15,49

където:

PVR - (общи разходи – променливи разходи)/икономически лимит

CM - (общи разходи – променливи разходи)/добив

От данните в табл.2 е видно, че разчета демонстрира процентното увеличение на общите разходи с 11,58% (40 720 хил. лв.), което е резултат от увеличението на условно променливите разходи с 11,70% (16 210 хил. лв.) и на условно постоянните разходи с 11,50% (24 510 хил. лв.).

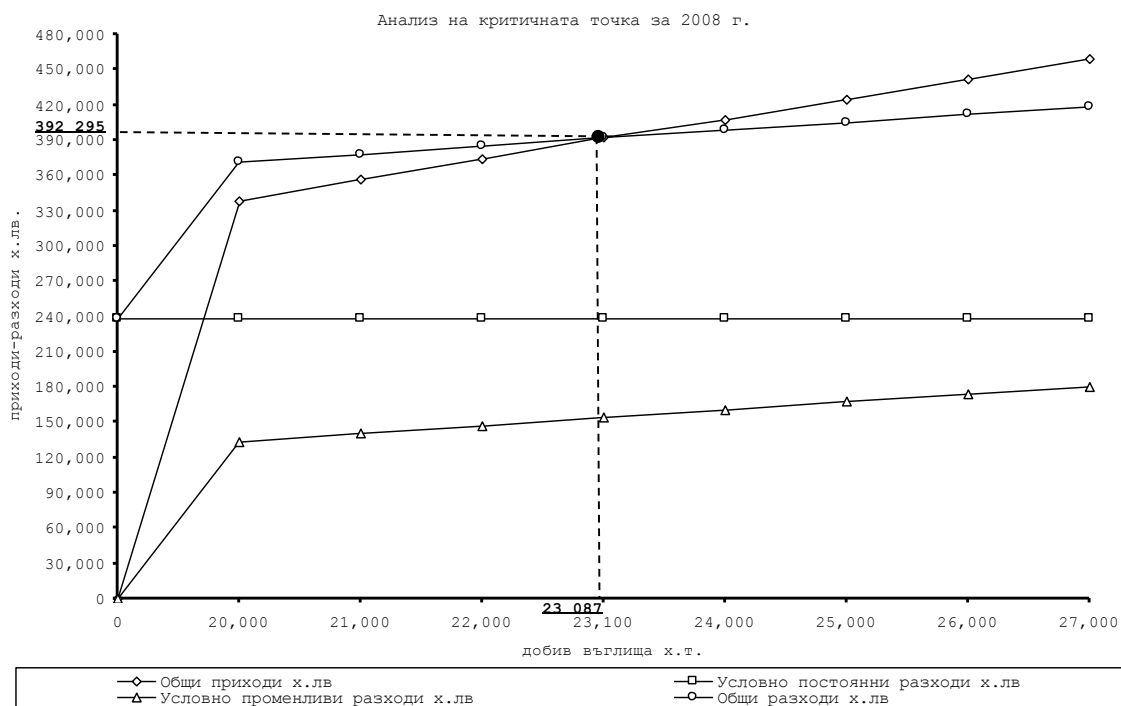
Анализ на икономическия лимит и критичната точка

Анализът на икономическия лимит на дружество "Мини Марица-изток" ЕАД за периода 2007 ÷ 2008 година се

Таблица 3.

Икономически показатели на "Мини Марица-изток" ЕАД

№	Показатели	Мярка	Отчет 2007г.	Прогноза 2008г.
I	Базови данни			
1	Общи разходи	х.лв.	351 667	392 387
1.1	Условно постоянни разходи	х.лв.	213 123	237 633
1.2	Процентно участие	%	60,60	60,56
1.3	Условно постоянни разходи за 1 тон	лв./т	8,91	10,29
1.4	Условно постоянни разходи за 1 ТУГ	лв/ТУГ	39,61	45,43
1.5	Условно променливи разходи	х.лв.	138 544	154 754
1.6	Процентно участие	%	39,40	39,44
1.7	Условно променливи разходи за 1 тон	лв./т	5,79	6,70
1.8	Условно променливи разходи за 1 ТУГ	лв/ТУГ	25,75	29,59
2	Общи разходи за 1 тон	лв./т	14,70	16,99
3	Общи разходи за 1 ТУГ	лв/ТУГ	65,36	75,02
4	Общи приходи	х.лв.	360 653	392 517
4.1	Приходи от въглища	х.лв.	341 447	376 949
4.2	Други приходи от продажби	х.лв.	9 521	8 689
4.3	Други приходи	х.лв.	9 685	9 879
4.4	Средна цена за 1 тон	лв./т	14,27	16,32
4.5	Средна цена за 1 ТУГ	лв/ТУГ	63,46	72,07
II	Калоричност на въглищата			
1	Енергийни	kcal/kg	1 555	1 565
2	Брикетируеми	kcal/kg	1 696	1 699
3	За тон условно гориво (ТУГ)	kcal/kg	7 000	7 000
III	Добив			
1	Общ добив	х.т.	23 928	23 100
1.1	Енергийни	х.т.	20 758	19 685
1.2	Брикетируеми	х.т.	3 170	3 415
2	Общ добив	х. ТУГ	5 380,507	5 230,530
2.1	Енергийни	х. ТУГ	4 612,497	4 401,657
2.1	Брикетируеми	х. ТУГ	768,010	828,873



Фиг.1.

базира на определени показателите, отразени в долната табл.3:

Анализът на критичните съотношения за определяне на минималното (критично) количество на продажбите на лигнитни въглища за 2008 год. по отношение на дружество "Мини Марица изток" ЕАД е посочен на фиг.1.

От фигурата могат да се направят следните изводи:

1. Съществуват две специфични зони на съотношение между приходите и разходите – на загубите и на печалбите;
2. С увеличаване на производството технико-икономическите показатели подобряват своите значения, като разходите и приходите се изравняват в т.нар. критична точка;
3. С увеличаване на производството и продажбите, приходите превишават разходите и печалбите растат;
4. Критичната точка (брейк-ивън поинт), в която приходите са равни на разходите и финансовият резултат на Дружеството е нула, е при реализация на лигнитни въглища, т. е. критичен обем в размер съответно на

22 898 х.тона през 2007 година и 23 087 х.тона през 2008 година;

5. Добивът и реализацията на количества въглища различни от критичните ще изведат Дружеството, съответно в зоната на загубите (зоната на риска) или в зоната на печалбите (зоната на сигурност).

Литература

Отчети за приходи и разходи и счетоводни баланси на "Мини Марица-изток" ЕАД 2005-2008

Препоръчана за публикуване от
Редакционен съвет

ИЗСЛЕДВАНЕ ВЪЗМОЖНОСТИТЕ ЗА ПРИЛАГАНЕ НА ТЕХНОЛОГИЯ НА СОНДАЖНО ВЗРИВЯВАНЕ БЕЗ ПРЕУДЪЛБАВАНЕ НА СОНДАЖИТЕ

Гергана Камбурова¹, Георги Георгиев²

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

²Кариера „Клокотница“ „А Б“ АД, Хасково

РЕЗЮМЕ. Кариера „Клокотница“ е основна производствена единица за добив на инертни материали на строителната фирма „А Б“ АД –Хасково. Скалите, от които се извършва добива са мраморизирани доломити с блокова напуканост. При сондажна мрежа 2,8х3 до 3х3 м дълбочината на сондажите е 10-11 м при диаметър 110 mm. В 1 л. м сондаж се поставят около 9,5 kg експлозив. Използва се неелектрическа технология на взривяване със закъснителен интервал на конекторите от 25 ms. При тези параметри на взривните работи с използване на ГДА 70/30, относителният разход на експлозиви е 0,880 kg/m³ плътна скална маса. Преудълбаването на сондажите при тези параметри е около 0,30 - 0,50 m.

С цел значително подобряване на параметрите на взривните работи за нуждите на „А Б“ АД, Хасково е извършено изследване за възможностите за прилагане на технология без преудълбаване на сондажите и оставяне на незаредено въздушно пространство в дъното на сондажа от около 0,9-1,0 m. Основно се цели да се използва ефектът на безпламъчното взривяване, като върху въздуха в дъното на сондажа се окаже ударно взривно въздействие, както и въздействие на взривните газове, като се цели да се създадат режещи усилия в двете посоки от дъното на сондажа. Освен това се цели да се получи неразрушаване на основата на стъпалото с цел по ефективно и безаварийно пробиване и взривяване на сондажите в него. С прилагането на тази технология се очаква намаляване на относителния разход на експлозиви с 15-20%, което ще се отрази положително, както на схемата на взривяване, така и на сеизмичното действие на взрива.

NEW BLASTING TECHNIQUES ELIMINATING THE NEED FOR SUB GRADE DRILLING.

Gergana Kamburova¹, Georgy Georgiev²

¹University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700, e-mail: minenergo yahoo.com

²Quarry "Klokotniza" "A B" Ltd

ABSTRACT. "Klokotniza" quarry is the main producer of prime materials for the building firm "A B" Ltd Haskovo. The rocks from which the quarry extracts the materials are large blocks of Marble Dolomite. The spacing of the plugs is 2.8x3 to 3x3 meters. They are 10 to 11 meters deep and 110 mm in diameter. For packed rock formations for each 1 meter of the plug is used 9.5 kg of explosive material. Non-electric detonators are used for the blast with 25ms delay between the plugs. With this field set-up and with use of explosive mix 70/30, the average explosive consumption is 0.880 kg/cubic meter. The sub-grade drilling is 0.3 to 0.5 meters. The goal is to eliminate sub grade drilling, improve fragmentation and reduce explosive mix consumption. To achieve these goals the new technology utilizes a borehole plug with a bottom hole air deck of 0.9 to 1 meter. With this new set up is aimed to use air-pressure blast at the bottom of the hole due to pressurized gas – the effect is horizontal cutting force at the bottom of the hole. By using this technique the bench levels under the borehole plugs remain unfragmented and warrant better, more efficient blasting at the lower levels. It is also expected to reduce the explosive mix consumption by 15 to 20%, lowers ground vibrations, saves money and improves efficiency.

Въведение

Добивът на инертни материали необходими за нарастващото строителство е свързан преди всичко с прилагането на ефективни, екологични и безопасни технологии на взривяване. Технологиите на сондажното взривяване от своя страна, следва постоянно да се усъвършенстват, за да отговарят на нарастващата конкурентна среда, както и на бързото развитие на междудържавните икономически отношения в и извън рамките на Европейския съюз.

Усъвършенстването на взривните технологии в частност и технологиите и технологиите на сондажното взривяване се лимитират от следните съвременни основни фактори:

- а) намаляване до минимум на вредното влияние на взривните работи върху околната среда и хората. В редица страни този фактор е определящ при избор на мястото и терена за добив на инертни материали.

Извършените изследвания по новите нормативни документи на ЕС показват, че в кариерите и в околното пространство, в т.ч. и селищни райони, се отделят значителни количества токсични газо-прахови емисии, които като количество и токсичност не са приемливи за населените места. (Камбурова Г.)

- б) добивът на инертни материали се извършва обикновено в близост до населени места от 1000 до 2000-3000 m. Тази даденост изисква осигуряването на минимален разход на експлозив за разрушаване на 1m³ плътна скална маса, с което да се намали вредното влияние на взривните работи.

Работата в близост до населени места изисква намаляване до минимум и на сеизмичното въздействие от взрива до нива осигуряващи ненарушаване на съществуващите сгради и съоръжения.

- в) намаляване на разходите за пробивно –взривни работи, а от там и на разходите за добив на 1m³ инертен

материал в конкурентна среда. Това изисква рационализиране на пробивната схема, създаване на по – добри условия за ефективна работа на използвания експлозив, ефективна и надеждна конструкция на заряда и др.

За решаване на тези основни въпроси, наред с други мероприятия и технически решения се извършват изследвания и разработване на оптимални технологии на взривяване с елиминиране на преудълбаването на сондажите. С това преудълбаване досега се цели да се осигури нивото на долното стъпало на съответната кариера или открит рудник.

С настоящата работа се цели да се изследват възможностите и ефективността за прилагане на сондажно взривяване без преудълбаване на сондажите по примера на кариера „Клокотница“.

1. Анализ на технологията на сондажно взривяване в кариера „Клокотница“

Кариера „Клокотница“ се намира на 2800m северно от с. Клокотница и на същото разстояние от пътната магистрала Пловдив-Хасково. Скалите, от които се добиват инертни материали са мраморизирани доломити с якост на натиск от 8000 до 10000 kg/cm². Скалата е монолитна с блокова напуканост.

Добивните работи се извършват с пробивно-взривна схема 2,8x3,0m. Диаметърът на сондажите е 110 mm, а дълбочината преобладаващо е от 9 до 10-11m. Сондажите се пробиват вертикално, като в един метър сондаж се помещава около 9,5 kg грубодисперсен експлозив.

На фиг. 1 е дадена типова конструкция на заряда в кариера „Клокотница“ при работа с грубодисперсия експлозив ГДА 70/30. Използва се непрекъснат заряд от експлозива, като при 10,65 m сондаж забивката е 2 m, а зарядът е 8,65 m. Преудълбаването е 0,3-0,5 m от нивото на стъпалото.

С цел опазване на с. Клокотница и пътно – транспортната магистрала е определено максимално количество на експлозив взривяван с едно закъснение от 850 kg ГДА 70/30. Това предполага, че на всеки сондаж се поставя по един конектор с 25 ms закъснение, което е приемливо за вида на взривяваната скала. Използва се диагонална схема на взривяване, дадена на фиг.2 с неелектрическа технология и закъснителен интервал между сондажите от 25 ms.

При така прилаганата взривна схема се реализира относителен разход на експлозив от 0,880 kg/m³

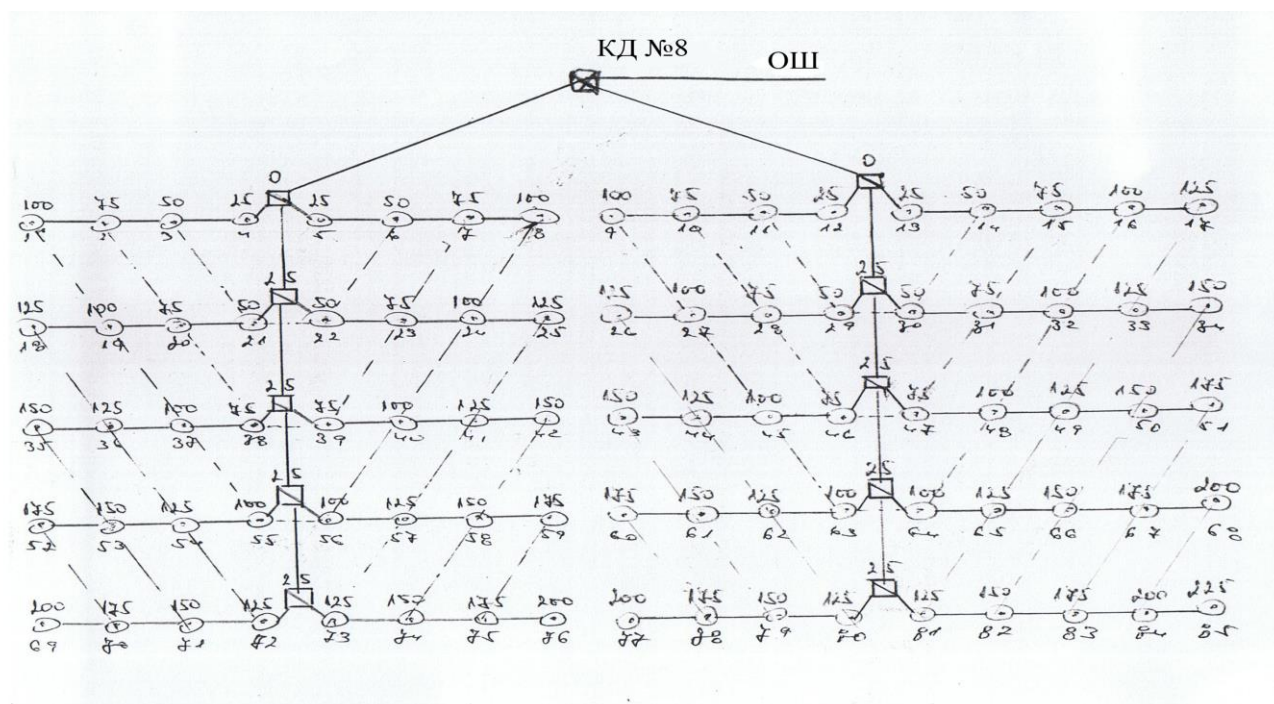
От извършения кратък анализ на параметрите на пробивно – взривната схема прилагана в кариера „Клокотница“ могат да се направят следните основни констатации:



Фиг.1 Типова конструкция на заряда в кариера „Клокотница“
L забивка - 2 m; L преудълбаване - 0,3-0,5m; L сондаж - 10,65 m; L експлозив - 8,65 m

- относителният разход за разрушаване на 1 m³ плътна скална маса от 0,880 kg ГДА 70/30 за скали с f -10-12 е значително завишен. Това води до отделянето на по-големи количества токсични газо-прахови емисии, до неефективно използване на енергията на взрива, до завишени разходи за взривните работи и др;
- пробивно-взривната мрежа от 2,8x3,0 m е твърде съгъстана. При тази мрежа се получава голям разход на скъпо струващи сондажи, увеличен разход на средствата за неелектрическата технология, увеличен разход на труд и др.;
- сравнително малък диаметър на сондажите от 110 mm, което води до увеличен разход на труд за пробиване, време за местене на сондата, подготвително заключителни операции и др.;
- извършваното преудълбаване на сондажите от 0,3-0,5 m води до разрушаване на горния слой на долното стъпало, което от своя страна води до проблеми при започване на пробиването, закланвания, намаляване на скоростта на пробиване и др.

С намаляване на относителния разход на експлозива и рационализиране на пробивно – взривните работи, по-голямата част от негативните констатации за пробивно – взривната схема на кариера „Клокотница“ могат да бъдат значително подобрили.



Фиг. 2. Диагонална схема на взривяване с неелектрическа технология в кариера Клокотница"

2.Технология на сондажно взривяване без преудълбаване на сондажите

През последните години се извършват значителни изследвания и опити за прилагане на ефективна и екологична взривна схема без преудълбаване на сондажите. Става въпрос за една симбиоза между т.н. беспламно и обикновено взривяване. При беспламното взривяване за разрушаване се използва натрупаната потенциална енергия на даден енергоносител, най – често въздух за системата аердокс, вода за системата хидрокс, въглероден диоксид за системата кардокс и др. Новата система за взривяване без преудълбаване предвижда да се използва въздухът , като потенциален енергоносител, като налягането в него се получава от взривната енергия на заряда.

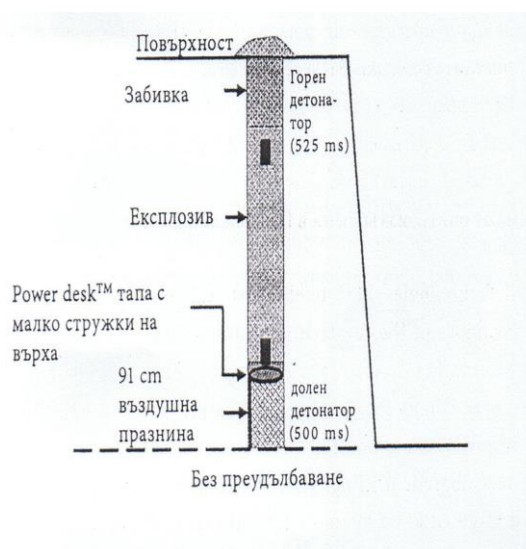
Новата технология може да се осъществи по следния начин:(Frank Chiapeta)

- сондажите се пробиват без преудълбаване до нивото на новото стъпало;
- долният край на сондажа на дължина 0,9-1,0 m се оставя празен, като не се запълва с експлозив. За целта, чрез специално устройство, сондажът се прегражда, например с рейка (колче) в горния край на която се поставя тапа с диаметър колкото диаметъра на сондажа. Целта на това просто устройство е да се постигне празнина с определени размери в дъното на сондажа, която не се зарежда;
- след рейката с тапата се поставя избрания експлозив с донорния заряд (бустер) и закъснителния неелектрически, електрически или електронен детонатор. При всички тези системи няма нарушение на целостта на заряда (Лазаров,Сл., Камбурова Г.);

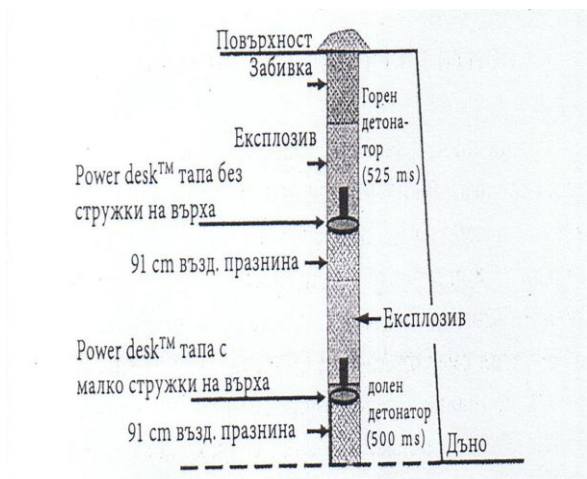
г) в горния край на заряда при необходимост се поставя втория донорен заряд с по-голямо закъснение от първия. Това е резервния донорен заряд , с който се осигурява взривяването на сондажа при авария с долния бустер;

д) над заряда се поставя необходимата забивка.

На фиг.3 е дадена примерна схема на конструкция на заряда без преудълбаване на сондажите с въздушна празнина в долния край, а на фиг.4 конструкция на заряда с две въздушни празнини и две рейки с тапи.



Фиг.3 Непрекъснат взривен заряд без преудълбаване на сондажа с празнина от 0,91 m в дъното

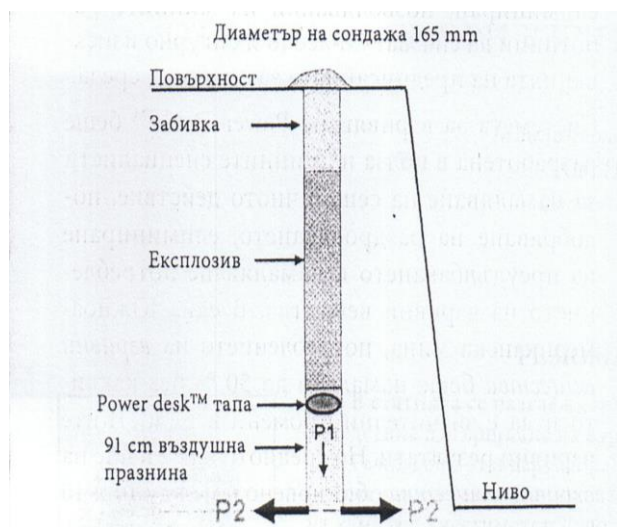


Фиг.4 Прекъснат взривен заряд без преудълбаване на сондажа с изграждане на две въздушни празнини от по 0,91 m

При инициране на взрива в основния заряд, празното дъно на сондажа се подлага на силна ударна вълна, която достигайки дъното на сондажа се отразява като налягането се увеличава над два пъти. Празното дъно на сондажа е подложено и на вторичен удар от продуктите на взрива, при което налягането в дъното се увеличава още повече. Така полученото налягане е достатъчно за разрушаване и разцепване на скалата в хоризонтално направление по нивото на стъпалото.

От извършени замери е установено, че първоначалната енергия на ударната вълна и вторичната енергия на ударите от взрива са по-ефикасни отколкото концентрирания, непрекъснат цилиндричен заряд в дъното на сондажа. Това обаче в много голяма степен зависи от правилното оразмеряване на взривните работи. Голямо влияние оказват диаметърът на заряда, свойствата на скалата, определяне на оптималната въздушна празнина, типът и свойствата на експлозива и др. При неправилно определяне на тези параметри за конкретните условия може да не се получи очаквания ефект, а понякога резултатите да се влошат.

На фиг. 5 е дадена схемата на действие на налягането на дъното на заряда по Chiapeta.



Фиг.5 Схема на действието на налягането на дъното на сондаж с въздушна празнина

3. Извършване на предварителни опити за условията на кариера "Клокотница"

От извършения анализ се установи, че технологията на взривяване без преудълбаване е перспективна, икономична и екологична. Нейното прилагане, обаче, е свързано с определянето на основните параметри на взривните работи при конкретните минно – технически условия.

С цел да се изследва пригодността на системата за условията на кариера „Клокотница“ са извършени предварителни опити с три бр. единични сондажи. Трите броя сондажи са разположени на първия ред на стъпалото и са пробити до нивото на долното стъпало без преудълбаване. Сондажите са с диаметър 110 mm и дължина 10 m, а използвания експлозив е ГДА 70/30. В дъното на всеки от сондажите се оставя въздушна празнина от по 1 m, като се използва рейка и пластмасова тапа. Нагоре конструкцията на заряда се изгражда по действащата досега технология с поставянето на двуметрова забивка. В този случай колоната на експлозива в сондажа е 7 m, вместо досегашната колона от 8,5 m. При количество на насипния експлозив в 1 m сондаж от 9,5 kg количеството на експлозива в опитния сондаж е 66,5 kg, а при стандартния зареден сондаж е 82,0 kg, т.е. икономисани са по 15,5 kg експлозив на сондаж. В този случай се получава икономия на експлозив от около 18-19%

След изземване на отбития материал се установи, че нивото на стъпалото е запазено и изравнено.

Получените резултати от предварителните опити показват, че технологията без преудълбаване на сондажите е приложима за условията на кариера „Клокотница“ и води до редица положителни ефекти.

4. Основни изводи и заключение

От извършените изследвания за възможността за прилагане на технология за взривяване без преудълбаване на сондажите за условията на кариера „Клокотница“ могат да се направят следните основни изводи:

1. В кариера „Клокотница“ се разработват мраморизира ни доломити, като се използват сондажи с диаметър 110 mm и дължина 10-11 m и сондажна мрежа 2,8x3,0 m. Използва се насипният експлозив ГДА 70/30, като относителния разход за 1 m³ плътна скална маса е 0,880 kg. Сондажите се преудълбават от 0,3 до 0,5 m. Тези параметри водят до голям разход на сондажи и експлозиви, което от своя страна води до по – голямо замърсяване на околната среда.

2. Схемата на взривяване в кариера „Клокотница“ е съвременна, диагонална като се използва неелектрическа технология със закъснителен интервал на конекторите от 25 ms.

3. През последните години се извършват значителни изследвания и опити за прилагане на ефективна и екологична взривна схема без преудълбаване на сондажите и оставяне на определена не заредена въздушна част в дъното на сондажите. Успешното прилагане на такава взривна схема води до значително намаляване разходите за взривяване до намаляване на вредните газо-прахови емисии, сеизмичния ефект и др.

4. С цел да се провери пригодността на тази нова система за условията и параметрите на кариера „Клокотница“ са извършени опити с три броя единични сондажи без преудълбаване и с оставяне на въздушни празнини в дъното на сондажите от 1 m. При тези предварителни опити се установи, че се постига правилно оразмеряване на нивото на долното стъпало, като относителният разход на експлозив се намалява с около 18-19%. Това реципрочо води до намаляване на вредните последствия от взрива, като сеизмично действие, токсични газо-прахови емисии и др.

Заклучение

Извършените изследвания, анализът и предварителните опити показват, че разработването на технология на взривяване без преудълбаване на сондажите, за условията на кариера „Клокотница“ е технически напълно

осъществимо. Прилагането на тази технология може да доведе до значително подобряване на технико-икономическите показатели на взривяване, както и до намаляване на вредното влияние на взрива върху околната среда.

Литература

- Камбурова Г. 2007 *Взривни явления и експлозиви*, изд.къща МГУ „Св.И.Рилски“, С.
- Kamburova G. 2007 "Released toxic gas emissions depending on the oxygen balance of coarse-dispersed TNT-containing explosives in accordance with the new EC requirements", *Conference proceeding from the International Conference Blasting techniques, Slovak Republic*.
- R. Frank Chiapeta 2004 „Нова взривна техника за елиминиране на преудълбаването на сондажите, подобряване на раздробяването, намаляване разхода на експлозиви и по-слабо сеизмично действие. *Експлозив*, бр.1.
- Камбурова Г., Лазаров Сл. 2003 „Организиране на най-ефективни и екологични чисти първични взривни работи за добив на инертни материали“, *Год. на МГУ „Св.Ив.Рилски“*, том 46, С.

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

СЪКРОВИЩАТА НА ДЕМОКРАТИЧНА РЕПУБЛИКА КОНГО

Георги Константинов

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

РЕЗЮМЕ. Описват се впечатленията от посетените открити рудници за добив на медна руда "Мутанда" и "Т – 17" в провинция Катанга на ДР Конго. Дават се сведения за: системите на разработване, използваното минно-техническо оборудване, средното метално съдържание в рудите, начина на прокарване на капитални и разрезни траншеи.

THE TREASURES OF DEMOCRATIC REPUBLIC OF CONGO

Georgy Konstantinov

University of mining and geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia

ABSTRACT: The impressions of the visited opencast mines for copper ore mining MUTANDA and T-17 in Katanga province of Democratic Republic of Congo are described. Information about the mining systems, the mining and technical equipment, average runs of the ores and the way of driving of horizontal and pioneer cuts is given.

1. Общи сведения за ДР Конго

Географско положение: Централна Африка; между 5° 30' северна и 14° южна ширина и между 12° и 31° 20' източна дължина.

ДР Конго, която от 1991 до 1997 г. е Република Заир, граничи с Уганда, Руанда, Бурунди, Танзания, Замбия, Ангола, Конго – Бразавил, Судан, Централно африканската република и Атлантическия океан.

Населението на Конго е 54 775 000 души, а средната продължителност на живота: при жените 43 г., при мъжете – 41 г. Езици: официален език – френски; други – езиците банту.

В недрата на огромната държава с 2,34 млн. km² площ се крият безценни природни изкопаеми, които са основната причина за безкрайните вражди, а приходите от тях по традиция се отклоняват в джобовете на управляващите. Когато на власт е Мобуту Сесе Секу, той успява да скъта в швейцарски банки над 5 милиарда долара, без да се брои флотата му от коли "Мерцедес Бенц" и целият лукс и разкош, който го заобикаля.

"Начело" на невероятното природно богатство на Конго – кобалт, мед, ниобий, тантал, нефт, диаманти, злато, сребро, цинк, манган, олово, въглища, е уранът. Най-големите в света залежи на уран се намират в Шинколобе, в югоизточната част на бившата провинция Шаба, сега Катанга. От мината там е взет материалът за двете атомни бомби, хвърлени от САЩ над японските градове Хиросима и Нагазаки през 1945 г. Залогът за

враждуващите се увеличава и от невероятните площи тропически гори, които заемат три четвърти от територията на Конго – вторите по големина на планетата след горите по река Амазонка в Южна Америка.

2. Минните технологии в посетените открити рудници

2.1. Общи положения

Използваните минни технологии в посетените обекти (открити рудници) не се различават особено от световно известните. Системата на разработване е транспортна, с извозване на откривката до външни насипища. Рудата се извозва до обогатителна фабрика или се складира, «пакетира се» в еднотонни чували за извозване за претопяване в металургична фабрика. Поради отсъствието на твърди скали, не се използват взривни работи. За изкопно-товарни работи се използват дизелови багери, а за транспортни – автосамосвали. Наличните в рудниците сонди се използват главно за експлоатационно проучване. Управлението на качеството на продукцията и вътрешно-рудничното усредняване са на високо ниво. За тази цел се използва съвременна апаратура за експресен и химически анализ съответно в рудниците и химическите лаборатории. Отчита се сезонът на проливните мусонни дъждове, поради което избраната минно-транспортна техника не е от най-високия, тежък клас. Минно-геоложките и климатични условия са изключително благоприятни за открито разработване на залегащите на малка дълбочина находища от богата медно-кобалтова руда (виж резултатите от анализите на химическата лаборатория [1]). Използваната в достатъчно количество минно-транспортна

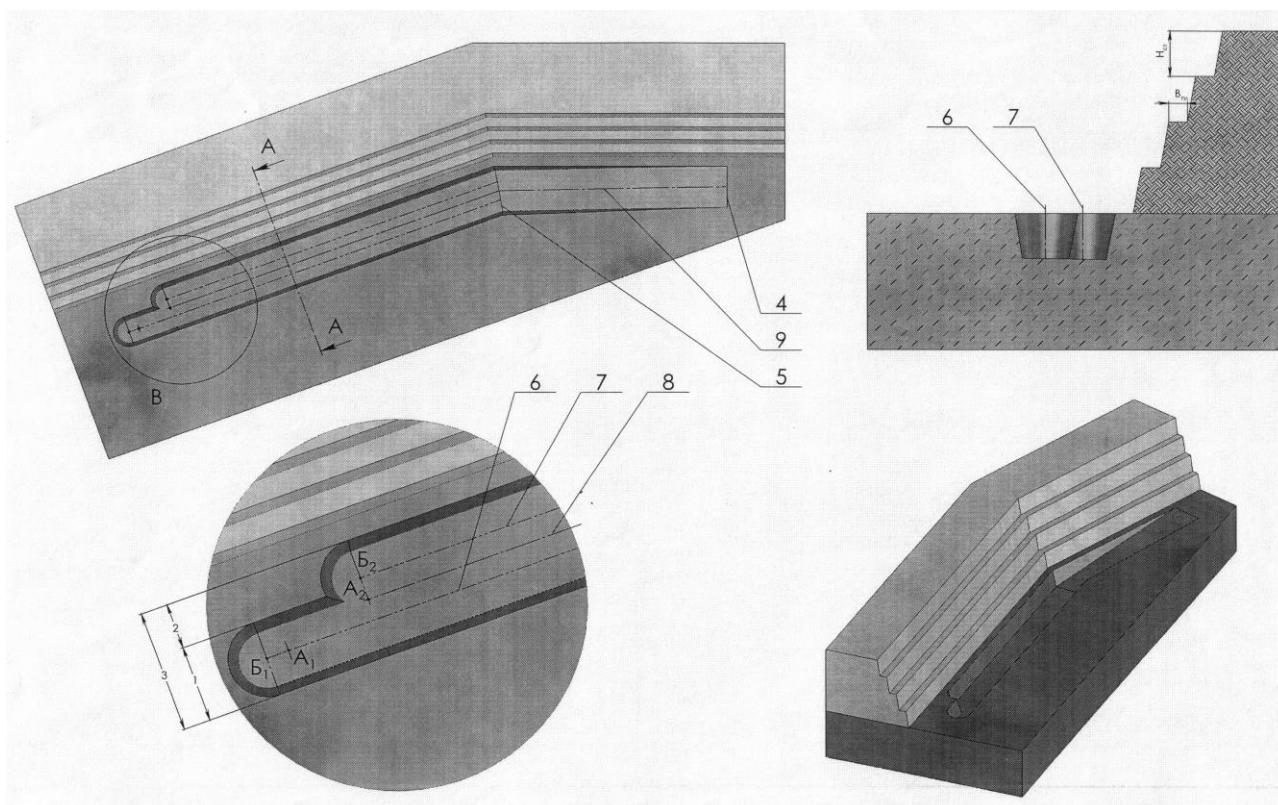
техника е нова и модерна от световно известните фирми «Терекс», «Атлас копко», «Волво», «Бомаг», «Катерпилар». Поради някои характерни местни особености се работи само през деня.

2.2. Открит рудник «Т – 17»

Състои се от две части – височинна и дълбочинна. Независимо от малкия брой (4 – 5 бр.) на десетметровите стъпала в едната и още толкова в другата част, рудникът изглежда дълбок. Тази илюзия се получава от факта, че почти от всички страни на котлована се издигат високи, стари насипища на съседни отработени рудници. Резултатът е висок коефициент на откривка (по-голям от $10 \text{ m}^3/\text{t}$). И въпреки това, добивът на богатата медно-кобалтова руда, при сегашните високи цени на медта на

ЛМБ е икономически ефективен. Средното съдържание на рудите е: мед – 3% и кобалт – 0,7%. В перспектива се предвижда минните работи да се развиват в дълбочина главно на територията на височинната част. Независимо от плочно големия рудничен котлован, малкият брой багери (2 – 3 бр.) и съответно автосамосвали, рудникът впечатляваше с общо взето спокойна работа и липса на интензивност.

Основното предназначение на дълбочинната част е да събира водите през периода на проливните мусонни дъждове. За тази цел дори наклонът на дъното ѝ беше съобразен с този факт. Тук се използва оригинална технологична схема за двуетапно прокарване на наклонената и разрезната траншея на най-долния хоризонт (фиг.1).



Фиг. 1. Схема на двуетапно прокарване на разрезна траншея в рудник «Т-17» (ДР Конго, провинция Катанга)

Означенията към фигурата са както следва: 1 – ширина на багерната заходка (I етап); 2 – ширина на багерната заходка (II етап); 3 – пълна проектна ширина на разрезната траншея; 4 – начало на наклонената траншея; 5 – начало на разрезната траншея; 6 – ос на движение на багера (I заходка); 7 – ос на движение на багера (II заходка); 8 – ос на разрезната траншея; 9 – ос на наклонената траншея; $H_{cm} = 10 \text{ m}$; B_1 , B_2 – местоположение на багера в забоя съответно през I и II етап; A_1 , A_2 – местоположение на автосамосвала в забоя съответно през I и II етап.

След прокарване на наклонената траншея (н.т.), мощният шесткубиков, дизелов багер («Терекс»), обслужван от същата марка двадесеттонни автосамосвали, започва да прокарва разрезната траншея (р.т.) на хоризонта по дъното на рудника. Първоначално, той

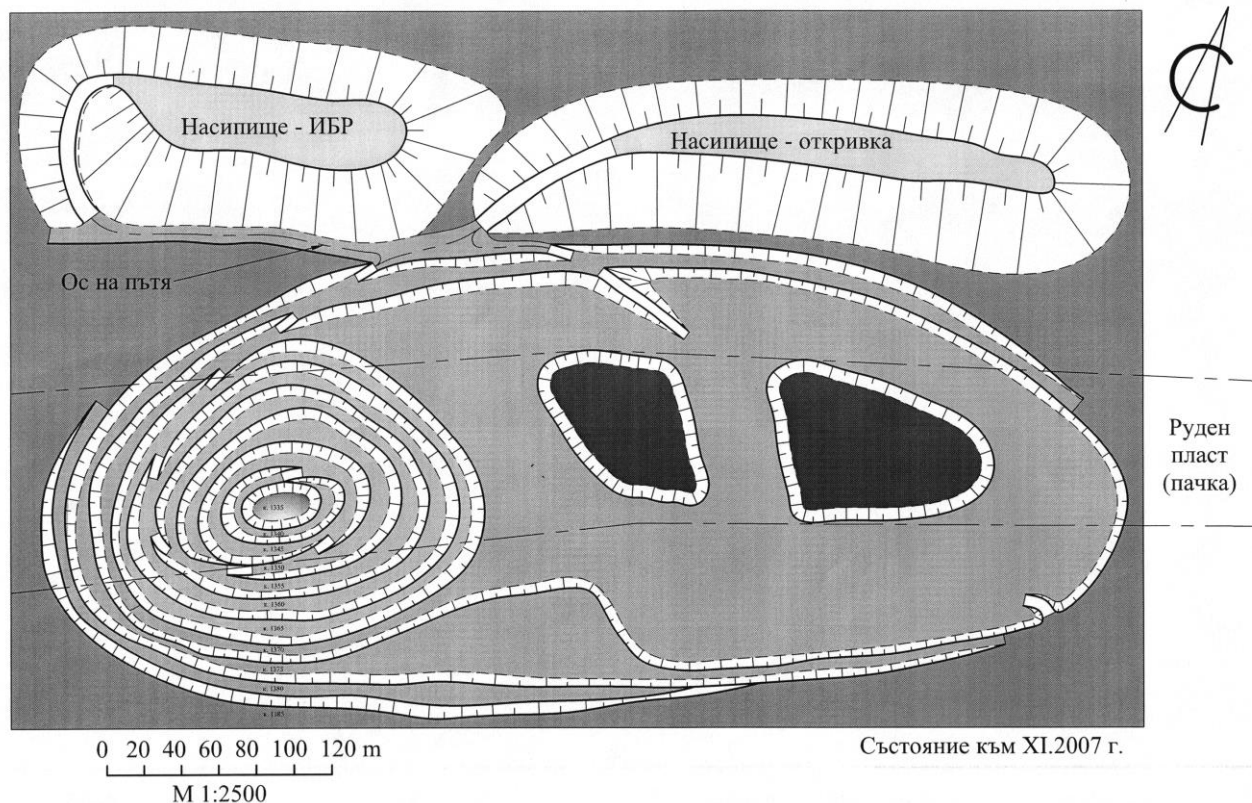
застава в точка B_1 , а обслужващият го автосамосвал – в т. A_1 . В този случай, при разтоварване на изкопания материал в автосамосвала, стрелата на багера се звърта под ъгъл 180° спрямо надлъжната ос на първата заходка. Времето за техническия цикъл на багера е силно удължено. Резултатът е работа с по-ниска техническа производителност. За да се съкрати по време тази «неприятност», първата заходка обхваща само половината от проектната ширина на (р.т.). По такъв начин се осъществява първият етап от прокарване на (р.т.). След определено време, багерът се връща назад, застава в т. B_2 , а обслужващият го автосамосвал – в т. A_2 . Тук вече техническият цикъл е два пъти по-кратък, поради завъртане за разтоварване на багерната кофа под ъгъл 90° . Багерът работи с възможно най-високата си техническа производителност. Осъществява се прокарване на втората багерна заходка и вторият етап от работата в (р.т.).

Постига се крайната цел – прокарване на (р.т.) по проектната ѝ ширина. След като забоя (челото) на заходка 2 изпревари в рудничното пространство забоя на заходка 1, се преминава към условията на работа с удължен технически цикъл (под ъгъл 180 °). И така етапите се редуват последователно и повтарят до прокарване на (р.т.) по цялата ѝ проектна ширина и дължина по дъното на рудника. Предимствата на такава технологична схема са очевидни. Главният ѝ недостатък, обаче е, че тя е осъществима само при не много интензивна работа на системата «багер – автосамосвал». При по-интензивна работа резултатът от прилагането на такава технологична

схема може да доведе до чакащи «на опашка» автосамосвали за натоварване.

2.3. Открит рудник «Мутанда»

Ситуационният план на рудника (разработен от геолог З. Василев) е показан на (фиг.2). Вижда се разпространението на рудния пласт, който запада на северозапад. Средното съдържание в отработваните понастоящем приповърхностни окисни руди за кобалт е около 4% - 8%, а за медта 15% - 23 %. Средното съдържание от експлоатационното проучване на 42 бр. проби за мед е 30,58%, а за кобалт – 11,59%.



Фиг. 2. Ситуационен план на рудник Мутанда (ДР Конго)

Височината на стъпалата е 5 m и е съобразена с мощността на пласта и изискванията за вътрешно-рудничното управление на качеството. Двете насипища на рудника (съответно за извънбалансова руда [ИБР] и откривка са разположени на северозапад от него. Откривката се транспортира през две наклонени (извозни) траншеи. Извозването на рудата се осъществява през наклонена капитална траншея в югоизточната част на рудника. Богатата руда през конусна трошачка се пълни в еднотонни чували и се транспортира до «топилнята» в Колвези, а по-бедната се обогатява хидро-гравитачно, пълни се в чували и се извозва по същия маршрут до Колвези. Експлоатацията на рудника се осъществява от 5 бр. багера «обратна лопата», от които активно работеха само два към момента на посещението ни. Не считаме, че е ефективно закупуването на допълнителен брой багери и автосамосвали, поне докато се работи само дневна смяна. Взаимното разположение на насипищата и котлована на рудника говори за експлоатация на относително малък по обем залеж. Перспективното развитие на минните работи,

вероятно също е ограничено поради не особено голямата концесионна площ (около 8 km²). За по-подробно запознаване с условията на работа препоръчваме литература [1] и [4].

3. Заключение

1. Посетената от нас провинция Катанга на ДР Конго впечатлява с изключително големите си, богати, многобройни и разнообразни находища на полезни изкопаеми. В този смисъл реализацията в тази страна на наши български фирми и специалисти с минно-геоложка насоченост за добив и преработка на подземни богатства е сериозно предизвикателство. Доста чуждестранни фирми отдавна вече са превърнали това предизвикателство в реалност. Същевременно непрекъснатите обединявания и разделяне на малки и големи фирми говори за една динамична ситуация в икономиката на тази екзотична африканска страна. Възниква естествения въпрос: «Има ли все още свободни ниши за реализация?» Засега нашите

непосредствени впечатления ни помагат да отговорим с "Да!" А как ще бъде за в бъдеще? Естествено, че с времето "нишите" ще се запълват и ще става все по-трудно за работа в условията на конкуренция от целия свят. Независимо от този факт, считаме, че за смелите, предприемчивите, можещите "да изчислят" и поемат технико-икономическия и финансов риск – *работа винаги ще има*.

2. Трябва да се има предвид и съществуващата в момента реалност. ДР Конго остро се нуждае от: финансови средства; специалисти в почти всички области от икономиката; възстановяване на "разклатената" (поради исторически факти) минна промишленост; възстановяване на комуникациите и транспортните пътища и др. Тези проблеми не могат да бъдат решени веднага. Нужно е време и сериозна работа. Нарушените връзки трябва да се възстановяват. Точно тук българските фирми могат да докажат своята жизнеспособност и извън България.

3. Нормално и естествено е да се подхожда предпазливо, когато става въпрос за реализация в една далечна, непозната африканска страна каквато е за нас ДР Конго. В такъв случай най-добре е да се ползват консултацията и логистиката на фирми, които вече са стъпили на този чужд пазар. За тази цел може да се препоръча фирмата "Корект лизинг 2000" ЕООД.

4. Надяваме се, че изложеният от нас материал, личните ни впечатления и запознаването с допълнителна литература, данни и факти, ще подпомогнат заинтересованите фирми и физически лица да вземат правилното решение за тяхната реализация в ДР Конго.

Литература

1. Василев З. Отчет за извършеното пътуване до гр. Колвези, провинция Катанга, Демократична република Конго от 21.11.2007 до 30.11.2007 г., София, февруари, 2008 г.
2. Голяма енциклопедия на страните. Западна Африка и Централна Африка. Том 14. Mediasat Group, S. A., 2007.
3. Голяма енциклопедия на страните. Източна Африка и Южна Африка. Том 15. Mediasat Group, S. A., 2007.
4. Константинов Г. Доклад за пътуването до Демократична република Конго (21.11.2007 – 30.11.2007). София, април, 2008 г.
5. Константинов Г. Десет дни, които разтърсиха душата ми. Издателска къща "Св. Иван Рилски", МГУ, София, 2008.
6. Le dictionnaire de Notre Temps – edition 92. Hachette • Prosvéta, Sofia 1992.
7. Patrick Wiegand OXFORD Pocket Atlas. Oxford University Press, 2006.
8. Petit Larousse illustré., 1984.

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

РОЛЯТА НА БИОГОРИВАТА В ЕНЕРГИЙНАТА ПОЛИТИКА НА ЕВРОПА

Ирена Григорова, Иван Нишков, Валентин Велев

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

РЕЗЮМЕ. Във връзка с нарастващите цени на петрола, неговата изчерпаемост, острата необходимост от намаляване емисиите на парникови газове и опазване на околната среда са разгледани възможностите на биогоривата като алтернатива на конвенционалните горива. Анализите показват, че повишеното използване на биогорива е перспективно направление за заместване на конвенционалните източници и намаляване енергийната зависимост. Проучен е техническият потенциал за производство на биогорива в България и са посочени ефектите от прилагането им в транспорта. Европейска енергийна политика в областта на биогоривата цели постепенното им внедряване в енергийния сектор като начало за частично заместване на традиционните горива.

THE ROLE OF BIOFUELS IN THE EUROPEAN ENERGY POLICY

Irena Grigorova, Ivan Nishkov, Valentin Velev

University of Mining and Geology "St.Ivan Rilski", Sofia 1700, inichkov@mgu.bg

ABSTRACT. The possibility to use biofuels as an alternative of the conventional fuel forms has been investigated due to the increasing price of the petroleum, its limited supply, the need to reduce the gas emissions and increase environment protection. The analyses demonstrate that the increased use of biofuels is an alternative way to replace the conventional fuel sources and to reduce the dependence on them. It was studied the technical potential for the production of biofuels in Bulgaria and it has been shown the effect of their use onto the transport. The European energy policy has the objective to introduce biofuels in the industry as a first step towards the replacement of conventional fuels.

Петролните ценови шокове - катализатори в търсенето на алтернативи

Анализът на тенденциите в измененията (нарастването) на цените на петрола на световния пазар и намирането на причини, които убедително да обяснят и да прогнозират бъдещи шокови скокове в пазарната стойност на този природен ресурс, почти винаги са свързани с многопластови и широкоспектърни интерпретации. Независимо от това колко успешно може да се реализира тази дейност и да се получават представителни количествени оценки, и специалистите и масовия световен потребител на петролни продукти, са убедени в едно.

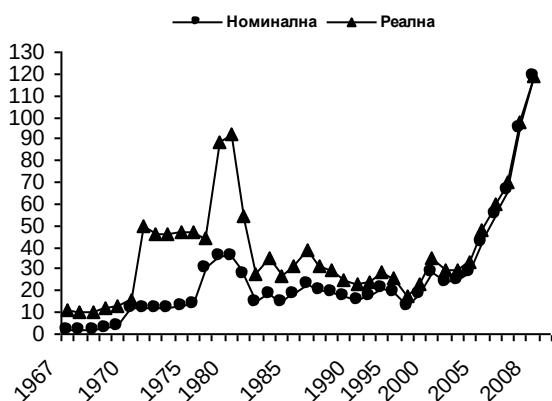
В съвременните условия не съществуват достатъчно ефективни механизми за управление на потреблението на природните ресурси, и за контрол върху процесите на нарастване на техните цени. С особена сила тези твърдения се отнасят за петрола и за произвежданите от него крайни продукти. Кратка ретроспекция на последните петдесет години на изминалия двадесети век представя обезпокоителни данни за ръста на цените на петрола. От 1940 година до началото на 70-те, цената е стабилна и възлиза на невъзможните към днес няколко долара за барел. От тогава до сега започват трудно предвидими скокове на цената на петрола, които винаги са съпътствани със кръвопролитни международни конфликти. Първият драматичен скок на цената е съпроводен с Израело-Арабския конфликт през месец октомври на 1973 година, когато само за няколко месеца е налице

четирикратно увеличение от \$2,50/барел на \$11,50/барел. Следващият скок е по време на войната между Иран и Ирак през 1980 година, когато световното производство спада с около 10%, а цената нараства с над 150%. Изходната позиция е около \$13/барел и са достигнати космическите \$35 за барел и до \$39/барел през 1991 година. Това е и абсолютния максимум в съпоставими цени до момента, който дълго време хвърля сянката на енергийния песимизъм. След този период, с изключение на няколко сътресения (войната в персийския залив през 1990 год. съпроводена с почти двукратно увеличение на цените, от \$15/барел до \$24/барел) се наблюдава процес, който в продължение на едно десетилетие се характеризира с умерени колебания на цените, които като проявление са близки до тези на цветните и благородните метали.

Новият поход за завладяване на следващите ценови рубежи предстои. Третото хилядолетие постави край на почти десет годишното умерено колебание и даде началото на поредно взривно покачване на номиналната цена на петрола. Анализаторите на петролния бизнес смятат, че са формирани нови фактори, които предизвикват покачването. Сред тях водещо място се отнежда на глобалната рецесия и високата инфлация в редица развити страни, като следствие на сериозните геополитически и икономически промени, под влияние рухването на „Източния блок“ в началото на 90-те. За първи път като фактор бе изтъкнато и природно бедствие. През 2005 год. цената на петрола достигна \$70/барел и бе

свързана с опустошителния ураган „Катрина“, разрушил десетки нефтени инсталации в Мексиканския залив.

Известно макар и недостатъчно успокоение за хода на цените на петрола даваше оценката през индекса на потребителските цени. Данните на Национално Бюро за икономически изследвания на САЩ (The Macroeconomics of Oil Shocks, 2007), сочат, че дори и скоковете на цените през 2002 и 2005 година, не са изравнили абсолютния рекорд, на база реални (съпоставими) цени, от 1980 година. Тези оценки обаче едва ли могат да внесат успокоение сред заинтересованите среди от правителства, през предприемачите и дребните потребители, защото фактите сочат, че първата половина на 2008 година поднесе цени над \$130/барел, и прогнози за над \$200/барел през следващата. Нещо повече, с нарастването на номиналната цена и с преминаването на психологическата бариера от \$100/барел беше надхвърлен и достигнатия максимум на реалната цена от 1980 година (Фигура 1).



Фиг. 1. Изменение на номиналната и на реалната (база 2008 год.) цени на петрола на международния пазар (\$/барел)

Новогодишният ценови подарък от \$100/барел, изведе на преден план мненията, че ръстът на цените силно зависи от разнообразни спекулативни предпоставки. Някои анализатори изразяват мнение, че към настоящия момент преобладаващата част от цената на петрола не е резултат на обективни процеси, а е чиста спекулация (www.Globalresearch.ca). Интерес представляват публикувани данни за доходността от продажбите на петрол на водещи петролодобивни страни при цена от \$100/барел и съответни максимални разходи за производство (табл.1, кол.2 и кол.3) (www.Oil-price.net). Информацията сочи, че доходността е изключително висока, от 150% до близо 500%. Направените от нас изчисления при достигната през м. май цена от \$130/барел и при прогнозни равнища от \$200/барел през 2009 година (кол.4 и кол.5) са красноречиви и не се нуждаят от коментар.

Единственото, което може би трябва да се отбележи, че те корелират с горното мнение, без това да вдъхва сериозен оптимизъм. Изводът, който се налага е, че дори в близко бъдеще цените на петрола да бъдат овладяни и върнати към някакво разумно за потребителите равнище, перспективата е неблагоприятна.

Таблица 1.

Доходността при петролопроизводството в някои страни, главни производителки и износителки на петрол

Държава	ПОКАЗАТЕЛИ			
	Гранични разходи, \$/барел	Доходност в % при цена:		
		\$100/барел	\$130/барел	\$200/барел
Бахрейн	40	150	225	400
Оман	40	150	225	400
Катар	30	233	333	567
СА	30	233	333	567
ОАЕ	25	300	420	700
Кувейт	17	488	665	1076

Изложените факти имат за цел не толкова да очертаят апокалиптично енергийно бъдеще, а да се посочи една (на този етап може би най-важната) от многобройните причини, поради които от години се търсят алтернативи на конвенционалните течни енергоносители. На този етап, скромнен дял имат биогоривата.

Биогоривата като енергийни източници

Индустриалната революция от края на 19 век доведе до нарастване необходимостта от суровини и същевременно възможностите за тяхното техническо производство. На база нови технически постижения много природни продукти бяха заменени с изкуствени, засили се и добива на изкопаеми суровини. През 80-те години на XX век намаляването на фосилните суровини и селскостопанското свръхпроизводство доведоха до осъзнаване на възможностите на възобновяемите суровини от растителен произход (www.bioenergie.de, December 2005).

В настоящия момент биогоривата са единственият пряк заместител на петрола в транспорта, други технологии като внедряване енергията на водорода имат огромен потенциал, но са далеч от широко мащабна приложимост и биха наложили съществени промени в автомобилните системи. Биогоривата могат да се използват днес в автомобилните двигатели без съществени модификации, когато са в по-малки концентрации и с някои изменения, когато са в по-големи концентрации.

Възможността за смяната на горивната смес в транспорта е важна, тъй като транспортната система зависи почти изцяло от петрола. По-голямата част от него се внася, основно от политически нестабилните части на света. Петролът е енергийният източник, който представлява най-сериозното предизвикателство за сигурността на доставките за Европа.

Производството на биогорива предлага много възможности както за сигурността на доставките, така и по отношение на политиката за промените в климата (EurObserv'ER „Biofuels Barometer“ – Juni 2005).

Получаването на биогоривата е в резултат на обработка на биомаса, която е възобновяем източник. Днес на биогоривата се гледа като на директен заместител на

изкопаемите горива, които биха могли да бъдат интегрирани в системата за снабдяване с горива, а също и в транспортния сектор. Част от факторите, които формират биогоривата като енергия за бъдещето са нарастващото търсене на петрол, предимно в транспортния сектор, намаляване на продукцията му, в резултат на ограничените залежи в световен мащаб, експлоатацията на трудно достъпни залежи и други.

Ефектите от приложение на биогорива са много, изразяват се главно в запазване на резервите от фосилни енергоносители, като същевременно се намаляват рисковете за околната среда. Суровините за биомасата за производство на биогорива по правило са от същия регион, така се избягват скъпи транспортни разходи и се намалява зависимостта от вноса на енергия, увеличава се сигурността на снабдяването с горива. (Green paper, {SEC(2007)849}). Същевременно се намалява външнотърговския дефицит и се създават по-добри условия за икономически растеж. Създават се нови пазарни възможности за производители и търговци и за увеличаване на заетостта.

Европейска енергийна политика в областта на биогоривата

През 90-те години на XX век започва промишлено производство и използване на биогорива в различни европейски страни, като в резултат на провежданата активна политика, главно от гледна точка на сигурността на енергийните доставки и опазването на околната среда, това производство бележи значителен ръст.

През 2003 година ЕС прие Директива 2003/30/EC (Directive 2003/30/EC of the European Parliament and of the Council of 8 May 2003 on the promotion of the use of biofuels or other renewable fuels for transport) за насърчаване използването на биогоривото и други възобновяеми енергийни източници в транспорта. Директивата изисква, страните членки да гарантиран минимален дял на биогоривата от използваните горива в сектор транспорт, като си поставят цели, в съответствие с изискванията на Директивата, а именно 5.75% от горивата използвани в сектор транспорт до 2010 година

Като член на ЕС, България хармонизира законодателството си в съответствие с приетите от ЕС стратегически документи в областта на БЕИ. (Green paper, SEC(2007) 849)

Целия спектър от биогорива има многообещаващ потенциал. Независимо от това малко вероятно е през следващите две десетилетия на века повече от 20.0% от фосилните горива да бъдат заменени с биогорива, тъй като те едва започват да си пробиват път на пазара. От друга страна специалисти считат, че е по-удачно биогоривата да бъдат произвеждани от отпадъците вместо от самите земеделски култури. Това схващане се налага поради голямото увеличение на цените на храните като царевица, пшеница и слънчоглед от които се добиват биогорива. Поради увеличеното им търсене земеделските производители масово отглеждат тези култури не с цел осигуряване препитанието на човечеството, а за да ги

продават за биогориво. Не маловажен е и факта по отношение изсичането на горски масиви за добив на биогорива. Във връзка с това, вероятно Европейската комисия ще преразгледа решението си до 2020 година, 10% от горивата в автотранспорта да бъдат от биологичен произход.

Потенциал на България за производство на биокултури

България притежава отлични природни условия за развитие на селскостопанския и горския сектор. Енергийните култури, използвани като суровина за производство на биоетанол са захарното цвекло, пшеницата и царевицата.

Производството на захарно цвекло в България е незначително, въпреки че климатичните условия са благоприятни. Тази ситуация не позволява да се предвиди използването му в близкото бъдеще като суровина за биоетанол, освен ако не се приложат специални мерки за стимулиране на производството му. Средният добив на захарно цвекло в България е 19.76 т/ха, което отговаря на 1,73 т/ха алкохол.

Пшеницата е най-големият по размер на производството селскостопански продукт. Средният добив на пшеница в България е 3.40 т/ха, което отговаря на 0,97 т/ха алкохол. Средният добив на царевица в България е 4,53 т/ха, което отговаря на 0,43 т/ха алкохол.

От горепосочените статистически данни на Министерството на земеделието и горите става ясно, че потенциалът за производство на пшеница и царевица позволява използването им като основни суровини за производство на биоетанол.

Енергийните култури, използвани като суровина за биодизел са рапица и слънчоглед. Климатичните и агрометеорологични условия за производство на рапица в България са благоприятни. Ниските температури през зимата, бързото затопляне в периода на узряване (май – юни) и липсата на традиции в производството и употребата, възпрепятстват внедряването на тази култура. Това обяснява ниското производство. Средният добив на рапица в България е 1,8 т/ха, което отговаря на 0,63 т/ха олио.

Слънчогледът се явява втората по значение земеделска култура след пшеницата. Средният добив на слънчоглед в България е 1,60 т/ха, което отговаря на 0,64 т/ха олио. Въз основа на представените данни може да се заключи, че отглеждането на рапица в България крие рискове, препоръчително е за производството на биодизел да се използва слънчоглед. В същото време разширяващото се производство на биогорива не бива да бъде за сметка на площите, върху които могат да се засеят земеделски култури. Масовото производство на биогорива от зърнени и фуражни растения би могло да измени профила на селското стопанство, което ще доведе до поскъпване на редица хранителни продукти.

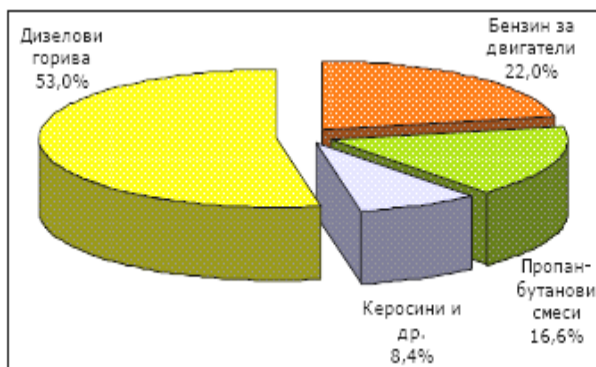
В таблица 2 е представена прогноза за потреблението на конвенционални и биогорива и целите на България за периода 2008 до 2020 година. Таблицата показва, че за периода 2005-2020 година средногодишното намаление в потреблението на бензините е 2.2%, като в същото време потреблението на дизеловите горива нараства с 5.6 % годишно.

Таблица 2.

Прогноза за потреблението на горивата от нефтен произход и биогоривата, индикативни цели на България за периода 2008-2020 година

Година	2005	2008	2009	2010	2015	2020
Конвенционални горива, хил.т	1 952.0	2 193.1	2 264.7	2 317.3	2 731.9	3 146.0
Бензини	572.0	485.3	456.0	426.0	417.1	370.5
Дизели	1 380.0	1 707.8	1 808.7	1 891.3	2 314.8	2 775.5
Биогорива, хил.т	0.0	43.9	79.3	133.2	218.6	314.5
Биоетанол	0.0	9.7	16.0	24.5	33.4	37.0
Биодизел	0.0	34.2	63.3	108.7	185.2	277.5
Всичко горива	1 952.0	2 237.0	2 344.0	2 450.5	2 950.5	3 460.5
Национална цел	0.0	2.0	3.5	5.75	8.0	10.0

Фигура 2 показва очерталата се тенденция през последните години на намаляване на използваните бензини, за сметка на увеличеното потребление на дизелови горива. Биогоривата трябва да бъдат конкурентноспособни спрямо обикновените горива както от екологична и техническа, така и от икономическа гледна точка. Засега все още биогоривата са по-скъпи от фосилните, но благодарение на общественото искане за отмяна на екологичния данък върху горивата, днес биогоривата се намират на пазара и са атрактивни по отношение на конвенционалните горива.



Фиг. 2. Структура на потреблението на горива в сектор „Транспорт“

Заклучение

В близките години се очаква енергийната зависимост на Европейския съюз от вносни енергийни източници да нарасне и разширяването му на практика ще увеличи тази зависимост. Ако не се предприемат енергични мерки, зависимостта на ЕС от внос на енергия ще достигне 70.0% към 2030 г., в сравнение със сегашните 50.0%. Една от най-големите възможности този процес да бъде смекчен и дори частично прекратен е увеличаване производството на енергия и горива от БЕИ.

Препоръчана за публикуване от
Катедра „Обогатяване и рециклиране на суровини“, МТФ

България вероятно няма да постигне поставените си цели продажения дизел и бензин през тази година да бъде с 2.0% биогориво. Една от причините за това е факта, че у нас не се произвежда бензин, които може да се смесва с биоетанол, а инвестицията за такава инсталация е много скъпа. За дизеловото гориво обаче пречки няма и всичко зависи от спазването на закона.

В бъдеще развитието на науката и технологиите ще позволи разработването на различни течни и газообразни биогорива, произведени чрез термохимично обработване на биомасата, като диметилестер, биоетанол, биомазнини (пиролизни масла), както и синтетични водородни горива, които евентуално биха могли да станат конкурентноспособни.

Производството на биогорива (биодизел, биоетанол и биогаз) е една добра възможност за смекчаване на екологичните вреди от горива на петролна основа.

Литература

1. Directive 2003/30/EC of the European Parliament and of the Council of 8 May 2003 on the promotion of the use of biofuels or other renewable fuels for transport
2. EurObserv'ER, Juni 2005 „Biofuels Barometer“
3. Green paper from the commission to the council, the European parliament, the European economic and social committee and the committee of the regions - Adapting to climate change in Europe-options for EU action - {SEC(2007) 849
4. www.Globalresearch.ca, Engdahl, William, Perhaps 60% of today's oil price is pura speculation
5. http://www.energieportal24.de/fachberichte_artikel_18.htm January 2006
6. <http://www.bioenergie.de>, December 2005
7. www.Oil-price.net, Austin, Stive, Profitability and \$100 oil, May 2008
8. www.Globalresearch.ca, Engdahl, William, Perhaps 60% of today's oil price is pura speculation
9. www.philadelphiafed.org Sill,Keith, The Macroeconomics of Oil Shocks, Buswiness Review 2007

ГЕНЕЗИС И ПРИЛОЖЕНИЕ НА ПРИРОДНИ ФЛИНТИ ОТ НАХОДИЩА В СЕВЕРОИЗТОЧНА БЪЛГАРИЯ

Димитър Мочев¹, Митко Маринов², Васил Белогушев³, Иван Нишков⁴

¹ МГУ „Св.Иван Рилски“, 1700 София, E-mail: dmochev@start.bg

² "МИНТЕХ"ООД, 1322 София

³ Национален геофонд-МОСВ, 1000 София

⁴ МГУ „Св. Иван Рилски“, 1700 София

РЕЗЮМЕ. Природните силицити, съпътстващи варовиците в баремските, абтските и албски седименти притежават уникални качества, които ги правят използвани в цялата история на човешкия бит и техниката. И днес, подходящо подготвени те конкурират редица високотехнологични изделия и материали. Силицитовите конкреции и фино зърнести силицитите могат да бъдат използвани в приложения основаващи се на техните физически, механични и химически качества. Физическите и механичните свойства на природните флинткови конкреции, основани на скритокристалната им структура, минералния строеж и химически състав, определят тяхното широко използване, поради тяхната твърдост, якост, жилавост, абразивност, абразивоустойчивост, целителност, лом, полируемост. Най-едрият зърномер се прилага като материал за производството на инструменти отначалото на ранния палеолит и до средата на миналия век като режещи и други инструменти, могат да бъдат въвеждани и днес в производствената и аналитичната практика. Доброто познаване на генезиса на минералите и находищата им е от особена полза за изучаване на техните свойства и приложимостта им. Изследване на свойствата на едрите фракции е предмет на настоящата работа. Кинетиката на смилане и автогенно смилане при различни технологични условия са основния обем на извършените изследвания. Целта на изпитанията е получаването на данни за добива и производството на материали за керамичната индустрия при пълноценното използване на природния ресурс.

GENESIS AND TECHNICAL USING OF NATURAL FLINTS OF THE DEPOSITS IN N.-E. BULGARIA

Dimitar Mochev¹, Mitko Marinov², Vasil Belogushev³, Ivan Nishkov⁴

¹ University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail: dmochev@start.bg

² "MINTECH" Ltd, 1322 Sofia

³ National Geofond-MOEW, 1000 Sofia

⁴ University of Mining and Geology, 1700 Sofia

ABSTRACT. The natural silicites of the Baram, Apt and Alb lime sediments possess unique properties, subsequently they are of the use during the whole human history, as well as in the mode of life, as in the technics. Even now-a-days, properly beneficiated, they compete some of high-tech articles and materials in the industry. Silicite concretions and fine sized silicites should be involved in usage due to their physical, mechanical and chemical features. The physical and the mechanical properties of the natural flint concretions, because of their cryptocrystalline structure, mineral compound and chemical constituents, define their wide application grounded on the hardness, strength, stringiness, abrasivity, abrasion steadiness, sectility, crumbling, polish ability. The most coarse granules have been in the instrument production at the very beginning of the paleolite and up to the middle of the last century as cutting and other instruments, and also they could and are involved in the modern production and analytical practice. The profound knowledge of the genesis of the minerals and their deposits should be very important for the research of their technical properties. A study of the features of the coarse sizes is the subject of the present work. Specifying the grinding kinetics, also in the case of autogenous grinding, including the preparing of the grinding media in different technological conditions is the main volume of the research. The resulting data could be used during the winning and production of ceramic raw materials, as well as for the complete using of the natural resources.

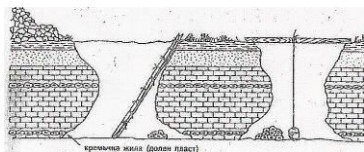
Въведение

Ръчната каменна мелница днес е символа натежък и моонотонен труд. Горен камък – „чукало“, долен – „хаван“ – раздробяване чрез удар, горен подвижен камък и долен – хромел – първите (в аспекта на съвременните понятия на развитието на човешката цивилизация) два метода на раздробяване използвани от човека датират със сигурност от поне 40000 до 30000 преди Р.Хр (Златева-Узунова, Р. Курчатов, 2002). Според други данни раздробяването чрез стриване се датира 50000 г. преди Р.Хр., а това чрез удар – значително по-рано (Rudgley, 1999). Втората основна техника от първа необходимост за бита – създаването на огън – датира в ранния неолит в своята най-съвършена форма – и се произвежда чрез два елемента от минерален произход: здрав, жилав индустриален минерал и пиритен образец с

„груб“ размер (Baykal-Seeher, 1990). И в двата феномена откриваме присъствието на едроразмерни силицитови конкреции наричени днес fire stone, Feuerstein, çakmaktaş, огнен камък или кремък.

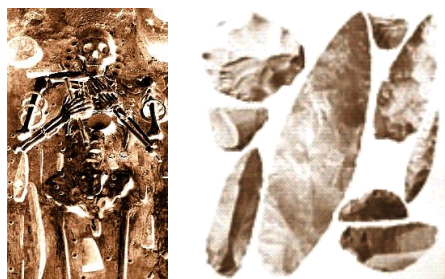
На лице са развити системи за открит и подземен добив на съпътстващи варовиковия седимент силикатни фази с датировка поне 4000 до 6000 г. преди Р.Хр. в ареали близки до ледниковите образувания в Европа (Grime Graves – Ю. Англия) и поне 30000 г. преди това в по-комфортни климатични условия – в долината на р. Нил в Назлет Хатер и Назлет Сафаха. Системи се състоят от едромасабни в простирание и дълбочина траншеи и подземни системи разкрити с шахти на дълбочина поне 30 м. и развити системи подземни галерии в петата на шахтите и етажни системи, следващи прослойките на ценния компонент с висок коефициент на наситеност на

пласта. Цитираните системи – фиг.1 – са илюстрация на назоваването днес 3 технически качества на флинта в 3 формации, наричани toppings(topstone), wallstone и floorsrone.



Фиг 1. Система за подземен добив Grim grave (Rudgley, R. 1999)

Това са понятия, формулирани за халколитния период, но следва да бъдат актуални и днес от етапа на проучването до направлението за търговска реализация на продуктите. Искаме да отбележим, и факта, че следващите след добива в технологичната верига първична подготовка на полезното изкопаемо, изработването на сечива и инструменти, включително хирургически и включително за извършване на черепни операции, е довело до създаването на индустриален елит, който може да бъде сравнен само с миньорско-металургичната „каста“ в Германия едва вече през XII –XVI век от нашата ера. Следва да се отбележи в отношение и доказаният факт, че производството и разпространението на изделия и заготовки от кремък в палеолита, неолита и халколита и раннобронзовата епоха е свързано с използването на първите разменни стойности, съпътства се от силно развита търговия и търговска транспортна инфраструктура, докато на територията на Зап. Европа, така и на Балканите и Мала Азия с център на производството в Източна Мизия. Последното е факт включително до средата на миналия век (Marinov, 1941).



Фиг 2. Неолитни и халколитни приспособления (Варненски некропол)

Генезис

Кремък или флинт са силициево-оксидни минерално скални образувания с утаечен произход, привързани към карбонатните платформени пластови проявления. Изграждащите минерални кристални и скритокристални структури са преобладаващо халцедон, опал и кварц. В структурата на последния се наблюдават фрагменти на кристобалит и тридимит. Като примеси и включения макроскопски се наблюдават карбонати, глинести минерали, сулфати, фосфати, водни алумосиликати, вода твърди въглеродороди, съединения на Mn и Fe и други мафични минерали (Nachev, 1984; Nachev, 1986). Кремъчното вещество, освен финозърнесто – пелитова фракция, образува и твърди и неправилно оформени тела с размери до над 400-500mm, конкреции, верижни лентови

и прослойкови струпвания. Всички тези фактори са съществени при определяне на генезиса и имат много голямо значение за потребителските свойства на суровината. Своеобразието и структурния състав на кремъка дефинира неговите физико-механични свойства, най-съществени от които са: висока твърдост (6,5 до 7,14 по Моос), жилавост, висока плътност, ниска изтриваемост, висока абразивност, цепителност, мидест лом, висока химическа чистота – включени са предимно SiC и примеси на Fe, Mn и други оцветители. Счита се, че първичните едроразмерни флинтови образувания са изцяло в горните етажи на долната креда. Интересните струпвания са в изветрителната част на барема и апта, и се срещат като прослойки върху, или като пълнеж в пукнатините и разломите, и карстовите образувания под или в долната част на плейстоценските наслаги, под льосовата покривка и хумуса.

Приложение

В археологически и етноложки аспект кремъчните конкреции и техните полупродукти съпътстват човешкото битие като материал за бита и техниката, както в древните цивилизации, така и в „почти“ съвременните самобитни общества. В отношение на развитието на съвременната наука и техника днес се изоставя в „ноу-хау“-то за използваемост и изученост на находищата. У нас все още се извършва стихийен, извъннормативен, порочен добив на кремък и с безвъзвратни загуби при добива в ситните зърнометрични фракции, считани за неизползваеми. Оporочени са редица „традиционни“ места за добив, т.н. кариери „Кривня“, „Дряновец“ и в най-продуктивния в стари времена район – ареала между Нови пазар и Каолининово. Утвърждаването на запасите следва да се извършва с отчитане на използваемостта на материала, базирана на всички споменати по-горе физико-механични и химически качества. Следва да се има пред вид не само приложението като мелеща среда в керамичната индустрия, но и останалите потенциални приложения основани на абразивоустойчивост, абразивност, якост и химическа активност, включително като модификатор на полимери, съставка на полимерни композити и други специфични приложения. За сжаление за разлика от древността в ново време добивът е извършван неорганизирано и безотчетно, на места разкрити на повърхността, т.е. където кватернерните материали са отнесени и почвеният слой е измит.

Постановка на проблема

Керамичните суровини за масовото производство у нас на стенни и подови плочки може да се класифицират като суровини за керамика за вътрешни облицовки: стенна керамика, подова керамика, теракота и гранитогрес. Като първо приближение може да се счита, че изходният материал е идентичен – кварцов пясък, фелдшпатов „пясък“, глинести съставки, носители на алкалоземни метали. Приближението се основава на подобната смилаемост на преобладаващата част от материала, с изключение на карбонатите. По отношение на едрината на захранването на мелниците, зърнометрията е предимно на пясъчната фракция – около 1 до 0,1mm и пелитовата – под 0,056mm. Пак като първо приближение приемаме, че

смилаемостта на мелещата среда – природни флинткови конкреции – е от същия порядък като на смилания материал и поради приложимостта изцяло на „изхабената“ част от мелещата среда, може да се приеме модела „автогенно смилане“. Практиката на керамичното производство е приела зърнометрия на смилащата среда в размерите от 40-60mm до 160-180mm, разпределени в 3 контролирани зърнометрични класи, с равномерно разделени интервали на размера, с преобладаваща тежест на средната зърнометрична класа – 80 до 120mm. По отношение на смилаемостта, при приетите постановки за еднакъв порядък и автогенност, следва да се позволим на енергиен закон с експериментални поправки, основани на мащабно подобие. За кинетиката на смилане се придържаме към най-семплото линейно диференциално нехомогенно уравнение от първи ред:

$$\frac{dq}{dt} = K \cdot q_0 \quad /1/$$

Предполагаме изправяне на експерименталните кинетични криви в полулогаритмичен мащаб и нормално разпределение на разсейването на експерименталните данни при изравняване по права, откъдето следва експоненциална траектория на кинетичното уравнение на смилането, разглеждано като автогенно.

Различаваме четири фази в цялостния период на отработване на мливините тела:

- Груба обработка, при която се постига почти овална форма на суровото тяло и се сваля основната част от външните покрития,
- Изглаждане на овалната форма и окончателно изчистване на повърхността,
- Същинска работа на телата, при което редуцията на обема е в границите от началния до долния лимит на регламентираната зърнометрия, и
- Фаза на окончателно отработване на средата – паразитен период.

Следователно факторът форма в нашия случай има основно значение и се нуждае от висока степен на формализация.

За описание на зърнометричните разпределения ползваме разпределенията *логаритмично-нормално*, GGS (*Gates-Gaudin-Schuhmann*), *RRSB* (*Rosin-Rammler-Sperling*), (*Schubert*, 1974), според най-високата корелация и задоволителен доверителен интервал.

От дефинираните по-горе четири фази на работа на елементите на мелещата среда следва заключението, че зависимостите между основните показатели на смилането – производителност и разход на енергия – следва да апроксимираме с различен подход за всяка фаза. Във фазата на груба обработка може да се очаква валидността на закона за зависимост, основана на пропорционалност на новообразувания обем, а за последната на този за разрушената контактна повърхност. Следователно на лице е основание да се търсят зависимости, основани на експеримента и принципа на подобие.

Експериментална част

МАТЕРИАЛИ И МЕТОДИ

Изследвани са мливините качества на природни флинткови конкреции, продукт на експериментален добив от участък „Кривня-запад“ на Площ за търсене и проучване „Кривня-Гецово“, разположена в общините Цар Калоян, Разград и Ветово (Отчет, 2007г.). Материалът е добит от открити траншеи и подготвен посредством ръчна сепарация на размерни класи 40-80mm, 80-120mm и 120-160mm. Експерименталните проби са подбрани с оглед оползотворяването на телата с груба форма и повишена напуканост. Смилането е в инерционни хавани и лабораторна мелница с обем 6 л, при съотношение $T_v:T_e=1:1$, в режими:

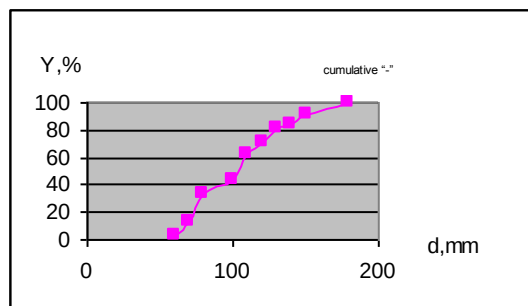
- Автогенно смилане
- Смилане на керамични маси за стенни плочки, подови плочки и гранитогрес,
- С добавки и без добавки.

Използвани са добавки органични киселини: винена, бензоена, оксалова, салицилова и лимонена и неорганични електролити: борна и фосфорна киселини.

ЕКСПЕРИМЕНТАЛНИ РЕЗУЛТАТИ

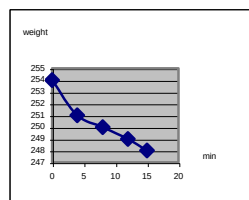
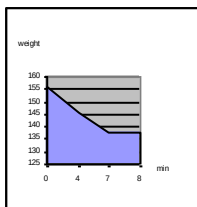
Изследването на суровините е проведено в дефинираните по-горе режими на четири фази: 1. Обкатаване; 2. Изтриваемост на мелещата среда в режим автогенно смилане без керамична маса; 3. Смилане на керамични маси – за стенна керамика, за подова керамика, гранитогрес; 4. Същото със смилащи добавки.

Типична зърнометрична характеристика на проба от изследваната суровина е изобразена на фиг.3.

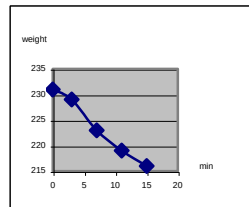
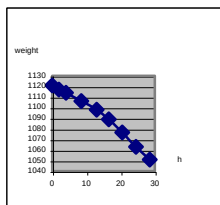


Фиг. 3. Зърнометрия на експериментална проба – кумулативна подситова фракция

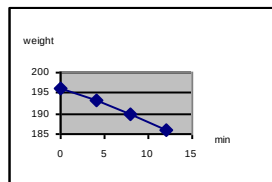
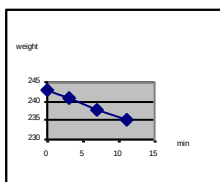
Следващите графики представят кинетиката на смилане при различните режими. Както следва да се очаква кривите, при работа със среда с форма по-близка до естествената са с по-ниска „степен на гладкост“, докато при технически „по-съвършените“ форми – след предварителна обработка – дори окомерно може да се отчете и по-гладка кинетична зависимост. Това се получава и при по-прецизната статистическа обработка на експерименталните данни, със съответното отражение на корелационните зависимости. Фиг. 5а илюстрира процеса на дефинитивно автогенно смилане, т.е. механичното изнасяне на предварително обработените природни тела „на празен ход“. Следващите експериментални зависимости на фигурите 5б и на 6 а и б показват най-добрите резултати от ефекта на химически добавки върху кинетиката на смилането.



а/
Фиг. 4. Кинетика на смилане, а/ обкатаване на тела с овална форма, б/ обкатаване на тела с „лоша“ форма.



а/
Фиг. 5. а/ Кинетика при автогенно смилане, б/ износване на телата при добавка салицилова киселина



а/
Фиг. 6. Кинетика на смилане с добавка на фосфорна киселина –а/ и на оксалова киселина

Най-добър се оказва ефектът от действието на лимонената и оксаловата киселини и получените при тях експериментални резултати почти съвпадат. Все пак трябва да отбележим и факта че последващите физико-химични и термични процеси в керамичната технология са особено чувствителни към веществата създаващи редукционна среда и следователно най-оптималния режим на смилане може и да не е приемлив за самото керамично производство.

Опитни промишлени проби дават основания да се предполага, че при подготовка и провеждане на същинското смилане при регламенти, основани на извършените до тук изследвания може да се очаква съкращаване на времето на смилане в керамичното производство от порядъка на 30%.

Обсъждане на резултатите

Използването на кремъчна мелеща среда в мелниците с периодично действие в керамичната индустрия е позната практика. За подобряване на процеса на смилане при нея, като и особено за пълноценното и по-успешно оползотворяване на природната суровина изследването на поведението на тази мелеща среда в процеса на смилане има своето значение, както твърдим и в заключението на предходния параграф.

Зърнометричното разпределение на сепарираните природни флинткови конкреции се апроксимира добре с функцията RRSB, с коефициент на корелация от 0,62 до 0,76 в отделните проби при разсейване около изравнителната крива в границите на 2σ .

Кинетичните криви при грубата и фината обработка на телата се изравняват по логаритмично-нормален закон с коефициенти на корелация както следва:

- За грубата обработка от 0,54 до 0,58;
- При обкатаване на овални тела и същинско автогенно смилане от 0,65 до 0,82 с разсейване в рамките на 3σ , и
- При моделиране на реалния процес със суровина за керамична маса – 0,74 до 0,88, като вида на масата не влияе съществено на грешката.

Предварителните изчисления показват, че пренасянето на лабораторните резултати може да бъде приемливо чрез мащабен преход по критериално уравнение с безразмерни

множители $\left(\frac{V_n}{V_e}\right)$ – обем и $\left(\frac{D_n}{D_e}\right)$ – диаметър на

мелницата, съответно на степен α и β , които следва да се прецизират експериментално.

Особено при използване на най-грубите сурови фракции факторът форма очевидно е от много съществено значение, но за съжаление формализирането на този показател за фракциите със зърнометрии, превишаващи тези от EU-стандартите за строителни материали не е намерило своето приложение.

Авторите изразяват своята благодарност на „Хан Аспарух“ АД и „Каолин“ АД за поддръжката при разработването на представената работа.

Литература

- Златева-Узунова, Р. Курчатов, В., 2002, Параметри каменного производства и пути распространения видов сырья в раннебронзовую эпоху на территории Верхнефракийской низменности, Болгария. *Восточно-европейский археологический журнал*, 3(16) май-июнь.
- ОТЧЕТ на технологични изследвания на природни флинткови конкреции. *Геоложки доклад за находище „Кривня-запад“ по Договор за проучване с МОСВ от 15.10.2003г. /Разрешение №248/26.09.2003г., МОСВ 15 март 2007г.*
- Baykal-Seeher, A., 1990, Silex und Obsidianindustrien in West- und Mittelanatolien vom Neolithikum bis zum Ende der Frühbronzezeit ausgehend vom Demircihuyuk. *Dissertation*, EKV, Tuebingen, 239 S.
- Marinov, W., 1941, Das Deli-Orman (Suedteil). *Landschaftsuntersuchungen. Bibl. „Landschaftskunde Bulgariens“*, No 4, Sofia, 245 S.
- Nachev, I., K.Kanchev, 1984, Aptian and Quaternary Flint in East Bulgaria. *In: III rd International Seminar in Petroarcheology Reports*, Plovdiv.
- Nachev, I., 1986, Distribution and Evolution of the Siliceous Rocks in Bulgaria. *Sofia, Comptes rendus de l'Academie Bulgare des Scienc*, t.39, 8, pp. 81-83.
- Rudgley, R., 1999. *The Lost Civilizations of the Stone Age*, London-New York, 397 pp.
- Schubert, H., 1974, *Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe, Bd.I : Kennzeichnung von Koermerkolektiven*, VEB Deu. Verl.f. Grundstoffindustrie, Leipzig, 360 S.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Обогатяване и рециклиране на суровини", МТФ

КОМБИНИРАНО ХИМИЧНО И БИОЛОГИЧНО ПРЕРАБОТВАНЕ НА ЗЛАТОСЪДЪРЖАЩ СУЛФИДЕН КОНЦЕНТРАТ

Ирена Спасова, Стоян Грудев

Минно-геоложки университет „Св. Иван Рилски“ 1700 София, spasova@mgu.bg

РЕЗЮМЕ. Златосъдържащ сулфиден концентрат бе окислен посредством смесена култура на ацидофилни хемолитотрофни бактерии, за да разкрият златото и среброто, които бяха фино впръснати в сулфидната матрица. Окисленият концентрат бе излужен след това чрез разтвори, съдържащи аминокиселини от микробен произход и тиосулфат като злато-комплексирани агенти. Над 90% от златото и над 70% от среброто бяха извлечени от окисления концентрат, при който степента на окисление на сулфидите бе около 50%. Разтворените благородни метали бяха утаени от продукционните разтвори след излугването посредством циментация с елементарен цинк (Zn^0).

A COMBINED CHEMICAL AND BIOLOGICAL PROCESSING OF GOLD-BEARING SULPHIDE CONCENTRATE

Irena Spasova, Stoyan Groudev

University of Mining and Geology "Saint Ivan Rilski", 1700 Sofia, spasova@mgu.bg

ABSTRACT. A gold-bearing sulphide concentrate was oxidized by means of a mixed culture of acidophilic chemolithotrophic bacteria to liberate the gold and silver finely disseminated within the sulphide matrix. The pretreated concentrate was then leached by means of solutions containing amino acids of microbial origin and thiosulphate as gold-complexing agents. Over 90% of the gold and over 70% of the silver were extracted from a pretreated concentrate in which the degree of sulphide oxidation was as high as about 50%. The dissolved precious metals were precipitated from the pregnant solutions after leaching by means of cementation with metallic zinc.

Въведение

Бактериалното окисление е ефикасен метод за разкриване на златото, фино впръснато в сулфидни минерали, като по този начин то се прави достъпно за излугване с подходящи реагенти (Van Aswegen et al., 1991, Brierley, 1995). Този метод има редица преимущества пред алтернативните процеси за предварително окислително въздействие, като пържене, излугване под налягане в автоклави и излугване чрез азотна киселина. Бактериалното окисление може да се приложи върху концентрати в реактори с разбъркване и аериране, както и върху руди в специално конструирани халди. Промислени операции от тези два типа са осъществени в редица страни (Brierley, 2007). В тези операции излугването на златото и предварително окислените минерални суровини се осъществява чрез цианиране, което понастоящем представлява най-широко използваният метод за извличане на злато фино впръснато в окисни руди. Цианидите обаче са силно токсични и могат да причинят съществени екологични проблеми. Освен това, цианидите са скъпи реагенти, което в някои случаи прави тяхното използване икономически неизгодно.

Установено е, че златото се извлича ефикасно от окисни руди и посредством слабо алкални разтвори, съдържащи тиосулфат и аминокиселини като злато-комплексирани агенти (Groudev and Groudeva, 1993).

Установено е още, че използването на някои микробни белтъчни хидролизати като източници на злато-комплексирани аминокиселини е много удачно (Groudev et al., 1996; Spasova and Groudev, 2003). В тази статия са показани данни от изследване върху двустадийен процес, включващ предварително бактериално окисление на златосъдържащ сулфиден концентрат и следващо излугване на окисления твърд остатък чрез разтвори, съдържащи горепосочените злато-комплексирани агенти.

Материали и методи

Данни относно химичния състав на златосъдържащия флотационен концентрат са посочени в Таблица 1. Пиритът бе главният руден минерал в концентрата и бе единственият злато-съдържащ сулфид. Галенитът бе главния минерал, съдържащ сребро в концентрата, като останалата част от среброто се съдържаеше в пирита. Данни относно фазовия състав на благородните метали са посочени в Таблица 2.

Размерът на частиците на концентрата бе под 0.08 mm, като благородните метали се съдържаха главно в по-фините частици, с размери под 0.037 mm. Концентратът бе промит с ацетон за отстраняване остатъчните концентрации на флотационни реагенти, които могат да подтиснат силно бактериалната активност.

Таблица 1.

Химичен състав на концентрата, използван в това изследване

Компонент	Съдържание, %
Обща сяра	4.84
Сулфидна сяра	3.99
Желязо	6.20
Мед	1.43
Цинк	0.12
Олово	5.90
Злато	14.21 g/Mg
Сребро	893.23 g/Mg

Таблица 2.

Фазов състав на благородните метали в концентрата

Фази	Злато	Сребро
	(в % от общото съдържание на съответния метал)	
Свободен метал	11.3	-
Метал капсулиран в железни окиси (извлекател чрез цианиране)	35.2	37.0
Метал фино впръснат в сулфиди	50.3	59.4
Метал фино впръснат в силикати	3.2	3.6
Общо съдържание	100.0	100.0

Предварителното бактериално окисление на концентрата бе проведено както при периодично, така и при непрекъснато култивиране. Периодичното окисление бе проведено в стъклени цилиндрични реактори с отбойници, с работен обем по 2 l, с разбъркване и аериране с въздух с повишено съдържание на CO₂. Разреден воден разтвор на сярна киселина (с pH 1.7), съдържащ (NH₄)₂SO₄ и KH₂PO₄ в концентрации съответно 0.25 и 0.10 g/l, бе използван като излугващ разтвор и хранителна среда за бактериите. Този разтвор бе инокулиран със смесена култура на ацидофилни хемолитотрофни бактерии в логаритмичната фаза на растеж. Културата съдържах мезофилните видове *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *As. thiooxidans* и *Leptospirillum ferrooxidans* и бе предварително адаптирана към концентрата посредством последователни пасажии в суспензии с нарастваща плътност на пулпа. Окислението бе проведено при плътности на пулпа от 15 – 40%, скорости на разбъркване от 180 до 320 об/мин, при 35°C, за периоди с продължителност до 14 дни.

Непрекъснатото окисление бе проведено в инсталация, състояща се от пет последователно свързани реактори от горепосочения тип. Концентрат и излугващ разтвор постъпваха в желаното съотношение в първия реактор, който преливаше в следващия и т.н. Разреден воден разтвор на сярна киселина (с pH 1.7), съдържаща горепосочените хранителни вещества и 10⁸ бактерии/ml бе използван като излугващ разтвор. Температурата при култивирането бе 35°C. Третираната минерална суспензия се събираше ежедневно след преминаване през последния реактор. Продукционните разтвори и твърдите остатъци след окислението се разделяха чрез филтруване през определени интервали и се анализираха, за да се

определи настъпването на стабилно състояние на системата. Развитието на бактериалното окисление се контролираше чрез анализ на разтвора за съдържание на феро и фери йони, сулфати, pH, Eh и численост на желязоокисляващите хемолитотрофни бактерии.

Твърдите остатъци след бактериалното окисление се промиваха с вода, неутрализираха се с амоняк и се излугваха с различни разтвори за разтваряне на златото и среброто. Съставите на тези разтвори са посочени по-долу:

Разтвор № 1: микробен белтъчен хидролизат – от 1.0 до 10.0 g/l, химичен окислител на златото и среброто (KMnO₂, NaNO₂ или H₂O₂) – от 1.0 до 20.0 g/l, pH от 9 – 11 (с NaOH);

Разтвор № 2: микробен белтъчен хидролизат – от 1.0 до 10.0 g/l, pH от 9 – 11 (с NaOH);

Разтвор № 3: микробен белтъчен хидролизат – от 1.0 до 10.0 g/l, тиосулфатни йони (добавени чрез амониев тиосулфат) – от 10 до 50 g/l, Cu²⁺ (добавени чрез CuSO₄·5H₂O) – от 0.25 до 2.0 g/l, сулфатни йони – от 1.0 до 5.0 g/l, pH от 9 – 11 (чрез амоняк);

Разтвор № 4: с горепосочения състав, но без микробен белтъчен хидролизат;

Разтвор № 5: NaCN – от 2.0 до 10.0 g/l, pH от 9 – 11 (NaOH).

Белтъчният хидролизат представляваше смес от белтъчни хидролизати, получени от отпадъчна биомаса от три различни вида микроорганизми. Отделните хидролизати съдържаха различни злато-комплексирани аминокиселини и бяха смесени в подходящи съотношения.

Излугването на благородните метали посредством горепосочените излугващи разтвори бе проведено в реактори с по 2 l работен обем, различна плътност на пулпа – от 15 до 40%, температура – от 20 до 50°C и скорост на разбъркване – от 200 до 600 оборота/мин.

Продукционните разтвори след излугването бяха преработвани чрез циментация с елементарен цинк (Zn⁰), провеждана в циментатор с подвижно легло.

Определянето на разтворените метали при предварителното бактериално окисление на концентрата и при излугването на благородните метали от окисления концентрат бе извършено чрез спектрометрия на индуцирано свързана плазма и атомно адсорбционна спектрометрия. Определянето на съдържанието на злато и сребро в твърдите проби бе извършено чрез купелуване. Концентрациите на аминокиселини бяха определени посредством аминокиселинен анализатор. Тиосулфатните йони се определяха титриметрично с йод.

Изолвирането, видовото определяне и количественото отчитане на микроорганизмите бе проведено чрез методите, описани в посочената литература (Karavaiko et al., 1988; Грудев, 1990).

Резултати и обсъждане

Извличането на благородни метали от изходния, не подложен на окисление концентрат не бе ефикасно поради фината впръснатост на големи части от тези метали в

сулфидните минерали на концентрата (Таблица 2). Добавянето на химични окислителни към микробния белтъчен хидролизат, действащ като комплексиращ агент за тези метали, повиши значително степента на извличането им (Таблица 3). Оптималните концентрации на тези окислителни бяха в границите от около 5 – 10 g/l. Тези концентрации бяха достатъчни да се поддържа сравнително висок редокс потенциал (Eh) на излугващите разтвори (над 400 mV) за сравнително кратък период (около 50 – 60 h). В опити с по-голяма продължителност (над 60 часа) бе необходимо количеството на съответния окислител да бъде добавяно към излугващия разтвор не еднократно в началото на експеримента, а на порции по време на протичането му. Този начин на добавяне позволяваше поддържането на сравнително постоянен редокс потенциал на системата и снижаване в известна степен разходите на окислителите. Въпреки това, разходите на тези реагенти по време на излугването бяха много високи (в границите от около 0.4 – 0.75 g/g концентрат), което правеше такова преработване икономически неприемливо. Тези големи разходи се дължаха на взаимодействието на използваните химични окислителни не само с благородните метали, но и със сулфидите в концентрата и аминокиселините, съдържащи се в микробния белтъчен хидролизат.

Таблица 3.

Излугване на злато и сребро от концентрата посредством различни излугващи разтвори

Излугващ разтвор	Изходен концентрат		Предварително окислен концентрат	
	Извличане на метали, %			
	Au	Ag	Au	Ag
№ 1 (с микробен белтъчен хидролизат + химичен окислител)				
- KMnO ₄	42.4	31.4	90.1	73.4
- NaNO ₂	35.0	27.1	84.2	68.6
- H ₂ O ₂	31.4	24.0	83.7	63.9
№ 2 (само с микробен белтъчен хидролизат)	12.2	8.2	18.1	12.5
№ 3 (с микробен белтъчен хидролизат + тиосулфат)	47.1	37.0	91.8	77.0
№ 4 (класическо излугване с тиосулфат)	45.9	34.1	90.1	74.3
№ 5 (с NaCN)	47.0	37.2	91.4	75.2

Продължителност на излугването 7 дни; предварително окисления концентрат съдържаеше 2.2% сулфидна сяра.

Излугването посредством тиосульфат (излугващ разтвор №4) бе по-ефикасно от това посредством горепосочените системи (Таблица 3). Добавянето на белтъчен хидролизат към системата за класическо излугване с тиосульфат повиши леко извличането на златото и среброто, понижи разхода на тиосульфат и повиши стабилността на разтворимите комплекси на споменатите благородни метали. Резултатите получени по този начин, т.е. посредством излугващ разтвор № 3, бяха практически същите като тези, получени чрез цианиране.

Предварителното бактериално окисление на концентрата бе ефикасно, както при периодично, така и при непрекъснато култивиране. Най-високите скорости на окисление на сулфидите бяха получени при плътност на пулпа около 20%. Периодичното окисление се характеризираше с лаг фаза с продължителност около 18 – 20 h. Максималната скорост на разтваряне на желязото при окислението на златосъдържащия пирит в концентрата бе 91 mg/l.h, постигната при посочената оптимална плътност на пулпа. По този начин, около 45 – 50% от пирита бяха разтворени за 75 – 80 h. Установи се, че такава степен на окисление на пирита бе достатъчна да разкрие почти цялото количество на златото, капсулирано в сулфидната матрица и да повиши крайното му извличане при последвалото излугване до стойности над 90% (Таблица 3). Това вероятно се дължеше на факта, че в повечето образци пирит златото е локализирано главно в дефектните места на сулфидната кристална решетка, а тези места се атакват най-напред от хемолитотрофните бактерии (Lazer et al., 1986).

Максималната скорост на разтваряне на желязото, постигната при непрекъснатото култивиране, бе по-висока (107 mg/l.h), поради по-доброто разбъркване и аерация на минералната суспензия. При условия на стабилно състояние в системата, контактното време за постигане на същата степен на окисление на пирита бе около 46 – 50 h. Само следи от злато и сребро се разтваряха по време на горепосоченото предварително бактериално окисление на концентрата.

Извличането на благородните метали от предварително окисления концентрат бе много по-ефикасно в сравнение с това от оригиналния концентрат, не подложен на такова окисление. Извличането зависеше от степента на предварителното окисление, но правопрпорционална зависимост между тези параметри не бе отбелязана (Таблица 4).

Таблица 4.

Влияние на степента на предварителното бактериално окисление на концентрата върху извличането на злато и сребро при последователното излугване

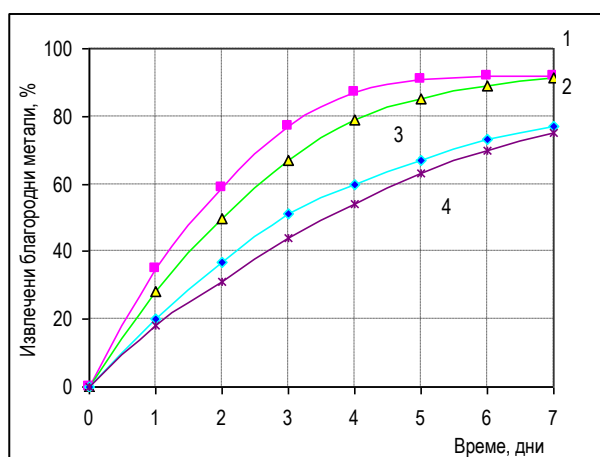
Съдържание на сулфидна сяра, %	Степен на окислението на сулфидите, %	Излугващи разтвори			
		№ 1 (микробен белтъчен хидролизат + KMnO ₄)		№ 3 (микробен белтъчен хидролизат + тиосулфат)	
		Извличане на метали, %			
		Au	Ag	Au	Ag
3.99	0	29.2	12.5	33.4	16.7
3.25	18.55	50.5	40.1	56.7	49.1
2.93	26.57	64.8	57.0	70.7	64.1
2.21	44.61	90.1	73.4	91.8	77.0
1.98	50.38	91.8	77.4	92.0	70.0
1.44	63.91	92.3	78.1	92.5	79.5
1.04	73.94	92.5	78.3	92.5	79.9

Продължителност на излугването 48 h.

Скоростите на разтваряне на златото и среброто, получени посредством излугващ разтвор, съдържащ тиосульфат и белтъчен хидролизат като комплексиращи

агенти за тези метали, бяха по-високи от тези, получени чрез цианиране, макар че степените на крайното извличане на тези метали чрез двата метода бяха сходни (фигура 1). Оптималните концентрации на тиосульфат и белтъчен хидролизат в излугващия разтвор бяха съответно 10 – 15 и 3 – 5 g/l. Оптималното pH бе около 9.5 – 10.0, а температурният коефициент Q_{10} в областта от 15 – 45°C бе около 1.7.

Степента на извличане на благородните метали от продукционните разтвори чрез циментация с елементарен цинк (Zn⁰) бе по-висока от 95%. Разходите на реагенти при излугването и циментацията възлизаха на 14.5 kg амониев тиосульфат, 1.2 kg белтъчен хидролизат и 0.15 kg цинк на тон концентрат.



Фиг. 1. Излугване на благородни метали от предварително окислен флотационен концентрат.

- белтъчен хидролизат + тиосульфат: (1) злато (3) сребро;
- цианиране: (2) злато (4) сребро

Продуктът получен чрез циментацията, бе смесен златно-сребърен концентрат, съдържащ още и мед и цинк като ценни компоненти. Излугването на концентрата чрез сярна киселина при 75 – 80°C в присъствие на кислород водеше до селективното разтваряне на медта и цинка. Тези цветни метали могат сред това да бъдат извлечени от продукционния разтвор чрез различни методи.

Съдържанията на злато и сребро в твърдия остатък след отстраняването на цветните метали бяха по-високи съответно от 1 kg/Mg и 10 kg/Mg. Този краен концентрат може да бъде преработен чрез конвенционалната процедура за получаване на чисти злато и сребро.

Благодарност: Част от това изследване бе подкрепено финансово от Националния фонд „Научни изследвания“ чрез проекта CENBIOHEALTH.

Литература

- Brierley, J.A. (2007). Biohydrometallurgy – this microbiologist's perspective, *Advanced Materials Research*, 20 – 21, 3 – 10.
- Brierley, C.L. (1995). Bacterial oxidation. Master key to unlock refractory gold ores? *Engineering and Mining Journal*, May, 42-44-WW.
- Groudev, S.N., (1990). Microbiological Transformations of Mineral Raw Materials, Doctor of Biological Sciences Thesis, University of Mining and Geology, Sofia.
- Groudev, S.N. and Groudeva, V.I., Biohydrometallurgy of gold: present day status and future prospects, In: *Preprints of the XVIIIth Int. Mineral Processing Congress.*, Sydney, May 23-28, 1993, pp. 1385-1387.
- Groudev, S.N., Spasova, I.I. and Ivanov, I.M., Two-stage microbial leaching of a refractory gold-bearing pyrite ore, *Minerals Engineering*, 1996, 9, 707-713.
- Karavaiko, G.I., Rossi, G., Agate, A.D., Groudev, S.N. and Avakyan, Z.A. (1988). *Biogeotechnology of Metals. Manual*, GKNT International Projects, Moscow.
- Lazer, M.J., Southwood, M.J. and Southwood, A.J. (1986). The release of refractory gold from sulphide minerals during bacterial leaching. In: *Gold 100, Proceedings of the International Conference on Gold*, vol.2, pp. 287-297, SAIMM, Johannesburg.
- Spasova I.I. and Groudev, S.N., Microbial heap leaching of a gold-bearing copper sulphide ore, Paper presented at the X Balkan Mineral Processing Congress, Varna, 15-20 June 2003.
- Van Aswegen, P.C., Godfrey, M. W., Miller, D.M. and Haines, A.K., (1991). Developments and innovations in bacterial oxidation of refractory ores, *Minerals and Metallurgical Processing*, November, 188 – 191.

ИЗСЛЕДВАНЕ НА ВЛИЯНИЕТО НА РАЗТВОРИ ОТ МЕДЕН СУЛФАТ И ВОДНО СЪТЪКЛО ВЪРХУ ЕЛЕКТРОКИНЕТИЧНИЯ ПОТЕНЦИАЛ НА МАГНЕТИТА В ПРИСЪСТВИЕ НА КСАНТОГЕНАТ

Валерия Ковачева-Нинова¹, Александър Стефанов¹

¹Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, E-mail: valia@mgu.bg

РЕЗЮМЕ. Съдържанието на Fe в медния концентрат, получаван при флотацията на медни шлаки е високо и достига 45-48%. Голям относителен процент спрямо желязосъдържащите минерали заема магнетитът. Целта на статията е да изследва повърхностните свойства на магнетита при наличие на Cu^{2+} (съдържащи се в йонния състав на пулпа) и Na_2SiO_3 , без и в присъствие на ксантогенат и установяване на най-подходящите условия за неговата депресия. За целта са направени изследвания на повърхностните явления на магнетита във вода и моделни разтвори от меден сулфат, водно стъкло и ксантогенат с концентрации близки до тези в реалния флотационен пулп. Извършени са замервания на ξ -потенциала на чисти магнетитови минерали в посочените условия, чрез прилагане на измерителния метод- електрофореза. Определени са стойностите и знака на електрокинетичния потенциал на магнетита в изследваните условия в широк диапазон на pH и са направени изводи за състоянието на повърхността му, условията за адсорбция на събирател и образуването на шламови покрития.

Ключови думи: ξ - потенциал, магнетит, медни йони, водно стъкло, ксантогенат.

INVESTIGATION OF THE INFLUENCE OF SOLUTIONS OF SULPHATE AND WATER-GLASS UPON ELECTROKINETIC POTENTIAL OF MAGNETITE IN PRESENCE OF XANTOGENATE

Valeria Kovacheva-Ninova¹, Alexandar Stefanov¹

¹ University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, E-mail: valia@mgu.bg

ABSTRACT. Iron content in copper concentrate obtained during flotation of copper slag is high and reaches 45-48 %. Magnetite has high relative share among iron containing minerals. This work is aimed at investigating magnetite surface properties in presence of Cu^{2+} (in the ionic composition of pulp) and Na_2SiO_3 , without and with presence of xantogenate, as well as finding out the most favourable conditions for its depression. For that purpose, investigation of surface phenomena of magnetite in water and model solutions of copper sulphate, water-glass and xantogenate in concentrations close to those of a real flotation pulp were performed. Measurements of ξ - potential of pure magnetite minerals at the quoted conditions were made by means of electrophoresis method. The values and the sign of the electrokinetic potential of magnetite at the investigated conditions were determined in wide pH range and conclusions were made as to its surface condition, conditions for adsorption of collector and formation of middling slime coverings.

Key words: ξ - potential, magnetite, copper ions, water-glass, xantogenate.

Въведение

При флотацията на медни шлаки, във флотационния пулп голям относителен процент (от 15 до 30 %) спрямо останалите минерали заема магнетитът. Повърхностният слой на магнетитовите частици взаимодейства не само с водата, но и с разтворените в нея компоненти- електролити (специално въведени или образувани в течната фаза на пулпа от частичното разтваряне на минералите) и хетерогенни органични съединения. Това взаимодействие се разглежда като адсорбция на разтворените вещества на граничната повърхност между фазите твърдо-течно. В зависимост от начина на осъществяване, адсорбцията е физическа или химическа. Съществена нейна особеност е образуването на гранична повърхност наречена двоен електрически слой (ДЕС). ДЕС оказва голямо влияние върху омекрянето на минералната повърхност, тъй като образуването на външния му слой се извършва в зоната на разполагане на хидратните слоеве

(Глембоцкий и др., 1961). Енергетичното състояние на граничните слоеве на ДЕС може да се определя индиректно, чрез измерване на електрокинетичния потенциал (ξ - потенциал) възникващ на границата на слоевете на Щерн и Гуи (Fuerstenau and Healy, 1972).

Интерес представляват повърхностните свойства на магнетита в присъствие на Cu^{2+} и водно стъкло- типичен депресор на желязните оксиди (Глембоцкий и Бехтле, 1964), в състава на пулпа при флотация на медни шлаки с ксантогенат. Определянето на знака и стойността на ξ -потенциала на магнетита в моделни разтвори съдържащи Cu^{2+} и водно стъкло дава информация за състоянието на повърхността му, условията на адсорбция на събирател и образуването на шламови покрития. За тази цел е изследван ξ - потенциалът на магнетит (Fe_3O_4) в моделни разтвори от меден сулфат CuSO_4 и Na_2SiO_3 при различни стойности на pH, в и без присъствието на ксантогенат.

Експериментална част

Характеристика на магнетита

Експерименталната работа е извършена с чисти магнетитови октаедрични кристали, поместени в хлоритови шисти от Крумовградско. Отделянето на магнетита е извършено ръчно под бинокулярна лупа. Чистотата на мономинералната проба е дадена в табл. 1.

Таблица 1.

Химичен състав на магнетита.

Показател	Съдържание, %
Fe ₃ O ₄	97,79
Fe	70,76

Примесите Al, Ca, Cr, Mg, Mn, Ti, V в магнетитовите кристали са 2.21 %. Данните показват, че чистотата на магнетита е висока. Съдържанието на Fe по стехиометричната формула на Fe₃O₄ съставлява 72.35 %, а в използваните за изследването кристали е 70.76%.

Необходимата едрина на частиците за измерване на стойностите на ξ -потенциала е под 10 μm . Извършена е подготовка на магнетитовата проба, като тя е стрита в ахатов хапан до едрина 100 % -10+0 μm .

Използвани реагенти и апаратура

За подготовката на моделния разтвор от меден сулфат с подходяща концентрация на медни йони е измерено реалното съдържание на Cu²⁺ и SO₄²⁻ във воден извлек на смяна медна шлака от ОФ "Кумерио-Мед"- гр. Пирдоп. Съдържанието на медните и сулфатните йони е определено, чрез AES по метода ISP и дадено в табл. 2.

Таблица 2.

Съдържание на Cu²⁺ и SO₄²⁻ във воден извлек на смяна медна шлака.

Показатели	Съдържание, mg/l
Cu ²⁺	35.34
SO ₄ ²⁻	264

За изследване стойностите на ξ -потенциала на магнетита в разтвори съдържащи Cu²⁺, Na₂SiO₃ и ксантогенат са използвани следните реагенти:

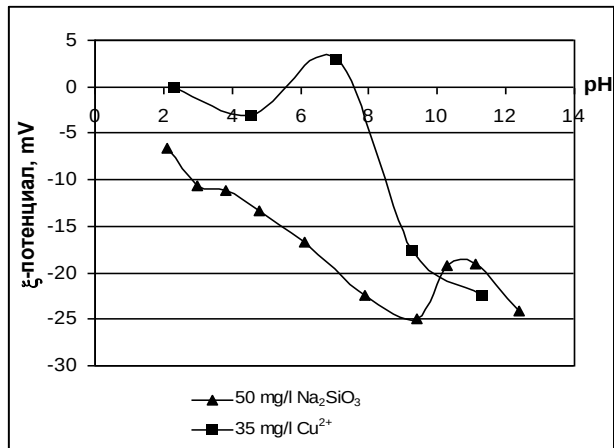
- CuSO₄.5H₂O в концентрация 137.5 mg/l (съдържание на Cu²⁺ 35 mg/l);
- Na₂SiO₃ със силикатен модул 2.9 в концентрации 25, 50, 100, 150 и 200 mg/l;
- калиев изобутилов ксантогенат (C₄H₉OCS₂K) в концентрация 100 mg/l.

Като регулатори на pH на разтворите са използвани сярна киселина (H₂SO₄) и натриева основа (NaOH).

Измерването на ξ -потенциала на магнетита в изследваните моделни разтвори се извършва по метода електрофореза с помощта на Zetasizer-Nano метър PTS 1060 на фирмата Malvern, а на pH на разтворите с pH – метър Jenway 3305.

Получени резултати

Интерес представлява поведението на частици, образували се в разтвори на меден сулфат и водно стъкло, при различни стойности на pH. Промените в електрокинетичния им потенциал в разтвори от 137.5 mg/l CuSO₄.5H₂O и 50 mg/l Na₂SiO₃ в зависимост от pH са показани на фиг.1.



Фиг.1. Електрокинетичен потенциал на частици в разтвори на CuSO₄ и Na₂SiO₃ в зависимост от pH.

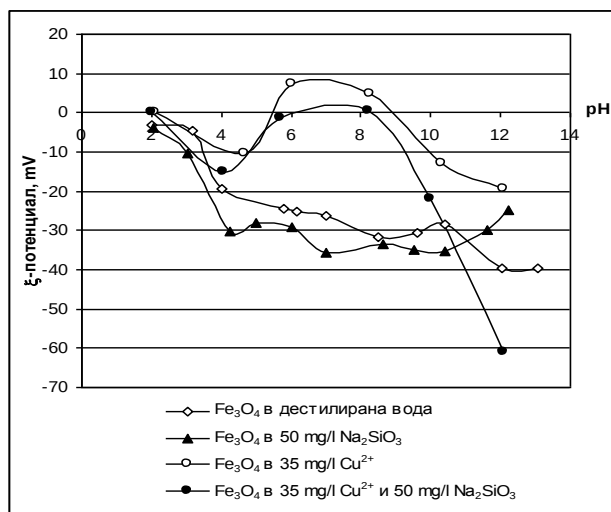
Медта в разтвори от меден сулфат при pH около 2 се намира в йонно състояние. При pH на разтвора над 3.0 започва утаяването ѝ с образуване на основната сол CuSO₄.2Cu(OH)₂. В диапазона на pH от 3.0 до 4.5, частиците имат ниска отрицателна стойност на ξ -потенциала до -3.1mV. При pH от 4.5 до 8.0 медта се утаява под формата на Cu(OH)₂, като при pH 5.5 и 7.5 се наблюдава презареждане на повърхността на образуваните частици с преход през две изоелектрически точки в които ξ -потенциалът е нула. В посочения диапазон на pH се достига положителна стойност на ξ -потенциала от+3.0 mV при pH 7.0. С увеличаване pH на разтвора над 8.0, ξ -потенциалът на частиците Cu(OH)₂ рязко нараства в отрицателните стойности до -22.5 mV при pH=11.5.

Разтворите от водно стъкло представляват сложна смес от лесно хидролизирани соли на силициевата киселина. Съставът и дисперсността на частиците в тях зависи от концентрацията на разтворите и от pH на средата. Дисперсността на частиците нараства с повишаване pH на разтворите (Абрамов, 1993). При обработка на водното стъкло с киселини се получава т.нар. "активирано водно стъкло", съдържащо значително количество суспендирани във водата частици силициева киселина. В кисела среда, разтворите съдържат хидратирани частици силициева киселина. С увеличаване на pH, молекулите силициева киселина полимеризират и достигат размерите на колоидни частици. В основна среда, силициевата киселина образува отрицателно заредени частици в резултат на висок афинитет на силиция към кислорода (Хан и др., 1986), а при много високи стойности на pH, разтворите могат да съдържат прости йони. Измерената стойност на ξ -потенциала на частиците в 50 mg/l разтвор на Na₂SiO₃ с pH 10.3 е -19.3 mV. В изследвания диапазон на pH на разтвора, ξ -потенциалът е отрицателен и нараства с повишаване на pH на разтвора.

От фиг.1 се вижда, че при pH 2.1 ξ -потенциалът на частиците силициева киселина е -6,7 mV и с повишаване pH на разтвора достига до -25 mV при pH 9.4.

Стойностите на ξ -потенциала на частиците в двата типа разтвори показват, че с нарастване на pH на средата нараства дебелината на дифузната част на ДЕС и на хидратираността на частиците.

Измененията на електрокинетичния потенциал на магнетита в дестилирана вода и в разтвори на CuSO_4 и Na_2SiO_3 , при различни стойности на pH, са дадени на фиг.2.



Фиг.2. Електрокинетичен потенциал на магнетита в дестилирана вода и разтвори на CuSO_4 и Na_2SiO_3 , в зависимост от pH.

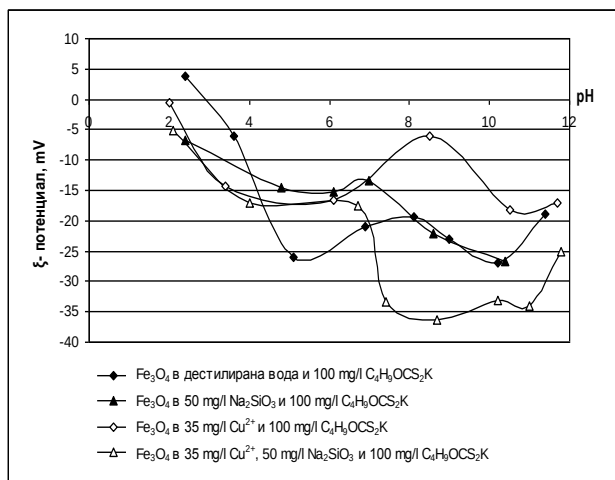
Магнетитовите частици в дестилирана вода с pH=6.0 имат отрицателна стойност на ξ -потенциала, $\xi = -24.5$ mV. Добавянето на H_2SO_4 или NaOH , за достигане на различни стойности на pH на средата, води до значително изменение в стойностите му. Електрокинетичният потенциал на магнетита в дестилирана вода при различно pH, запазва отрицателния си знак и нараства от -3.3 mV при pH 2.0 до -40.0 mV при pH 12.0-13.0. С повишаване на концентрацията на H^+ във водата се увеличава преходът им от дифузия към външния слой на ДЕС, при което отрицателната стойност на ξ -потенциала на магнетита намалява. Добавянето на H_2SO_4 води до намаляване дебелината на дифузия слой на ДЕС на магнетита, при което хидратираността на повърхността му би трябвало да намалява. С повишаване на концентрацията на OH^- във водата се повишава отрицателната стойност на ξ -потенциала на магнетита. Добавянето на NaOH води до увеличаване на дебелината на дифузия слой, при което би трябвало хидратираността му да нараства. Промените в ξ -потенциала на магнетита показват, че потенциалопределящи йони се явяват както H^+ така и OH^- . Отрицателната стойност на електрокинетичния потенциал се определя в зависимост от количественото им съотношение в разтвора. Нарастването на електроотрицателността на ξ -потенциала на магнетита с повишаване на pH на средата указва за засилване на депресиата му в алкална среда.

Магнетитът в разтвор от 50 mg/l Na_2SiO_3 с pH 8,6 има отрицателен ξ -потенциал = -33.4 mV. При различно pH на разтвора, ξ -потенциалът на магнетита запазва отрицателната си стойност и нараства от -3.8 mV при pH 2.0 до -35.5 mV при pH 10.5. От фигурата се вижда, че ξ -потенциалът на магнетита в разтвора от водно стъкло е в по-голяма степен отрицателен отколкото в дестилирана вода, в границите на pH от 4.0 до 10.5. Увеличаването на отрицателната стойност на ξ -потенциала с повишаване pH на средата над 4.0 говори за усилване на депресиращото действие на водното стъкло върху магнетита с нарастване на алкалността на средата. Вероятно в слабо киселата област на pH на разтвора, водното стъкло във вид на хидрофилни колоидни частици силициева киселина се закрепва молекулярно върху магнетитовите частици, а в алкалната- концентрацията на полийоните и простите силикатни йони нараства и формата на закрепване на водното стъкло върху магнетита е йонна.

Магнетитът в разтвор от 137.5 mg/l $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ с pH 4.6 има отрицателен ξ -потенциал = -10.3 mV. В разтвора се наблюдава съществена промяна в повърхностните свойства на магнетита в изследвания диапазон на pH. В силно кисела среда (pH= 2.1, с добавяне на H_2SO_4) ξ -потенциалът на магнетита е +0.3 mV. С нарастване на pH на разтвора се увеличава отрицателната му стойност до посочената при pH 4.6, след което при pH 5.5 потенциалът преминава през изоелектрическа точка, знакът му се променя и стойността му достига до +7.4 mV при pH 6.0. Наблюдава се второ презареждане на повърхността на магнетитовите частици с преминаване отново през изоелектрическа точка при pH около 9.0 и достигане на отрицателна стойност на ξ -потенциала -19.3 mV при pH 12.1. В диапазона на pH от 5.5 до 9.0, магнетитът има положително заредена повърхност, т.е. знакът на ξ -потенциала се променя и се осъществява химическа адсорбция на Cu^{2+} с магнетитовата повърхност.

Солите на поливалентните метали влияят върху действието на водното стъкло. В тези случаи, върху повърхността на минералите се сорбират както йони на тежките метали, така и силикатни йони и съединения на поливалентния метал със силиката. В разтвор от 137.5 mg/l $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ и 50 mg/l Na_2SiO_3 с pH 5.7 магнетитът има ξ -потенциал = -1.24 mV. В силно кисела среда (pH=2.0) ξ -потенциалът на частиците е +0.015 mV, т.е. състоянието на магнетита в разтвора е почти изоелектрично. С нарастване на pH на разтвора до pH 4.0 се увеличава отрицателната стойност на ξ -потенциал до -15.0 mV, след което стойността му намалява и в диапазона от 6.0 до 8.3 електрокинетичният потенциал е близо до нулата. При pH над 8.3 се наблюдава рязко повишаване на отрицателната стойност на ξ -потенциала на магнетита и при pH 12.0 е -61.5 mV. Високите отрицателни стойности на електрокинетичния потенциал, в силно алкалната област на разтвора (pH>10.5), указват вероятно за засилване на депресиращото действие на водното стъкло в присъствие на Cu^{2+} . Явлението може да бъде обяснено с адсорбцията на Cu^{2+} върху повърхността на магнетита във вид на медни силикати.

Електрокинетичните потенциали на магнетита в дестилирана вода и в разтвори на CuSO_4 и Na_2SiO_3 в присъствие на събирател, при различни стойности на pH, са дадени на фиг.3.



Фиг.3 Електрокинетичен потенциал на магнетита в зависимост от pH на дестилирана вода и разтвори на CuSO_4 и Na_2SiO_3 и в присъствие на ксантогенат.

Магнетитът в разтвор от дестилирана вода и 100 mg/l калиев изобутилов ксантогенат ($\text{C}_4\text{H}_9\text{OCS}_2\text{K}$) с pH=6.0 има отрицателна стойност на ξ -потенциала, $\xi = -20.9$ mV. Наблюдава се различие между повърхностните свойства на магнетита в дестилирана вода при различно pH, без и в присъствие на ксантогенат, фиг.2 и 3. Известно е, че в кисела среда ксантогенатът хидролизира с образуване на неустойчивата ксантогенатова киселина, а при pH<4 се разлага до съставните си вещества- спирт, основа и серовъглерод и няма събирателни свойства. В силно кисела среда с pH 2.4, ξ -потенциалът на частиците в присъствие на ксантогенат е положителен, със стойност +3.89 mV. При pH~ 3.0, ξ -потенциалът преминава през изоелектрическа точка, а при pH 3.6 заема вече отрицателна стойност от -6.0 mV. С нарастване на pH на разтвора се увеличава и отрицателната стойност на ξ -потенциала, като максимални отрицателни стойности електрокинетичният потенциал има при pH 5.1 и pH 10.2 съответно -26.0 и -27.0 mV. Разбираемо е, че отрицателният заряд на ξ -потенциала не благоприятства за закрепването на анионен събирател какъвто е ксантогенатът. Но, сравнението между кривите на магнетита в дестилирана вода от фиг. 2 и 3 показва, че присъствието на ксантогенат във водата намалява отрицателната стойност на ξ -потенциала, при едни и същи алкални стойности на pH. Например, ξ -потенциалът на магнетита в дестилирана вода при pH 8.4 е -31.6 mV, а в присъствие на ксантогенат при pH 8.2 е -19.3 mV. Очевидно в широк диапазон на pH от ~5.5 до ~11.5 върху повърхността на магнетита се образува железен ксантогенат. При pH близко до неутралните стойности, частичната хемосорбция на изобутиливия ксантогенат вероятно е най-голяма, тъй като стойностите на ξ -потенциала са най-малки от ~ -20.0 mV.

Електрокинетичният потенциал на магнетита в разтвор от 50 mg/l Na_2SiO_3 и 100 mg/l $\text{C}_4\text{H}_9\text{OCS}_2\text{K}$ с pH 10.4 е отрицателен със стойност -26.7 mV. Сравнението на кривите на ξ -потенциала на магнетита в разтвор от водно

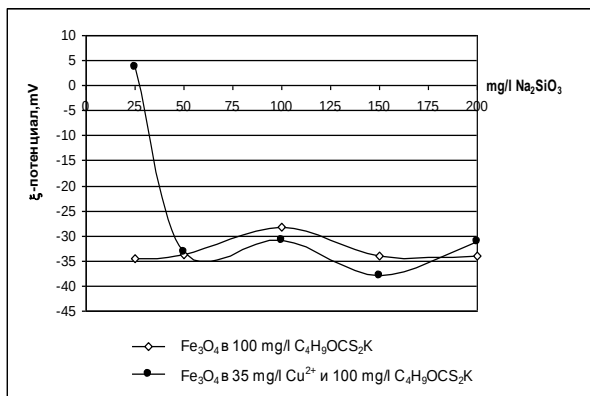
стъкло от фиг. 2 и 3 показва, че ксантогенатът намалява отрицателната му стойност при едни и същи стойности на pH. Диапазонът на pH в който може да се очаква частично колекторно действие на събирателя е от слабокисело до слабо основно pH. Очевидно, при pH от ~4.5 до ~8.0 ξ -потенциалът е най-малко отрицателен, от -13.3 mV до -15.3 mV, при което сорбцията на събирател би трябвало да е най-висока.

Интересно е поведението на магнетита в разтвор от меден сулфат и ксантогенат. Дзета-потенциалът на магнетита в разтвор от 137.5 mg/l $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ и 100 mg/l $\text{C}_4\text{H}_9\text{OCS}_2\text{K}$ с pH 6.1 е -16.5 mV. Ионите на двувалентната мед окисляват ксантогената. Във водни разтвори те образуват утайка от меден ксантогенат, която веднага преминава в жълта утайка на едновалентна мед и диксантогенид по реакцията: $2(\text{ROCS}_2)_2\text{Cu} \rightarrow (\text{ROCS}_2)_2 + 2\text{ROCS}_2\text{Cu}$. В слабо кисела среда ксантогенатите образуват със солите на медта комплексни соли, малко разтворими във вода. От фиг.3 се вижда, че в диапазона на pH от 3.5 до 6.0 ξ -потенциалът на магнетита се колебае от -14.2 mV до -16.5 mV. При pH 8.5 стойността на потенциала намалява до -5.9 mV и вероятно се осъществява физическа сорбция на меден ксантогенат и диксантогенид върху повърхността на магнетитовите частици. В този диапазон на pH от слабо алкална до алкална среда е възможно повишаване на флотационната активност на магнетита.

Магнетитът в разтвор от 137.5 mg/l $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, 50 mg/l Na_2SiO_3 и 100 mg/l $\text{C}_4\text{H}_9\text{OCS}_2\text{K}$ с pH 10.2 има отрицателна стойност от -33.2 mV. С нарастване на pH на разтвора над ~6.5 рязко се увеличава отрицателната стойност на ξ -потенциала, фиг.3. Високите отрицателни стойности на ξ -потенциала в диапазона на pH от 7.0 до 11.0 говорят, че водното стъкло действа депресиращо върху магнетита и в присъствие на медни йони. Депресията на магнетита вероятно е следствие от изместване на събирателя от водното стъкло и медните силикати и предотвратяване на по-нататъшното му закрепване.

Повърхностните свойства на магнетита в разтвори от ксантогенат и меден сулфат с ксантогенат, при различни концентрации на водно стъкло са показани на фиг.4.

Магнетитът в разтвор от 100 mg/l $\text{C}_4\text{H}_9\text{OCS}_2\text{K}$ има ξ -потенциал=-20.9 mV. От фигурата се вижда, че добавянето на водно стъкло дори и при малки разходи понижава ξ -потенциалът на частиците в присъствие на ксантогенат. Дори и при концентрации 25 mg/l, водното стъкло ще депресираща магнетита. Електрокинетичният потенциал на магнетита в разтвор от 137.5 mg/l $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ и 100 mg/l $\text{C}_4\text{H}_9\text{OCS}_2\text{K}$ е -16.5 mV. В присъствие на медни йони стойността и знакът на ξ -потенциала на магнетита се променя до +4.0 mV, при ниски разходи от 25 mg/l Na_2SiO_3 . С повишаване концентрацията на Na_2SiO_3 над 50 mg/l рязко нараства електроотрицателността на ξ -потенциала и се колебае от -31.0 до -38.0 mV. Депресиращото действие на водното стъкло би трябвало да се прояви при концентрации над 50 mg/l, в присъствие на Cu^{2+} .



Фиг.4 Електрокинетичен потенциал на магнетита в разтвори от ксантогенат и меден сулфат с ксантогенат, при различни концентрации на водно стъкло.

Заклучение

От направените изследвания на повърхностните свойства на магнетита във вода и моделни разтвори от меден сулфат, водно стъкло и ксантогенат с концентрации близки до тези в реалния флотационен пулп, могат да се направят следните изводи:

- електрокинетичният потенциал на магнетита във вода е отрицателен и стойността му нараства с нарастване алкалността на средата, т.е. се засилва депресията на магнетита;
- водното стъкло увеличава отрицателността на ξ -потенциала на магнетита в широк диапазон на pH и може да се използва, като ефективен депресор. Изследванията показват, че Na_2SiO_3 проявява депресиращото си действие при pH над 4.0;
- намаляването на отрицателността на ξ -потенциала на магнетита в диапазона на pH от 5.5. до 11.5 в присъствие на ксантогенат показва, че върху повърхността на магнетита се образува железен ксантогенат и е възможно осъществяване на флотация на магнетита;
- в присъствие на ксантогенат, наличието на Cu^{2+} в разтвора намалява в още по-голяма степен отрицателността на ξ -потенциала на магнетита в

слабоалкално до алкално pH. В този диапазон на pH е възможно повишаване на флотационната активност на магнетита;

- в неутрално до алкално pH, водното стъкло действа депресиращо върху магнетита в присъствие на ксантогенат и наличие на Cu^{2+} в разтвора. В този диапазон ξ -потенциалът на магнетита е с високи стойности и отрицателен знак;
- в присъствие на ксантогенат, водното стъкло дори и при малки концентрации до 25 mg/l действа депресиращо върху магнетита. При наличие на Cu^{2+} в разтвора, депресиращото действие на Na_2SiO_3 се проявява при по-високи концентрации- над 50 mg/l.

Направените изследвания показват, че Na_2SiO_3 успешно може да бъде използван като депресор на железосъдържащите минерали, при флотацията на медни шлаки с ксантогенат. Интерес представлява установяването на влиянието и на други поливалентни йони, като Mg^{2+} , Ca^{2+} и Zn^{2+} съдържащи се във флотационния пулп върху депресиращото действие на Na_2SiO_3 . Изследванията трябва да продължат в тази посока, както и потвърждаване на получените резултати с извършване на флотационни опити с чисти минерали.

Литература

- Глембоцкий, В. А., Г. А. Бехтле. 1964. *Флотация железных руд*. М., Недра, 26-60 с.
- Глембоцкий, В. А., В. И. Классен, И. Н. Пласин. 1961. *Флотация*, М., Госуд. Научно-техн. изд. литературы по горному делу, 30 с.
- Fuerstenau, D. W., T. W. Healy. 1972. *Adsorptive bubble separation techniques- Principles of mineral flotation*. Academic Press. (Ed. Lemlich R.). New York-London, 91-131 p.
- Хан, Г.А., Л. И. Габриелова, Н. С. Власова. 1986. *Флотационные реагенты и их применение*. М., Недра, 135 с.
- Абрамов, А. А. 1993. *Флотационные методы обогащения*. М., Недра, 187 с.

НОВА ТЕХНОЛОГИЯ ЗА РАЗДЕЛЯНЕ НА КВАРЦ-КАОЛИНОВА СУРОВИНА, УВЕЛИЧАВАЩА ИЗВЛЕКАЕМОСТТА НА ПРОДУКТИТЕ

М. Н. Маринов, А. М. Вълчев

КАОЛИН АД, ул. Дъбрава 8, 7038 Сеново, Русе, e-mail: office@kaolin.bg

РЕЗЮМЕ. Години наред разделянето на кварц-каолинова суровина се осъществява чрез спирални класификатори и последващи пресявания за класиране на кварцовите пясъци чрез барабани сита използващи метални ситови повърхности, или хидрокласификатори с контролно сеене за гарантиране на продукта. Това е нискоефективно, изискващо огромни производствени площи и е свързано с големи производствени разходи, основно на ел. енергия и консумативи за пресяване.

КАОЛИН АД е първата минна компания за добив и преработка на индустриални минерали в световен мащаб, внедрила в обогатителните си фабрики а именно във „ФАБРИКА ВЕТОВО“ безотпадна технология използваща за първи път уретанови сита комплектовани в едно сито от 5 палуби патент на Derrick Corporation за сепарация на кварц - каолинова суровина. Тази технология е с реални отлично пресяващи способности като сепарация по едрина на частиците и на практика разделя, класира и гарантира кварцовите пясъци като зърнометрия.

Ние от **КАОЛИН АД** комбинирахме ситови повърхности развити от Derrick Corporation с инженеринг от AKW - Apparate + Verfahren за да получим повишаване на ефективността, подобряване процеса на разделяне на кварц-каолинова суровина и повишаване извлекателността на продуктите до получаване на безотпадна технология, замествайки редица процеси и операции използвани досега.

Голяма полза от тази статия може да се извлече по отношение на: увеличаване на производителността, намаляване на експлоатационните разходи, повишаване качеството и повишаване на извличането и гарантиране на зърнометриите на пясъците.

Целта на статията се състои в това, че обяснява тези технологии заедно с подsigуряване на примери, къде могат да допринесат икономическа изгода. Тези данни заедно с целите на производството, като намаляване разхода на електроенергия, повишаване извлекателността, получаване на специфичната едрина на крайния продукт се използват, за да се определи накъде в технологичната карта е пътят в преработката на индустриални минерали за в бъдеще.

NEW TECHNOLOGY FOR SEPARATION OF QUARTZ-KAOLINITIC RAW MATERIAL INCREASING THE RECOVERABILITY OF PRODUCTS

Marinov M. N., Valchev A. M.

KAOLIN AD, 8 Dabrava Str., 7038 Senovo, Rousse, e-mail: office@kaolin.bg

ABSTRACT. For many years, the quartz-kaolinitic raw material separation has been performed by spiral classifiers and subsequent screenings to classify silica sands via drum sieves using metal screen surfaces or control screening hydro-classifiers in order to guarantee the product required. This is a process of low efficiency, demanding vast production areas, related to high manufacturing costs, mainly due to electric energy and screening consumables.

KAOLIN AD is the first company in the world for mining and processing industrial minerals which has introduced a waste-free technology, first utilizing urethane screens, completed within 5-deck screen at its processing plant, namely 'VETOV' PLANT, a patent of Derrick Corporation, for separation of quartz-kaolinitic raw material. This technology is featured by genuine, perfectly screening abilities in particle size separation, and it practically separates, classifies and guarantees silica sands as a granulometry.

We, **KAOLIN AD**, have combined the screen surfaces developed by Derrick Corporation with the AKW Apparate + Verfahren's engineering in order to facilitate and improve the process of separation of quartz-kaolinitic raw material and increase the product recoverability until a waste-free technology has been obtained, thus replacing a series of processes and operations used so far.

A great benefit can be derived from this article in relation to: capacity increase, production costs reduction, improvement of quality and recovery and guaranteeing sands' particles size distribution.

The aim of this article is to explain these technologies along with supporting examples where they can make for benefit. This data are used together with the production targets, such as reduction of energy consumption, recovery increase and specific size of the final product to fix the way on the technological map which the industrial mineral processing should follow in future.

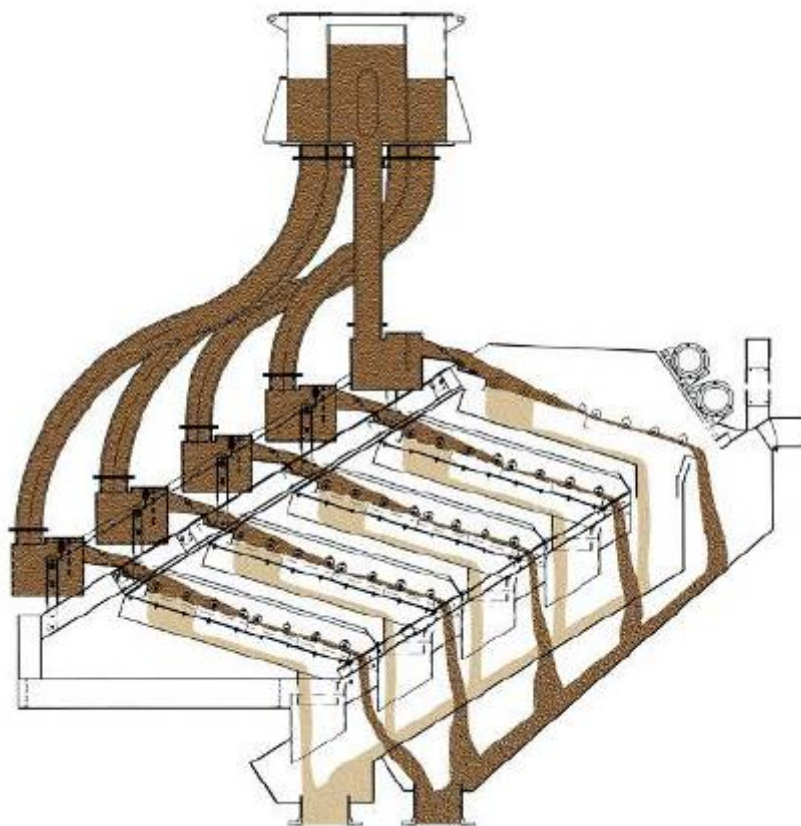
Технология

Това, което се явява наистина уникално за тази технология е използването на сита **/Stack Sizer/**, които досега са използвани в подготвителни процеси при обогатяване на желязна руда. Тази уретановата повърхност на ситото е способна да поддържа висок процент открита площ, дори при най-фините класи. Процентът открита площ е 32 до 45%. Тези високи проценти открита площ, позволяват изключително високи капацитети, които се явяват съпоставими с мощностите

получени, използвайки телена мрежа от неръждаема стомана. При комбиниране на Stack Sizer и патентованите технологии за ситови повърхности, се постига изключително икономична алтернатива на сега използваните класификатори и пресевни уреди. Принципет на работа е, че водата (заедно с високочестотните вибрационни сили) осигурява преминаването на твърдите частици през повърхността на ситото.

Фактор, увеличаващ капацитета и ефективността на стека е линейното вибриращо движение. Линейните вибрационни сили също помагат механически да се премества от ситото материала с по-голям размер. Това преместване позволява да се освободи по-ефективна

площ на пресяване. Важно е да се отбележи, че разхода на енергия за петте класиращи улея е достатъчно нисък. Свободната вода върху ситовата повърхност е необходима, за да се осигури ефективно класиране.



Фиг. 1. Общ вид на Stack Sizer

Пресяването по едрина осигурява точното разделяне по размер в зависимост от потребностите на технологията или се осигурява точна класификация, за да се подобри работата на останалото оборудване в процеса, в случая хидроциклонирание или в други процеси като утаечни машини, гравитационни винтови улеи, флотационни машини.

Хидроциклоните правят сепарация базирана, както на размера на частиците, така и на тяхното относително тегло. Това създава проблеми, където различията в относителното тегло на желаните минерали са значителни или много близки. Частиците едрозърнести каолини поради високото си относително тегло се групират в долният поток на хидроциклона и обратно фините частици кварцови пясъци са с ниско относително тегло и се групират в слива като е налице недостатъчно чисто разделяне.

С комбинирането на уретанови сита /Stack Sizer/ и хидроциклонирание с циклони Akavortex на AKW A+V постигаме:

Характеристики и ползи

- високо-ефикасно мокро пресяване
- минимална поддръжка
- чисто разделяне /намаляване на увличането на

нежелана фракция в желаната в съпътстващите процеси/ на кварцовите пясъци от каолиновите фракций

- сепарация по едрина на пясъците
- гарантиране на зърнометриите на получените кварцови пясъци
- улесняване разделянето в хидроциклоните
- увеличаване на добивите на пясъци
- улесняване и увеличаване извлекаемостта на каолините
- липса на отпадък
- 18-20% увеличение на промитата суровина, като са запазени качествените показатели на произвежданите кварцови пясъци и каолини.
- безотпадно производство – шламовете /кварц/ подавани досега за депониране са извлечени и са готов продукт за развиващият се пазар на сухи смеси и лепила
- намаляване себестойността на тон готова продукция
- намаляване до 3 пъти на разходите за гарантиране на кварцовият пясък за флоат стъкло

Важно е да се знае, че ситата ще направят сепарацията единствено по едрина, докато хидроциклоните правят сепарация и по едрина и по тегло. Когато се използват

поединично хидроциклоните ще направят неефективно разделяне, докато в комбинация с подходящите сита правят високо ефективно разделяне с възможно минимално увличане.

Може би по-интересно от обикновеното разделяне на материала по едрина, е когато пресяващите технологии Derrick са използвани за прецизно разделяне на материала подаван към спомагателните части на оборудването от типа на хидроциклонирание или в други процеси като гравитационните концентратори и флотационните машини. В тези случаи ситата се използват, за да може другото-последващо оборудване да работи по-ефективно.

В **КАОЛИН АД** – фабрика „ВЕТОВО“ бе внедрена нова технология съчетаваща точно тези съоръжения и схеми, позволяващи максимално извличане на каолиновите фракции и добиване на пясъци. В проект на внедряване са още три фабрики на фирмата за добив на индустриални минерали, с които **КАОЛИН АД** ще се позиционира в най-горния сегмент на добивните фирми в световен мащаб използващи първи тази технология.

До внедряването на Стек сайзери, във фабрика „ВЕТОВО“ бе използвана стара-класическа технология на

мокро обогатяване, съчетаваща:

- първична груба сепарация чрез спирални класификатори за разделяне на кварцовите пясъци от каолините и последващи хидроциклонирания за фина очистка на каолина от свободен кварц.
- пясъците са разделени и класирани от хоризонтални и вертикални хидрокласификатори комбинирани с барабанни сита.

Тази технология е не достатъчно ефективна и средно продуктивна, изискваща голямо обслужване и разходи. С тази схема на работа фабриката е гинерирала 18 – 22 % отпадък. Като отпадъка представлява 70% стъklarски пясъци и 20% каолини. Това са големи загуби на продукция и финансови средства за депонирането и.

При новата технология спиралните класификатори /20 бр./ и вертикалния хидрокласификатор /1 бр./ са заменени със Стек Сайзер /2 бр./ и хидроциклони /2 бр./

Частта за сепарация и класификация на кварцови пясъци на новата технологичната линия е показана на Схема №1.

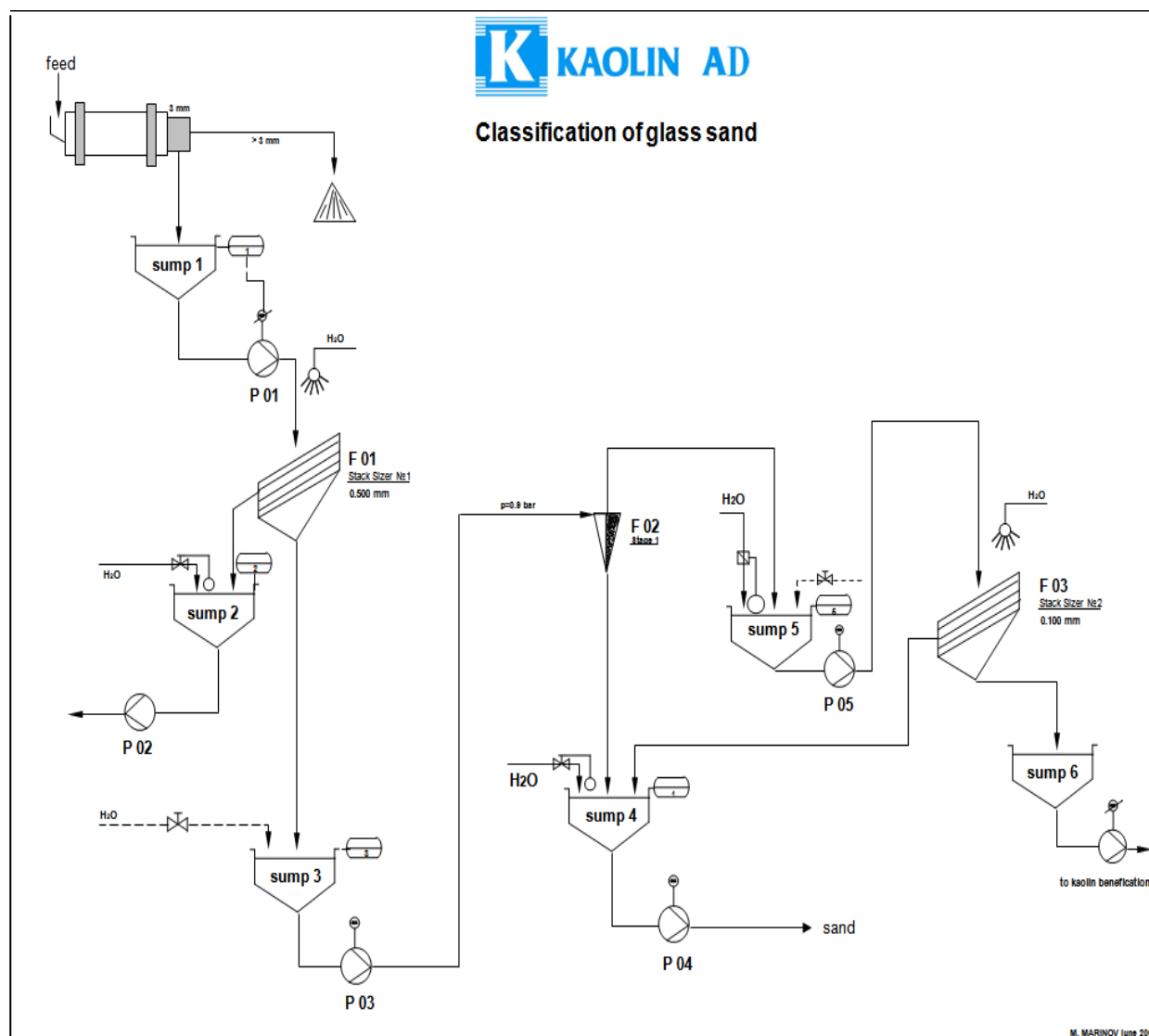
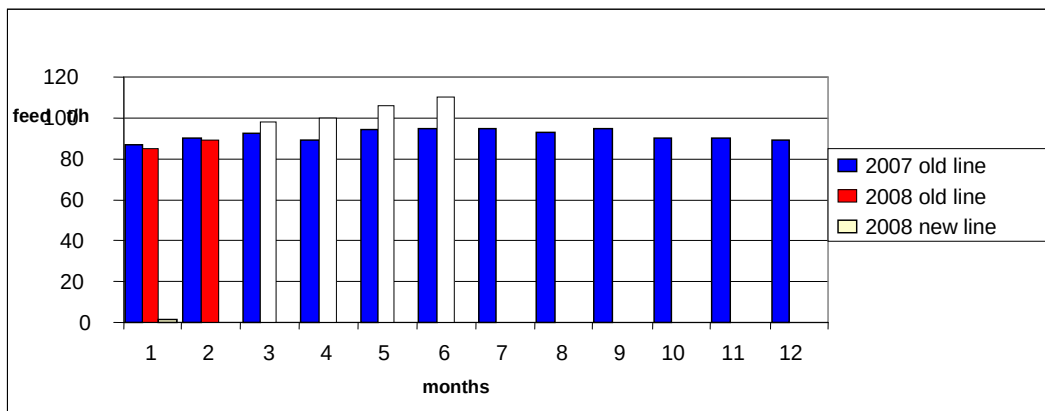


Схема №1. Нова технологична линия класификация стъklarски пясъци

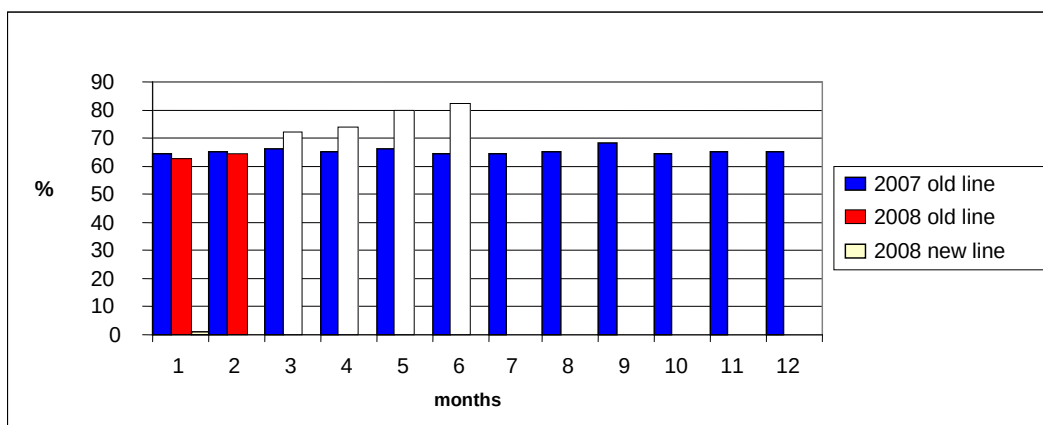
Преимущество на новата технология е още много малкото нужно място /3 – 4 пъти по-малко/ за разположение на Стекове, зумпфове, помпи и циклони в сравнение със мястото необходимо за монтажа на спирални класификатори и моносайзери. Това от своя страна води до ниски първоначални инвестиции за сграда, фундаменти и т.н. при строителство на „зелено“.

Новата технологията позволява също увеличаване захранването на вход суровина в порядъка на 100-120 t/h. В сравнение с досегашните 90 t/h това води до увеличаване на произвежданите готови продукти, намаляване на себестойността им, голяма гъвкавост и стабилност на производството.

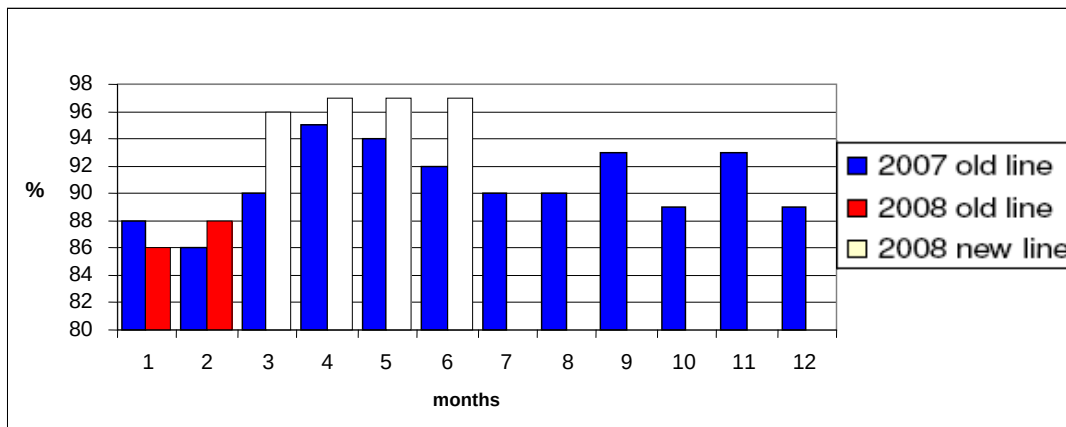
КАОЛИН АД – фабрика „ВЕТОВО“ стартира работа с нова линия от месец март 2008 г.



Графика №1 Количество подавана суровина за преработка



Графика №2 Процентен добив на пясъци от суровина при работа със старата 2007г. и нова линия 2008г



Графика №3 Процентно извличане на каолин при работа със старата 2007г. и нова линия 2008г.

Тази линия позволява работа със кварц-каолинова суровина с високо съдържание на глинеста фракция-каолини, от порядъка на 25 -35% без това да се отрази на качеството на готовите продукти /кварцови пясъци/. Високото съдържание на глина довежда да затруднено покриване на качествените показатели на кварцовите пясъци т.е. наличие на глина в крайния продукт от кв. пясък. При вторичните кварц-каолинови находища този процент се движи от 16 – 35%, като случаите на съдържание > 25% са рядкост.

С прилагането на Stack Sizer с отвори на уретановото сито 500 и 100 µm и хидроциклони Akavortex във фабрика „ВЕТОВО“ - **КАОЛИН АД**, чрез новата линия и някои структурни модификации производителността на крайния продукт кварцов пясък за флоат стъкло ще нарасне от 0.2 млн.т./год. до 0.4 млн.т./год. Капацитета на промита суровина ще нарасне от 0.7 млн.т./год. до 0.85 млн.т./год. Тези данни са прогнозни като изводите за тях са на база четиримесечната работа на линията.

Както е видно от **Графика №2** добива на кварцови пясъци се е увеличил с 10 – 12 % при работа с нова технология , достигайки завидните допреди година 82% добив на кварцов пясък.

Графика №3 показва около 2-5 % увеличение на извлекемостта на каолините, достигайки до почти

безотпадна технология - /96 – 97% извлекемост/.

Недостатъци на нова технологична линия:

- Основният недостатък е увеличеното работно количество /25%/ оборотна и свежа вода за процеса
- необходимост от големи площи за утаяване и избистряне на оборотна вода
- наличие на шум и вибраций в сепарационна зала
- необходимост от нови помпи за вода
- получаване на ограничен брой марки кварцови пясъци

Заклучение

Тази технология позволява увеличаване капацитета на производството и увеличаване извлекемостта на продуктите.

Много важно е да се знае ,че качествените показатели на крайните готови продукти се покриват изцяло.

КАОЛИН АД лидер в производството на индустриални минерали, и за напред ще инвестира сериозен финансов ресурс в развитието на нови сепарационни решения и технологии.

Препоръчана за публикуване от
Редакционен съвет

ФОРМИ НА ПРИСЪСТВИЕ НА SiO_2 В ПРОДУКТИТЕ ОТ ЦИНКОВА ФЛОТАЦИЯ В ОБОГАТИТЕЛНА ФАБРИКА "ЕРМА РЕКА", ЗЛАТОГРАД

Маргарита Василева, Ирена Григорова, Иван Нишков

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", София 1700; marvas@mgu.bg; iniskov@gmail.com

РЕЗЮМЕ. Проведени са зърнометрични и химични анализи и минераложки изследвания на продукти от цикъла на цинкова флотация. Извършените изследвания показват наличието на голямо количество срастъци на кварц със сулфиди, в едрите фракции на концентратите и сравнително ниската ефективност на използвания реагент депресор за кварц. Установено е, че кварцът присъства предимно в свободна форма (> 60 - 80%) във фините фракции на изследваните продукти. Неговото количествено съдържание може да бъде значително намалено, с използването на подходящи реагенти – депресори, с оглед получаването на концентрати с необходимите показатели.

FORMS OF SiO_2 PRESENCE IN THE PRODUCTS OF ZINC FLOTATION IN THE "ERMA REKA" DRESSING PLANT, ZLATOGRAD

Margarita Vassileva, Irena Grigorova, Ivan Nishkov

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia; marvas@mgu.bg; iniskov@gmail.com

ABSTRACT. Granulometric, chemical and mineralogical analyses of the products of zinc flotation has been performed. The presence of significant amount of intergrowths of quartz with sulphides in the coarse fractions of the concentrates and relatively low efficiency of the reagent depressant used has been demonstrated. It has been established that quartz is present mainly as free particles (>60-80%) in the fine fractions of the studied products. Its content could be significantly reduced by using appropriate reagent depressant with the aim to obtain concentrates with desired properties.

Въведение

В обогатителната фабрика „Ерма река,” Родопи Еко Проджектс ООД, г. Златоград, се преработват руди от оловно-цинковите находища в Централните Родопи, разположени в южната част на Маданското рудно поле, наричана от някои изследователи Ерморечие (Гаджева, 1978; Гаджева, 1983; Кръстева, Гаджева, 1986; Манев, Игнатовски, 1981).

Оловно-цинковите находища са локализирани сред метаморфитите от Арденската единица (група) и Маданския алохтон – мигматизирани гнайси, анатектити, гнайси, амфиболити, мрамори и др. (Kolkovski and Dobrev, 2000; Кольковски, Добрев, 2007). Орудяванията са представени от два структурно-морфоложки типа – жилни, привързани към разломни структури и хидротермално-метасоматични залежи с лещовидна или неправилна морфология сред мраморите. Разграничени са следните минерални парагенези: кварц-пиритова, полиметална и кварц-карбонатна – в жилните рудни тела и скарнова, железокисна, полиметална и кварц-карбонатна – в метасоматичните рудни тела (Гаджева, 1978; Гаджева, 1983; Кръстева, Гаджева, 1986). Счита се, че по минерален състав и геохимични особености, находищата в Ермореченския участък се различават в известна степен от останалите находища в Маданското рудно поле

(Кольковски, Манев, 1988; Kolkovski and Dobrev, 2000). Основните рудни и нерудни минерали са представени предимно от сулфиди – галенит, сфалерит, пирит, халкопирит и др., а нерудните – от кварц, карбонати, пироксенови скарни (в метасоматичните рудни тела).

При преработването на оловно-цинкови руди в ОФ „Ерма река” се получават следните продукти: оловен концентрат, цинков концентрат, пиритен концентрат и окончателен отпадък. Оловният и цинковият концентрат се изпращат за последваща преработка в металургичните комбинати, а пиритният концентрат и отпадъка се обединяват като окончателен технологичен отпадък, който се складира в отпадъкохранилището. Повишените съдържания на SiO_2 в цинковия концентрат влошават качеството му и създават технологични проблеми при металургичното извличане на цинка.

В настоящата работа се привеждат резултатите от проведените изследвания на продуктите в цикъла на цинковата флотация, с цел установяване и отстраняване на причините за повишените съдържания на SiO_2 в цинковия концентрат, с оглед получаването на концентрати с необходимите качествени показатели.

Материал и методика

В ОФ"Ерма река" флотацията на оловно-цинковите руди се осъществява по колективно-селективна схема, съставена от две основни и две контролни флотации, с четири пречистни операции за оловен цикъл и две основни, две контролни флотации за цинков цикъл. Разделителната флотация включва две контролни, две основни и три пречистни операции (Вълканов и др., 2008). Проведен е мониторинг на продуктите в цикъла на цинкова флотация, включващ периодично опробване, взимане на средна проба, зърнометрични и химични анализи и минераграфски изследвания на средните проби. Периодичното опробване е извършвано в продължение на 2 месеца, като са опробвани 5 броя продукти – оловен стерил, колективен цинково-пиритен концентрат, технологичен цинков концентрат, пиритен концентрат и окончателен отпадък. Зърнометричният мокър анализ е извършен с размер на ситата 0.071 и 0.16 mm. От средната проба на всеки продукт са отделени 3 класи: - + 0.16 mm, - 0.16 + 0.071 mm и - 0.071 mm. Извършени са химични изследвания за определяне съдържанията на Zn, Pb, Fe, SiO₂ в трите класи на изучаваните продукти. Съдържанията на Zn, Pb и Fe са определяни с помощта на рентгенофлуорисцентен анализ в химичната лаборатория на ОФ"Ерма река", Златоград, а тези на SiO₂ - с AES-ICP анализ, в ЦНИЛ "Геохимия", МГУ"Св. Иван Рилски", София.

Изготвени са 18 броя споени в епоксидна смола полирани препарати-брикети на материал от колективен цинково-пиритен концентрат, технологичен цинков концентрат и пиритен концентрат, съответно класи - + 0.16 mm, - 0.16 + 0.071 mm и - 0.071 mm. Проведени са микроскопски изследвания за определяне минералния състав и формите на присъствие на SiO₂ в изучаваните концентрати. Рудната микроскопия е извършена с помощта на поляризационни микроскопи ПОЛАМ Р-311 и NU-2. Поради ограничения обем на настоящата работа, в текста не са включени данните от изследванията на пиритния концентрат.

Резултати и дискусия

Зърнометрични и химични анализи

Осреднените резултати от проведените зърнометрични и химични анализи на колективен цинково-пиритен концентрат и технологичен цинков концентрат са представени в таблица 1. Данните от извършените химични анализи показват, че присъстващият в рудата кварц почти напълно преминава в оловния стерил. В отпадъка от оловната флотация (оловен стерил) се установява наличие на 56.09 % SiO₂. В колективния цинково-пиритен концентрат съдържанието на SiO₂ е многократно по-ниско и достига до 7.4 % (табл. 1), което показва, че първите две операции в цикъла на цинковата флотация са ефективни, по отношение отстраняването на кварца. Недостатъчно ефективни, с оглед отстраняването на кварца, са следващите пет операции в цикъла на цинковата флотация. Съдържанието на SiO₂ е високо в цинково-пиритния и цинков концентрат, особено в по-едриите класи: + 0.16 mm и - 0.16 + 0.071 mm и достига стойности съответно 10.5%, 6.89% и 8.86%, 5.73% (табл.

1). Може да се счита, че пречистните операции са ефективни за фините фракции (- 0.071 mm) на същите концентрати, в които съдържанието на SiO₂ намалява значително до 5.79% и 2.08%.

Микроскопски изследвания

а) Колективен цинково-пиритен концентрат

Основните рудни минерали в препарата, изготвен от фракция + 0.16 mm (обр. 9), са представени от пирит (~ 45-46%) и сфалерит (~ 40-41%). В незначително количество се срещат галенит (~ 1%) и халкопирит (~ 1%). Главният неруден минерал е кварцът (~ 10%). В препарата присъстват и други нерудни минерали – церусит, калцит, пироксенови скарни?, хемиморфит? и др. (~ 1%). Пиритът се наблюдава под формата на свободни частици и срастъци със сфалерит и кварц. В някои от пиритовите фрагменти се установяват фини включения от сфалерит, галенит, кварц или други нерудни минерали. Сфалеритът е под формата на свободни частици и срастъци предимно с кварц (фиг. 1 а), по-рядко с други нерудни минерали и сулфиди. Халкопиритът присъства главно във вид на фини и емулсионни включения в сфалерит (фиг. 1 б). Кварцът се наблюдава преимуществено под формата на срастъци със сфалерит (60-62%), срастъци с пирит и галенит (~ 12%) и във вид на свободни частици (25-26%). Кварц-сфалеритовите агрегати най-често имат неправилна морфология и големина от 120 до 300-350 μm. Срещат се агрегати и с по-големи размери от порядъка на 400-600 μm, съставени от кварц-сфалерит-пирит или кварц-сфалерит-галенит-пирит. По-рядко се установяват отделни сфалеритови индивиди, силно кородирани от финозърнести кварцови агрегати (фиг. 1 б). Наблюдаван е единичен срастък на кварц със сфалерит и пиритин. Свободният кварц образува ъгловати, удължени или с неправилна морфология индивиди, с големина до около 400 μm.

Основните рудни минерали в препарат от фракция - 0.16 + 0.071 mm (обр. 10), са представени от сфалерит (~ 50-51%) и пирит (~ 39-40%). В незначително количество се срещат халкопирит (< 1%) и галенит (< 1%). Главен неруден минерал е кварцът (~ 7%). В препарата се наблюдават и други нерудни минерали – карбонати, пироксенови скарни?, хемиморфит? и др. (~ 1%). Сфалеритът образува ъгловати, удължени или с неправилна морфология свободни частици, срастъци с кварц и много по-рядко – срастъци с пирит, галенит, карбонати. Около 9-10 % от сфалеритовите частици съдържат фини и емулсионни включения от халкопирит. Пиритът се среща предимно в свободна форма. Наблюдавани са единични зърна от галенит, кородирани по периферията от церусит. Кварцът е главният неруден минерал (~ 7%). Преобладаващата част от кварца (~ 70-72%) е под формата на срастъци със сфалерит и по-рядко във вид на срастъци с пирит и галенит (< 2 - 3%). Около 24-25% от кварца присъства в свободна форма. Минералът образува отделни ъгловати фрагменти, ксеноморфни или хипидиоморфни зърна, с големина най-често под 200 μm (фиг. 1 в).

Таблица 1.

Зърнометрични и химични анализи на колективен цинково-пиритен концентрат и технологичен цинков концентрат

Колективен цинково-пиритен концентрат						
Обр. №	Продукт (mm)	Добив (%)	SiO ₂ (%)	Zn (%)	Pb (%)	Fe (%)
9	+0.16	26.79	10.50	25.12	1.32	21.33
10	-0.16+0.071	31.97	6.89	28.39	0.79	21.09
11	-0.071	41.24	5.79	36.80	1.74	15.09
	Всичко	100	7.40	30.98	1.32	18.67
Технологичен цинков концентрат						
18	+0.16	24.02	8.86	43.39	1.43	9.57
19	-0.16+0.071	28.84	5.73	49.83	1.28	7.20
20	-0.071	47.14	2.08	55.68	2.41	5.24
	Всичко	100	4.76	51.04	1.84	6.84

Основните рудни минерали в препарат от *фракция - 0.071 mm* (обр. 11), са сфалерит (~ 60%) и пирит (~ 30%). В незначително количество присъстват галенит (~ 1%) и халкопирит (~ 1%). Кварцът е главният неруден минерал (5 - 6%). Установява се наличие на церусит, калцит или доломит, хемиморфит? и др., в количество до около 1%. Сфалеритът е представен предимно от свободни частици, някои от които съдържат фини и емулсионни включения от халкопирит. По-рядко се срещат срастъци на минерала с кварц, пирит, галенит и др. Пиритът образува ъгловати фрагменти, а на места и идиоморфни кристали. В някои частици се наблюдават включения от сфалерит или кварц. Галенитът асоциира тясно със сфалерит. Образува овални включения в сфалерит или е развит по периферията на сфалеритови индивиди. Кварцът е главният неруден минерал (5-6%). Основната част от кварца е във вид на свободни, самостоятелни зърна (80-82%), а по-малка част присъства под формата на срастъци със сфалерит (18-20%). (фиг. 1 г). Кварцовите зърна са фини, с преобладаващи размери под 30-50 μm (64%), с големина на зърната от порядъка на 50-70 μm (около 34%) и с големина около и над 100 μm (2%). Кварц-сфалеритовите срастъци съставляват около 18-20% от общия кварц. Преобладаващите им размери са до 50-70 μm . Наблюдавани са и единични кварц-пиритови срастъци.

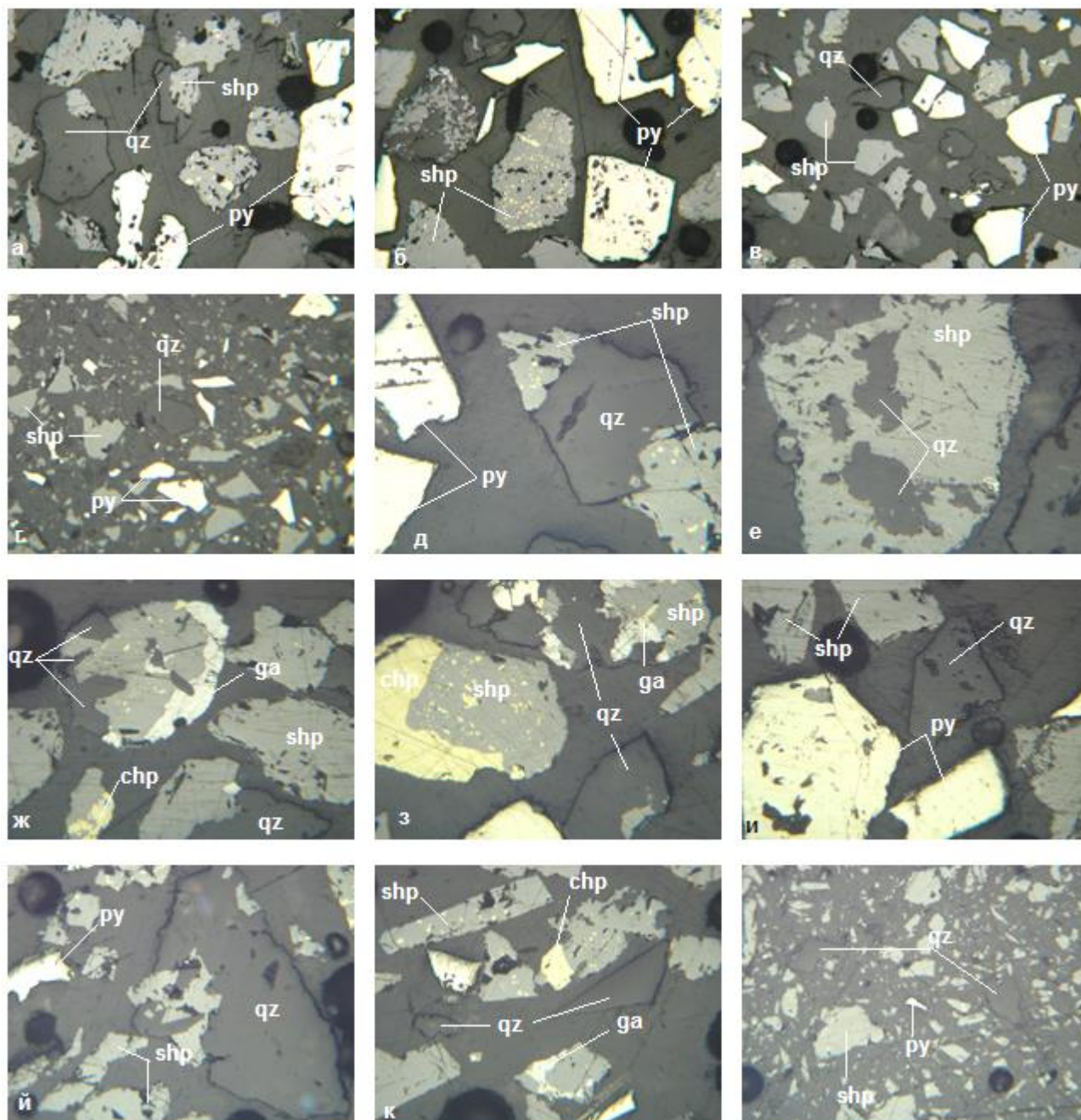
б) Технологичен цинков концентрат

Главните рудни минерали в препарат от *фракция + 0.16 mm* (обр. 18), са представени от сфалерит (~ 70-78%) и пирит (> 10-12%). В незначително количество присъстват галенит (~ 1%) и халкопирит (~ 1%). Кварцът е главният неруден минерал (~ 8%). Установява се и наличие на церусит, калцит или доломит, пироксенови скарни?, хемиморфит? и др. – до 1-2%. Сфалеритът образува свободни частици и срастъци, предимно с кварц (фиг. 1 д, е), по-рядко с други нерудни минерали или сулфиди – галенит, пирит, халкопирит (фиг. 1 ж, з). В част от сфалеритовите фрагменти се наблюдават емулсионни и фини включения от халкопирит, с големина до около 20 μm . Пиритът се наблюдава предимно под формата на свободни частици (фиг. 1 и), като на места се срещат и срастъци със сфалерит и кварц. В някои пиритови индивиди се наблюдават зонално разположени включения от нерудни минерали, вероятно маркиращи зони на растеж. Галенитът асоциира тясно със сфалерит и

обикновено е развит по периферията на сфалеритови индивиди. Наблюдавани са единични галенит-сфалеритови агрегати. Кварцът е главният неруден минерал (~ 8%). Около 75-80% от общия кварц присъства под формата на срастъци със сфалерит, по-рядко с галенит и пирит (фиг. 1 д, е, ж, з). Кварц-сфалеритовите агрегати са с големина до 350-400 μm , като се срещат и единични агрегати с по-големи размери, достигащи до около 750 μm . По-слабо застъпени са кварц-пиритовите и кварц-галенитови срастъци, с големина до 300-400 μm . Около 20-25% от общия кварц е във вид на свободни частици (Фиг. 1 и). Минералът образува хипидиоморфни до ксеноморфни индивиди или ъгловати фрагменти.

Основните рудни минерали в препарат от *фракция - 0.16 + 0.071 mm* (обр. 19), са представени от сфалерит (~ 80-85%) и пирит (> 5-6%). В незначително количество присъстват халкопирит (1-1.5%) и галенит (~1%). Главният неруден минерал е кварц (> 4 - 5%). Установява се наличие на карбонати, пироксенови скарни? и др. нерудни минерали – около 1-2%. Сфалеритът е предимно под формата на свободни частици, на места с фини и емулсионни включения от халкопирит.

Срещат се и срастъци на минерала с кварц (фиг. 1 й), по-рядко със сулфиди – галенит, халкопирит, пирит (фиг. 1 к). Пиритът присъства предимно във вид на свободни частици – удължени, ъгловати, неправилни фрагменти, хипидиоморфни до идиоморфни зърна, с преобладаващи размери до около 150 μm (фиг. 1 й). Минералът е еднороден или с фини включения от сфалерит или кварц. Основната част от халкопирита е представена от фини и емулсионни включения в сфалерит. Наблюдавани са единични халкопиритови индивиди с включения от пирит и срастъци със сфалерит, галенит и кварц. Галенитът образува единични зърна, в някои случаи с тънък кант от церусит. Най-често е развит по периферията на сфалеритови индивиди (фиг. 1к) или е във вид на включения в основна маса от сфалерит. Кварцът е главният неруден минерал (> 4-5%). Преобладаващата част от общия кварц (до около 60%) присъства под формата на срастъци със сфалерит (фиг. 1 й).



Фиг. 1. Микроскопски фотографии на препарати от колективен цинково-пиритен концентрат и технологичен цинков концентрат. Отражена светлина, успоредни николи (N II), размер на видното поле: а, б, в) - 1.04 mm, г – л) - 0.53 mm.

а) Срастъци на кварц със сфалерит – в горната и в лявата част на кадъра. Около тях – фрагменти от сфалерит и пирит, Обр. № 9; б) Сфалерит, силно кородиран от финозърнести кварцови агрегати – в лявата част на кадъра. Вдясно – сфалерит с фини и емулсионни включения от халкопирит, пирит със зонално разположени включения от кварц и други нерудни минерали, Обр. № 9; в) Две свободни зърна от кварц – в горната половина на кадъра. Около тях – фрагменти и идиоморфни индивиди пирит и частици от сфалерит, Обр. № 10; г) Ксеноморфно зърно от кварц – в централната част на кадъра. Около него – фрагменти от сфалерит и пирит, Обр. № 11; д) Срастък на кварц със сфалерит. Вляво – фрагменти от пирит, Обр. № 18; е) Сфалерит с включения от кварцови агрегати. Вдясно – фрагмент от кварцово зърно, Обр. № 18; ж) Сфалерит-галенитов агрегат, кородиран от кварц. В долната половина на кадъра – вляво – срастък на сфалерит с халкопирит, вдясно – срастък на сфалерит с кварц, Обр. № 18; з) Срастък на кварц със сфалерит, галенит и халкопирит – в горния десен ъгъл. Вляво – агрегат от халкопирит и сфалерит с емулсионни включения от халкопирит. Кварцов индивид с включения от сфалерит – в долния десен ъгъл, Обр. № 18; и) Свободно зърно от кварц – в централната част на кадъра. В горния ляв ъгъл – фрагменти от сфалерит. В долния ляв ъгъл – пирит с ксеноморфни включения от кварц и сулфиди. Вдясно – сфалерит с финозърнести кварцови агрегати, Обр. № 18; й) Срастък на кварц с триъгълни очертания със сфалерит. Вляво – единична пиритова частица и фрагменти от сфалерит, Обр. № 19; к) Ксеноморфно кварцово зърно – вляво и кварцов фрагмент с триъгълни очертания – вдясно. В горния десен ъгъл – срастък на сфалерит с халкопирит. В долната част на кадъра – срастък на сфалерит с галенит, Обр. № 19; л) Ксеноморфни зърна от кварц. Около тях – фрагменти от сфалерит и единична частица пирит, Обр. № 20. sph – сфалерит; py – пирит; chp – халкопирит; ga – галенит; qz – кварц.

Таблица 2.

Съдържания на свободен кварц, кварц под формата на срастъци, сфалерит и пирит в колективен цинково-пиритен концентрат и технологичен цинков концентрат

Колективен цинково-пиритен концентрат								
Обр. №	Продукт mm	Добив %	Кварц (общ) %	Свободен кварц %	Кварц в срастъци %	Съотношение свободен кварц: срастъци	Сфалерит %	Пирит %
9	+0.16	26.79	10	25	75	1 : 3	40-41	45-46
10	0.16+0.071	31.97	7	25	75	1 : 3	50-51	39-40
11	-0.071	41.24	5-6	80-82	18-20	(4÷4.5) : 1	~ 60	~ 30
	Всичко	100	7.2	48.1	51.9	1 : 0.93	-	-
Технологичен цинков концентрат								
18	+ 0.16	24.02	> 8	20-25	75-80	1 : (3÷4)	70-78	> 10-12
19	0.16+0.071	28.84	> 4-5	40	60	1 : 1.5	80 - 85	> 5-6
20	-0.071	47.14	2	60	40	1.5 : 1	90 - 94	> 1-2
	Всичко	100	4.2	45.2	54.2	1 : 0.84		-

Големината на кварц-сфалеритовите агрегати достига до 200 μm , в някои случаи и до около 300 μm . Обикновено в тези агрегати сфалеритът е застъпен в подчинено количество. Свободният кварц съставлява около 40% от общия кварц. Образова ъгловати, удължени, триъгълни или изометрични фрагменти с големина до 100-150 μm , на места над 200 μm (фиг. 1 к).

Сфалеритът е основният руден минерал в препарат от фракция - 0.071 mm (обр. 20), със съдържание около 90-94%. В незначително количество се установяват пирит (> 1 - 2%), галенит и халкопирит (до около 1%). Нерудните минерали са представени главно от кварц (~ 2%), церусит, пироксенови скарни? и др. (~ 1%). Сфалеритът се наблюдава предимно под формата на свободни частици, с големина на зърната от няколко μm до около 70-80 μm . В една част (над 5%) от сфалеритовите фрагменти се установяват емулсионни и фини халкопиритови включения, с големина до 10-20 μm . Пиритът се наблюдава главно във вид на свободни частици. На места се срещат срастъци пирит-сфалерит. Наблюдавани са единични свободни зърна от галенит, в някои случаи с тънък кант от церусит, както и единични срастъци галенит-сфалерит. Кварцът е главният неруден минерал. Представен е под формата на свободни частици (> 60%) и срастъци със сфалерит (~ 40%). Свободният кварц образува ъгловати, удължени или с неправилна морфология индивиди (фиг. 1 л), с големина на зърната под 50 μm (~ 49%), с големина на зърната 50-70 μm (~ 49%) и с размери около и над 100 μm (6%) Кварц-сфалеритовите срастъци са с преобладаваща големина 50-70 μm (69%), като се срещат и агрегати с размери до 50 μm (25%), и незначително количество агрегати с размери около и над 100 μm (6%). В единични сфалеритови фрагменти се наблюдават финозърнести кварцови агрегати с микронни размери. Установени са и единични тройни срастъци сфалерит-галенит-кварц и сфалерит-кварц-неруден минерал. Освен кварц, в препарата са наблюдавани и други нерудни минерали, най-вероятно карбонати и пироксенови скарни?, присъстващи в свободна форма или във вид на срастъци със сфалерит или кварц.

Резултатите от проведените микроскопски изследвания на полирани препарати-брикети, изготвени от материал от колективен цинково-пиритен концентрат и технологичен цинков концентрат са систематизирани и представени в Табл. 2.

Установява се, че основната форма на присъствие на кварца в едрите фракции на цинково-пиритния и цинков концентрат е под формата на срастъци със сулфиди - съответно около 75% и 75-80 до 60%. При фините фракции (- 0.071 mm) на същите концентрати, се наблюдава рязко нарастване на свободния кварц - съответно до 80-82% и 60% и намаляване общото съдържание на SiO_2 над 2 пъти - от 5-6% до 2%. Получените данни показват, че в цикъла на цинковата флотация процесът е ефективен за фините фракции и недостатъчно ефективен за едрите фракции на концентратите, в които кварцът е в недостатъчна степен разкрит.

Резултатите от проведените изследвания върху формите на присъствие на SiO_2 в продукти от цинковата флотация на руди в ОФ"Ерма река", Златоград, показват наличието на голямо количество срастъци на кварц със сулфиди в едрите фракции на концентратите и сравнително ниската ефективност на използвания реагент депресор за кварц. Във фините фракции на концентратите кварцът присъства предимно в свободна форма. Получените данни дават възможност за търсенето на ефективни технологични решения за редуциране съдържанието на силициев диоксид и производството на качествени цинкови концентрати с необходимите показатели.

Литература

Вълканов, Н., Р. Бодурова, М. Дамянов, И. Григорова, И. Нишков. 2008. Охарактеризиране на продуктите и процесите в цикъла на цинкова флотация в ОФ"Ерма река", Златоград. – *Национална научно-техническа конференция* Съвременни технологии и практики при подземно разработване на полезните

изкопаеми", Девин, 26-29.05.2008 г., Сб. доклади, 203-207.

Гаджева, Т. 1978. Скарново-полиметално орудяване в метаморфити от Ерморечието. – *Рудообр. проц. и минер. наход.*, 8, 3-12.

Гаджева, Т. 1983. Геохимични и генетични данни за орудяванията в Ерморечието. – *Рудообр. процеси и минер. наход.*, 18, 65-78.

Кольковски, Б., Д. Манев. 1988. Маданско рудно поле. – В: *Оловно-цинковите находища в България*, С., ДИ"Техника", 37-64.

Кольковски, Б., С. Добрев. 2007. *Металогения на оловото и цинка*. С., Унив. изд. "Св. Кл. Охридски", 318 с.

Кръстева, М., Т. Гаджева. 1986. Газово-течни включения в кварца, сфалерита, флуорита и карбоната от находищата в Ермореченския участък на Маданския руден район. – *Геохим., минерал. и петрология*, 22, 54-68.

Манев, Д., П. Игнатовски. 1981. Структура на Ермореченския участък на Маданското рудно поле. – *Рудообр. процеси и минер. наход.*, 14-15, 76-88.

Kolkovski, B., S. Dobrev. 2000. Ore mineralization in the Central Rhodopes. – In: *Structure, Alpine Evolution, and Mineralizations of the Central Rhodopes Area (South Bulgaria)*. ABCD-GEODE 2000 Workshop, guidebook to exc. B, Z. Ivanov (Ed.), Univ. Mining Geol., Sofia, 18-36.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Обогатяване и рециклиране на суровини", МТФ

SELF-CONSISTENT SCHEME TO PREDICT THE THERMAL CONDUCTIVITY OF COMPOSITES BY FINITE PARTICLE CONCENTRATION

Kliment Hadjov, Dimitar Dontchev

University of Chemical Technologies & Metallurgy, 1756 Sofia, E-mail: klm@uctm.edu

ABSTRACT. In this work we propose a new model to predict the thermal conductivity of composites with enhanced particle concentrations. The model is based on the self-consistent scheme. The proposed model is evaluated using great number of published experimental data on the thermal conductivity enhancement of particulate composites at great concentration, covering broad ranges of phase thermal conductivity ratios and particle volume fractions. A comparison with a differential medium model is made. Using the self consistent scheme, upper and lower bounds for such particulate composites are presented.

МЕТОД НА САМОСЪГЛАСУВАНЕТО ЗА ПРЕДСКАЗВАНЕ НА ТЕРМОПРОВОДИМОСТТА НА КОМПОЗИТИ ПРИ ГОЛЯМО НАПЪЛВАНЕ

Климент Хаджов, Димитър Дончев

Химикотехнологичен и Металургичен Университет, 1756 София, E-mail: klm@uctm.edu

РЕЗЮМЕ. В тази работа се предлага нов хомогенизационен модел за предсказване на термопроводимостта на композити с повишена концентрация на включенията. Моделът е базиран на метода на самосъгласуването и е сравнен с многобройни публикувани експериментални резултати за повишаване на термопроводимостта на композити с голямо напълване. Сравнението обхваща голям диапазон на проводимости на фазите, тяхното отношение и напълване. Направено е сравнение с модела на диференциалното нарастване на напълването. Представени са горна и долна граници на коефициента на ефективната термопроводимост за такива композити.

Introduction

To make efficient use of composite materials the variation of physical properties with the kind and concentration of fillers should be known. One important property of particulate composites is the thermal conductivity.

General framework

The Maxwell equation to the effective conductivity of two phase spherical particulate composite without interaction between particles can be expressed as follows (Maxwell, 1904)

$$K_{eff,M} = K_m \left(1 + \frac{f}{1/(\alpha - 1) + (1 - f)/3} \right). \quad (1)$$

Here K_m , K_p and f are the thermal conductivity of the matrix, the particles and the particle volume fraction respectively, $\alpha = K_p / K_m$.

An other equation concerning the case of finite particle concentration (with interaction between particles) is the Bruggeman's one (Bruggeman, 1935)

$$K_{eff,B}(f) = \frac{K_m}{4} \left((3f - 2)(\alpha - 1) + \alpha + \sqrt{((3f - 2)(\alpha - 1) + \alpha)^2 + 8\alpha} \right), \quad (2)$$

Using the so called self consistent scheme, it can be shown (Hashin, 1968) that equation (1) represent the lower Hashin-Strickmans bound for inclusions with arbitrary shape. Thus, the Maxwell equation (1) is the best possible for a statistically homogeneous and isotropic two phase composite if $K_p > K_m$. The Bruggeman model has no limitations on the concentration of inclusions and can be used for particles percolation in suspensions or when the particle concentration is sufficiently high (Wang, 2003). Following (Hashin, 1968) and (Wang, 2003) it could be expected that if $K_p > K_m$, the values of $K_{eff}(f)$ should lie between equation (1) and the Bruggeman's one - equation (2). In other words, equation (2) represent the upper bound concerning only spherical inclusions. In this case the above equations (1) and (2) can be regarded as lower (without interaction) and upper (with maximal interaction between particles) bounds of the effective conductivity for composites containing spherical inclusions in the case

$K_p > K_m$. For such a composites, real conductivity enhancement curves must be placed between the curves described by equations (1) and (2) - Fig. 1.

Using the self consistent scheme (particle with radius a surrounded by matrix material with radius b , both embedded in the effective medium) employed by Hashin (1968), to the homogenized thermal conductivity curve, placed between curves (1) and (2), we can write the following quadratic equation

$$A k(c, f)^2 - B k(c, f) - C = 0 \quad (3)$$

where:

$$\begin{aligned} A &= 2(2+c) + \alpha(1-c), \\ B &= 2(1+2c) + \alpha(1-4c) + 9(c-1)f, \\ C &= 2(1-c) + \alpha(1+2c), \\ \alpha &= K_p / K_m, \quad k = K_{eff} / K_m, \quad c = (a/b). \end{aligned}$$

Equation (3) has always real opposite sign roots [3]. Because of $c \leq 1$, the positive solution of eq. (3) is obviously

$$k(c, f, \alpha) = \frac{B(c, f, \alpha)}{2A(c, f, \alpha)} + \frac{\sqrt{B(c, f, \alpha)^2 + 4A(c, f, \alpha)C(c, f, \alpha)}}{2A(c, f, \alpha)} \quad (4)$$

If $c = f$, equation (4) coincides with equation (1) – the lower bound. If $c = 1$, equation (4) coincides with equation (2) – the upper bound. Thus, for

$$f < c < 1, \quad (5)$$

equation (4) lie between the above mentioned bounds – fig. 1.

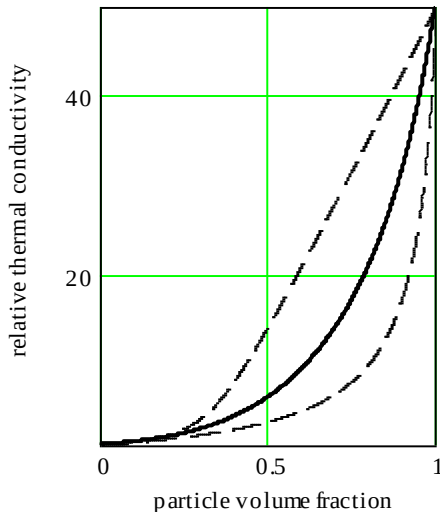


Fig. 1. Relative thermal conductivity enhancement via particle volume fraction. Lower (equation (1)) and upper (equation (2)) bounds with dashed lines. Continuous thick line – equation (4) with parameter c between f and 1.

We need now to estimate this dimensionless parameter c in order to obtain reasonable curves to predict the thermal conductivity of particulate composites with interaction between particles, which take place in the case of enhanced particle volume fractions. From fig. 1 one can see that for lower volume fractions both equations (1) and (4) coincide. Thus, for lower fractions c must be near to f and for very great volume fractions c must lie near to 1. Moreover from fig. 2 one can see that for lower volume fractions both equations (1) and (2) coincide. Thus, the relation $c(f)$ must be a concave function as $c = f^n$ and in the beginning (for lower fractions) this function can be very declined in order to move for greater fractions near the horizontal limit of 1 – fig. 2. The parameter c must be also α dependent. From the experimental curves listed below, it is clear that for lower conductivity ratios α , the thermal conductivity enhancement curves lie near to the Maxwell equation (1) and vice versa for greater α these curves move near to equation (2). Thus, the n parameter must be a convex function of α such as $n(\alpha) = 1 - a \cdot \exp(k/\alpha)$ – see fig. 3.

As has been showed in [5], the saturated conductivity rate of inclusion to matrix increases with the volume fraction of the dispersed phase raising. The conductivity of inclusion has a saturated value for improving the conductance of composite at a certain fraction. It means the effective conductivity of composite cannot be improved considerably when the conductivity ratio comes over this transition point at a definite volume percentage.

Let we finally assume the following equation to describe the relation between the parameter c , the volume fraction f and the conductivity ratio α

$$c(f, \alpha) = f^{(1 - a \exp(k/\alpha))} \quad (6)$$

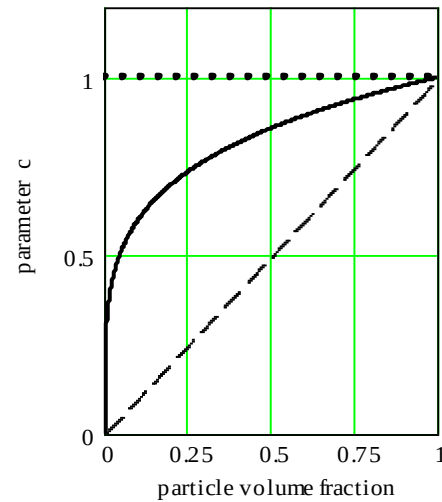


Fig. 2. Parameter c as a function of the particle volume fraction. Dotted line $c = 1$ (upper bound in fig. 1), Dashed line $c = f$ (lower bound in fig. 1), thick line- eq.6 with $f < c < 1$.

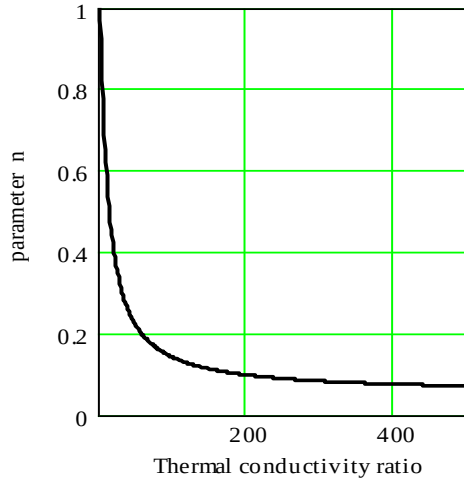


Fig. 3. Parameter n as a function of the thermal conductivity ratio α : $n(\alpha) = 1 - a \cdot \exp(k/\alpha)$.

The new proposed equation (4) together with equation (6) can be used to predict the thermal conductivity enhancement of concentrated particulate composites. By fitting the theoretical curves (4) together with equation (6) and the experimental data demonstrated in sets (1-13), to the parameters a and k in equation (6) we obtain the following values: $a = 0.95$ and $k = 70$, which could be valid for any composite phases with spherical particles.

Bellow we compare our model with different experimental data concerning thermal conductivity enhancement of two phase particulate composites in the case of great volume fractions. In these figures we have shown the differential medium approach curves proposed in [6], which can be taken in the form

$$\left(\frac{K_{eff}}{K_m}\right) \left[\frac{K_p - K_m}{K_p - K_{eff}} \right] = \left(1 - \frac{f}{f_{max}}\right)^{f_{max}}. \quad (7)$$

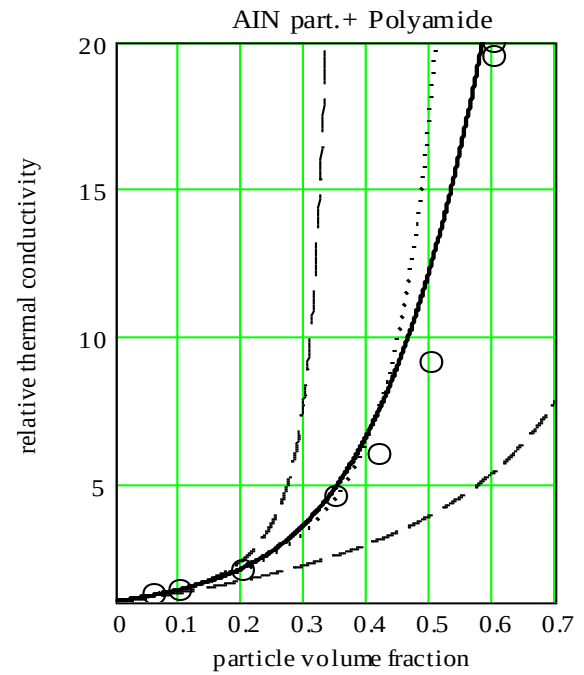
Here f_{max} is the maximum packing volume fraction of particles introduced in equation (7) in order to take into account the overlap effect. For random packing of spherical particles $f_{max} = 0.637$.

Comparisons

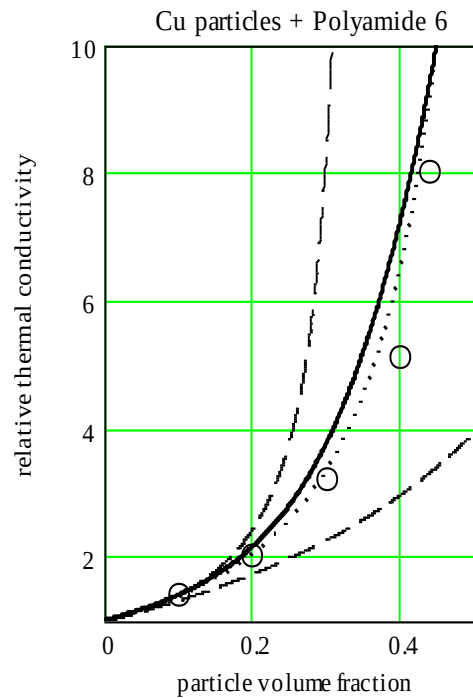
Thirteen sets of data concerning the thermal conductivity enhancement of particulate composites at great concentration covering broad ranges of thermal conductivity ratio $\alpha = K_p / K_m$ are considered in order to evaluate our model. In the following we also compare the predictions of our model (equation (4) together with (6)) with the model proposed in (Pal, 2007) - (equation (7)), assuming $f_{max} = 0.637$ (random packing of particles). The lower and upper bounds according to equations (1) and (2) are also shown. In table 1 we have describe the various composites considered in the present work.

Table 1. Characteristics of the composites presented here

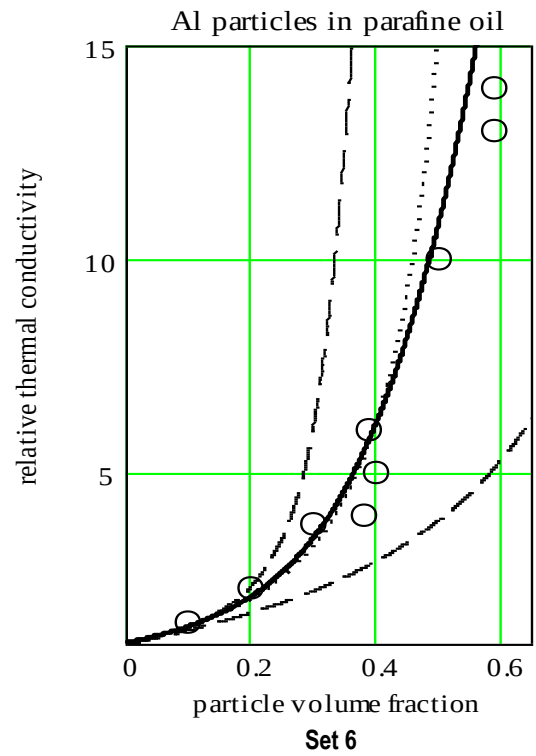
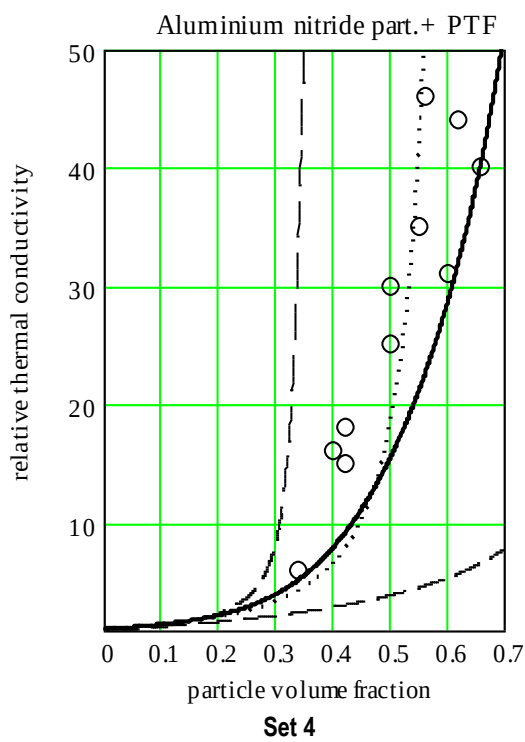
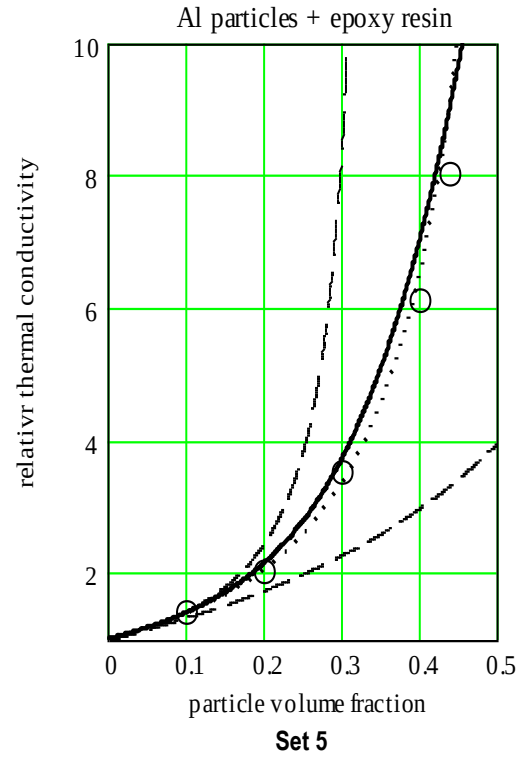
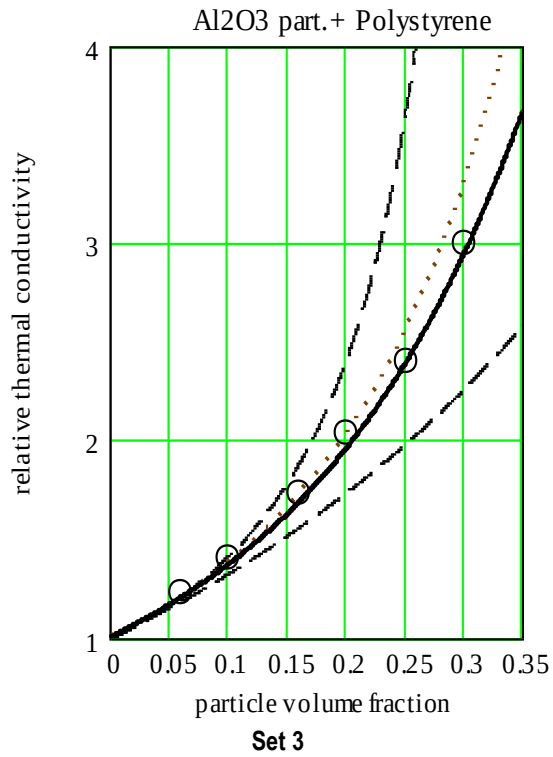
Set	filler	matrix	α	references
1	Alum. nitride	Polyamide	909	Wang, 2004
2	Cuprum	Polyamide 6	1200	Tavman, 1996
3	Alum. oxide	Polystyrene	290	Pal, 2007
4	Alum. nitride	Polyvinylidene fluoride	1666	Pal 2007
5	Aluminium	Epoxy resin	1068	Pal, 2007
6	Aluminium	Parafine oil	200	Pal, 2007
7	Aluminium	Polyethylene	737	Tavman, 1996
8	Aluminium	Polypropylene	992	Pal, 2007
9	Cuprum oxide	Epoxy resin	42	Pal, 2007
10	Glass	Polystyrene	7	Nielsen, 1974
11	Graphite	Polytetrafluoroethylene	643	Cai, 2005
12	Glass	Polyethylene	3.15	Nielsen, 1974
13	Selenium	Polypropylene glycol	37	Baxley, 1966

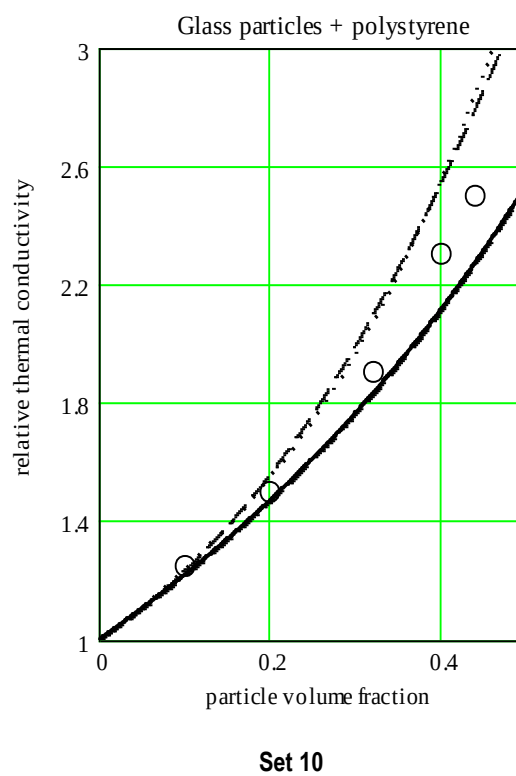
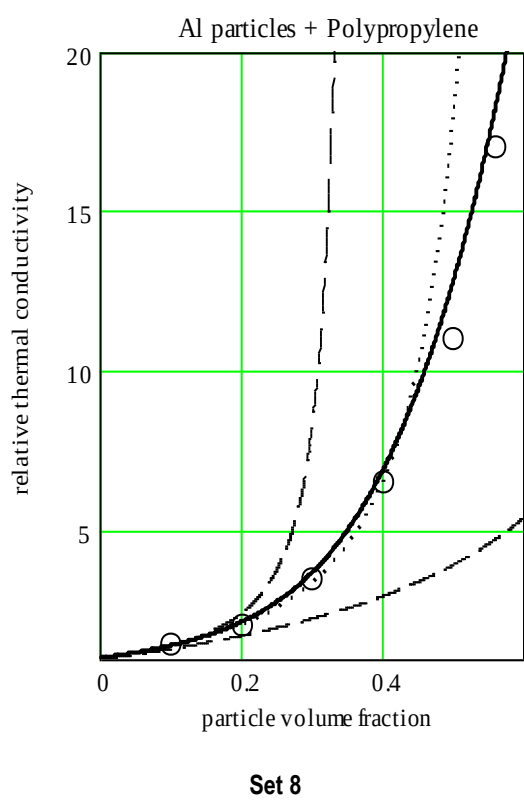
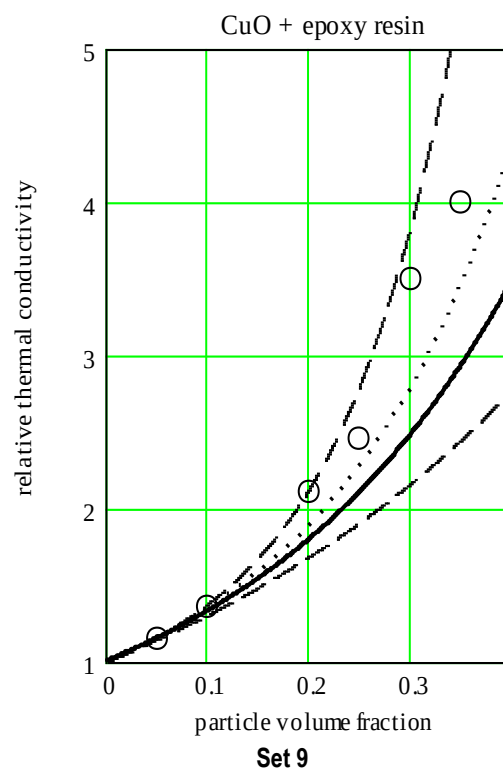
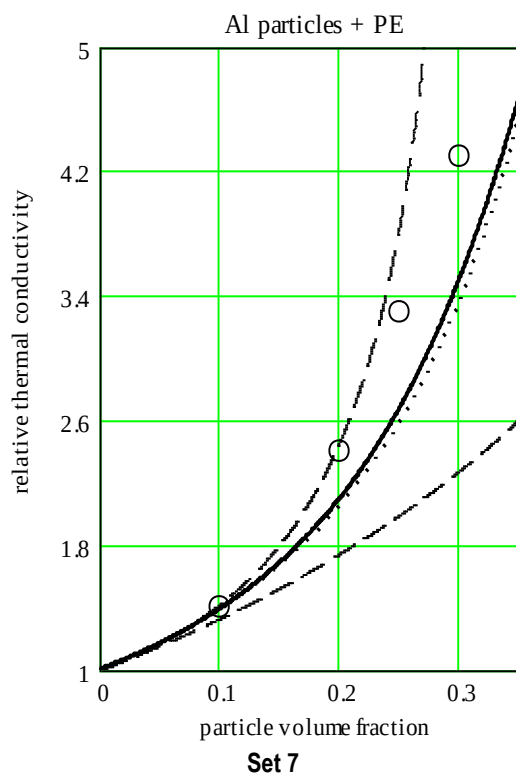


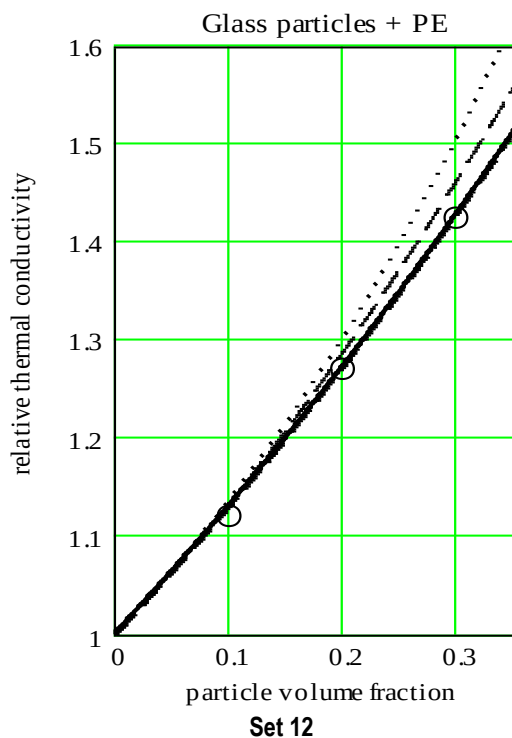
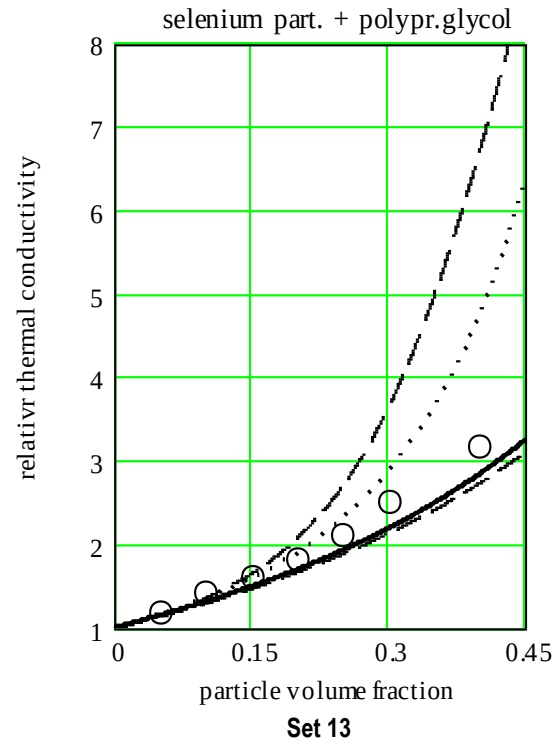
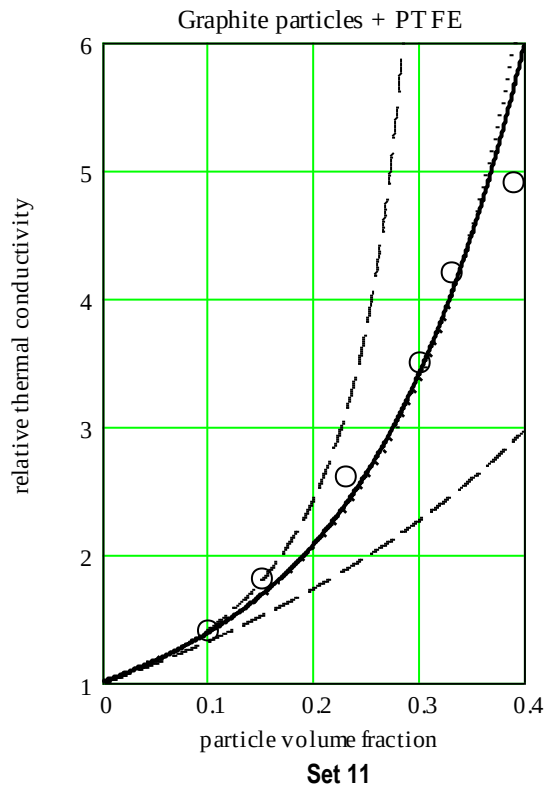
Set 1



Set 2







In the above figures (sets from 1 to 13), the thick line concerns our model - equations (4) and (6), the dotted line concerns equation (7) and the dashed lines concern the lower and upper bounds according to equations (1) and (2) respectively.

Discussion

As one can see the proposed c-function - equation (6) in the self consistent scheme - equation (4) can well predict the thermal conductivity enhancement of particulate composites taking into account the interaction between spherical inclusions which is encountered by great volume fractions of inclusions. Our equation agrees a little better than equation (7) proposed by Pal (2007) and based on the so called differential medium approach. Some disagreement with the experimental data – set 9, can be explain by the nonspherical inclusion shape (Nielsen, 1974). In sets 10 and 12 our equation coincides practically with the Maxwell one because of the lower thermal conductivity ratio α .

Acknowledgements

Financial support by the AUF (project No 6316 PS 821 / 2008) is greatly acknowledged.

This work was supported also by the Scientific Research Section of the UCTM - project No 10518 / 2008.

References

- Baxley A.L., Couper J.R. 1966. Thermal Conductivity of Two-Phase Systems, part IV, *Research Report Series No.8*, University of Arkansas (Ed), Arkansas, 239 p.
- Bruggeman D.A.G. 1935. , Berechnung verschiedener physikalische Konstanten von heterogenen Substanzen, *Annalen der Physik*, 24, 636-679.
- Cai W., Tu S., Tao G. 2005. Thermal Conductivity of PTFE Composites with Three-dimensional Randomly Distributed Fillers, *J. of Thermopl. Comp. Mater.* vol. 18, 241-253.
- Hashin Z., 1968. Assesment of the Self consistent Scheme Approximation: Conductivity of Particulate composites, *Journ. Comp. Materials*, vol.2, 3, 284-300.
- Maxwell J. A. 1904. *Treatise of Electricity and Magnetism*, Clarendon, 3rd ed., Oxford, 275 p.
- Nielsen L. 1974. The Thermal and Electrical conductivity of Two-Phase Systems, *Ind. Eng. Chem.Fundam.*, 13, 17-20.
- Pal R. 2007. New Models for Thermal conductivity of Particulate Composites, *Journ.of Reinf. Plastics &Comp.*, vol 26, 7, 643-651.
- Tavman I. 1996. Thermal and Mechanical Properties of Aluminium Powder-Filled High density Polyethylene composites, *J. Appl. Pol. Sci.* 62, 2161-2167.
- Wang B.X. et al., 2003, *Int.Journ. Heat&Mass Trans.* 46, 2665-2672.
- Wang J., Yi X., 2004, *Comp.Sci.&Tech.*, 64, 1623-1628.
- Yin Y., Tu S.T. 2002. Thermal conductivities of PTFE composites with Random distributed Graphite Particles *Journ. Reinf. Plast. & Comp.* vol.21, 1619-1627.

Recommended for publication by Editorial board

ВЛИЯНИЕ НА ДОБАВКАТА ОТ ПРИРОДЕН ЗЕОЛИТ (КЛИНОПТИЛОЛИТ) ВЪРХУ ТЕХНОЛОГИЧНИТЕ ПАРАМЕТРИ НА ОЛЕКОТЕНИ (ОБЛЕКЧЕНИ) ЦИМЕНТОВИ ТАМПОНАЖНИ РАЗТВОРИ ЗА СОНДАЖНИ ЦЕЛИ СЪС СПЕЦИАЛНО ПРЕДНАЗНАЧЕНИЕ

Славейко Цветков¹, Милко Харизанов²

^{1,2} Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, E-mail: sltvetkov@mail.bg

РЕЗЮМЕ. В предложената статия се разглежда актуален проблем, свързан с използването на природни и модифицирани зеолити (в частност клиноптилолит) като олекотяващи добавки за циментови и тампонажни разтвори със специално предназначение. Изследването е фокусирано върху усъвършенстването и лабораторен анализ на облекчени тампонажни циментови разтвори. В лабораторни условия е изследвано влиянието на природните минерали – зеолити близки по химичен състав до клинкера на портланд циментите върху технологичните параметри на облекчените циментови разтвори (плътност, водоциментов фактор, добив, реологични параметри, филтрационни свойства, седиментационна устойчивост, обемни контракции, якости на камъка и др.). Разработването на рецептури за олекотени циментови разтвори, чрез елемент на новост в предложението за облекчаваща добавка на зеолити се прави с цел усъвършенстване на технологията при укрепване и изолиране на пластове в условията на аномално ниско пластово налягане (АНПН) – при циментиране, тампониране, изолиране и ликвидиране на сондажи. Проектирани и препоръчани са примерни технологични параметри на разтвора, за промишлено използване.

INFLUENCE OF EXTENDER ADDITIVES – NATURAL ZEOLITES (CLINOPTILOLITE) ON DEVELOPMENT CHARACTERISTICS OF THE NEW LOW DENSITY CEMENTING SYSTEMS FOR WELL CEMENTING

Slaveyko Tzvetkov¹, Milko Harizanov²

^{1,2} University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail: sltvetkov@mail.bg

ABSTRACT. This paper presents a review of base application the natural and modified forms of zeolites, in particular clinoptilolite. Preferred zeolites for use extender in cement composition (slurry) of the present embodiments include clinoptilolite. Information on performance and development characteristics of the new cementing systems were showed in this paper. The development and the laboratory analysis of low-density cement slurry and composition were investigated. The new zeolite-containing cement composition consist of portland and blast furnace slag sulfate resistant cement, water, accelerator, fluid-loss additive and dispersant - plasticizer. The design cement composition were laboratory tested for density, mobility (pumpability), rheological characteristics, free water, fluids loss, shrinkage, thickening times and bond compressive strength. The selection and mix property of composition ingredient projected and recommended.

Въведение

Циментирането на сондажите (първично и ремонтно) в условията на аномално ниско пластово налягане (АНПН) и поглъщащи, слабосвързани и напукани зони от разреза на сондаж се явява сложна задача, изискваща необходимите определени технико-технологични решения (задколонен пакер, двустепенна циментация, използване на облекчени циментови разтвори, отчитане на конкретните геолого-технически условия и др.). За разрешаването на този проблем се работи главно в две направления: извършване на дву- или повече стъпални циментации или чрез намаляване плътността на циментовия разтвор. [Аризанов, В. А., С. Янакиева. 1986. *Противни течности и циментови разтвори в сондирането*. С., Техника]

Първото решение е свързано със значително усложняване на технологията на циментиране, поради което в последните години сериозно внимание се отделя на изследването и използването на т.н. облекчени (олекотени) циментови разтвори. Използването на облекчен циментов разтвор при конкретни геолого-технически

условия позволява да се съкратят разходите при укрепване и изолиране на пластове - циментиране, тампониране, изолиране и ликвидиране на сондаж, като се гарантира качество и надеждност на горепосочените технологични операции чрез необходимите структурно-механични и технологични параметри на циментовият разтвор и камъка, а също така и херметичност на извънтръбното пространство на сондажа.

За приготвяне на облекчени циментови разтвори в зависимост от изискванията на сондажната технология и условията при които се извършват циментации се използват основно следните видове сухи тампонажни цименти:

- тампонажен цимент на основата на портланд цимент;
- тампонажен цимент на основата на доменни шлаки (шлаков цимент).

За понижаване плътността на циментовите разтвори се използват различни добавки като (1) бентонит, (2) атапулгит, (3) диатомит, (4) перлит, (5) пуцоланови

добавки, (6) гилсонит, (7) пепелни, К; Na силикати, (8) различни видове микросфери, (9) нефт, (10) азот/или въздух и др.

По отношение на плътността на полученият циментов разтвор, тампонажните цименти се подразделят на следните групи:

- леки разтвори – до $1,4 \text{ kg/dm}^3$;
- облекчени разтвори – $1,4 - 1,65 \text{ kg/dm}^3$;
- нормални разтвори – $1,65 - 1,95 \text{ kg/dm}^3$;
- утежнени разтвори – $1,95 - 2,30 \text{ kg/dm}^3$;
- тежки разтвори над $2,30 \text{ kg/dm}^3$.

Плътността на тампонажните разтвори може да се намали технологично по няколко начина:

- чрез понижаване плътността на твърдата фаза – добавяне към цимента на леки (активни или инертни) пълнители с много по-малка плътност от свързващия материал;
- приготвяне на разтвори без добавки от свързващи материали с по-голяма (отколкото нормалните циментови разтвори) относителна повърхност и водопотребност;
- чрез добавяне към цимента на свързващи водата реагенти, което позволява да се повиши водоциментовият фактор;
- чрез понижаване плътността на течната фаза – заменяне на водата с течност с по-малка плътност: нефтоемулсионни и нефтоциментови разтвори;
- приготвяне на разтвори от свързващи вещества на основата на синтетично полимери и смоли с по-малка плътност от тампонажните циментови разтвори;
- чрез въвеждане в циментовият разтвор на голям обем газообразна фаза – азот или въздух: аерирани и пеноциментови разтвори.

Трябва да се отбележи и да се има предвид, че физико-химичните свойства, състава и съдържанието на повечето облекчаващи добавки влияят съществено върху технологичните свойства на циментовия разтвор (плътност, водоциментов фактор, разтекаемост, добив, реологични параметри, филтрационни свойства, седиментационна устойчивост, обемни контракции, срокове на свързване и др.); изолационните и якостни свойства на полученият циментов камък, а също така и на процесите на приготвяне, нагнетяване и заместване на разтворите в извънтръбното пространство на сондажа. [Лилков, В., С. Янакиева, К. Величкова. 1994. *Олекотяваща добавка за тампонажен цимент. Влияние върху физикомеханичните свойства на цимента.* 7 Международна конференция по Механика и технология на композиционните материали. С.]

Олекотяването на тампонажните циментови разтвори с помощта на леки (активни или инертни) добавки води до намаляване на количеството на цимента в единица обем от разтвора, увеличаване на добива циментов разтвор и основно до понижаване якостта и увеличаване на проникваемостта на циментовият камък. По тази причина основният принцип при проектирането на олекотени тампонажни циментови разтвори е намиране на активни добавки, с химичен състав близък до клинкерните минерали, който активно

да участва в синтеза на якостните свойства на циментовият камък при необходимите технологични параметри на разтвора по време на циментацията в сондажите. Към настоящият момент използваните посочени различни добавки и реагенти за понижаване плътността на циментовите разтвори са инертни по отношение на цимента и практически неучастват в процеса на структурообразуване. Луценко, Н. А., Н. А. Финогонов. 1965. *Облегченные цементные растворы для бурения нефтяных и газовых скважин.* Киев, Техника.

Поради проявената активна дейност при структурообразуване, ускоряване процеса на втвърдяване, наличие на ранна якост, ниска плътност, добра подвижност и седиментационна устойчивост предложението за използване на природни зеолити като добавка е ново и актуално през последните години в световната сондажна практика. На този етап няма публикувана научна или техническа информация за използването на природните зеолити, като олекотяваща добавка в циментовите и тампонажни разтвори за сондажни цели използвани в нашата сондажна практика.

Наличието на големи залежи от природни зеолити, в частност клиноптилолит, у нас – S&B Industrial Mineral S. A. – “Бентонит” АД, гр. Кърджали, обуславя икономически изгодното използване и изследване на зеолитите в качеството им на облекчаваща добавка за подобряване на някои характеристики на циментови и тампонажни разтвори със специално предназначение, използвани за сондажни цели.

Близките в структурно отношение природни зеолити и минералите на клинкера (алит, белит, целит и трикалциев алуминат), предполага активна намеса на природните минерали при концентрации от 5 до 75 wt. % в процеса на хидратация и механизма на действие включващ: адсорбция на остатъчната вода, модификация на хидросиликата C-S-H (II) gel и ниското относително тегло на добавката спрямо това на цимента. Като са налице ранното втвърдяване, висока якост, намаляване до пълно отсъствие на обемната контракция и проникваемостта на циментовият камък, както и положителното влияние върху технологичните параметри на циментовият разтвор – ниска плътност до $1300 - 1400 \text{ kg/m}^3$, висок добив циментов разтвор, необходима подвижност, седиментационна устойчивост, реология и филтрационни свойства.

В България клиноптилолитовите зеолити, утаечни и вулканично-утаечни минерали от олигоценевия период на образуване, са най-широко разпространени в Северо-източните Родопи, с мощност на пласта 100-120 m дълбочина и площ от няколко стотин километра. Клиноптилолитът е основния минерал, като количеството му достига до 90% от състава на скалата, а като примеси към него най-често се откриват минералите: α -кварц, тридимит, кристобалит, K-Na шпат, Na-Ca шпат, биотит, хризотил. Едрината на зърната му варира от хилядни части на милиметъра до 0.05-0.08 mm. Зеолитите са изградени от (AlO_4) и (SiO_4) тетраедри, свързани по между си чрез кислородните атоми по различен начин, но обединени, така, че се образуват триизмерни комплексни

кристални структури с разположени в определен ред микрокухини и канали (пори) с диаметър от молекулен порядък.

Химичният състав на клиноптилолита се дава с обобщената формула $(\text{Na}_2\text{O})_{0,7} (\text{CaO})_{0,1} (\text{K}_2\text{O})_{0,15} (\text{Al}_2\text{O}_3)_{8,5-10,5} (\text{SiO}_2)_{6-7} \cdot n\text{H}_2\text{O}$. Високата селективност на zeolitите по отношение на металните катиони с големи размери се дължи на наличието в структурата им на силициево-кислородните пръстена. Клиноптилолитът притежава следните по-важни физикохимични характеристики: добра механична якост (по Моос 3.5-4); плътност 2.16 g/cm^3 ; йонообменящ капацитет $\approx 2.16 \text{ mgeq/g}$.

Актуалността на проблема изисква научна обосновка и практическо решение на въпросите на избор на олекотяваща добавка и оптимизиране на технологичните параметри на облекчените циментови разтвори и полученият циментов камък.

Цел на настоящото изследване е да се изучи и определи влиянието на природните zeoliti (в частност клиноптилолит и модифицираните му форми) като олекотяваща добавка върху технологичните параметри и якостните характеристики на олекотени циментови разтвори използвани в сондажната практика

Експериментална част

Използвани са сулфатоустойчив портланд и шлаков тампонажен цимент, както следва:

- API Class G Type HRS black label (Dyckerhoff well cement);
- CEM III A-S 42,5N – SR (Девня цимент Italcementi Group)

Химико-минералогичният състав на използваните цименти и цимента за сравнение е представен в Таблица 1.

Таблица 1.

Химичен състав и компоненти на циментите

Химичен състав и компоненти, (%) съдържание	CEM I 42,5N - SR	API Class G Type HRS	CEM III A-S 42,5N - SR
SiO ₂	n/a	22,4	21,93
Al ₂ O ₃	n/a	3,6	4,68
Fe ₂ O ₃	n/a	4,4	5,02
CaO	n/a	64,3	65,44
SO ₃	2,37	2,3	0,4
MgO	1,35	0,7	1,28
Общо съдържание на (Na ₂ O) еквивалент	0,63	0,57	n/a
Cl ⁻	0,01	-	0,01
Клинкер минерали, (%) съдържание			
C ₃ S	61,68	54,3	63,0
C ₂ S	16,05	n/a	15,0
C ₄ AF	15,78	n/a	15,0
C ₃ A	2,31	2,2	3,9
C ₃ A+C ₄ AF	18,09	17,7	19,0
Неразтворим остатък	0,21	0,1	0,25
Загуби при наляване	2,30	1,00	n/a

Като олекотяваща добавка е използван природен zeolit(клиноптилолит) от S&B Industrial Mineral S. A.-“Бентонит”АД, гр. Кърджали, фракция А 0–0,08 mm и киселиномодифициран zeolit (клиноптилолит) Н - форма със следните характеристики представени в таблица 2.

Изследванията са извършени в лаборатории на МГУ “Св. Ив. Рилски”, София.

Подготовката на пробите чист и олекотен циментов разтвор и изпитанията са проведени съгласно API Specification for materials and testing for well cements, API Spec 10, както следва: водоеиментов фактор, относително тегло, свободна вода, реология, филтрационни свойства и др.

Сроковете на свързване са определени с иглата на Vicat съгласно стандарт и методика ASTM C191 при отлежаване на пробите във водна баня при температури 38 и $60 \pm 2^\circ\text{C}$. [Fyten G., K. Luke, C. Quinton, J. E. Griffith. 2005. *Development and use of a cost-effective, low-density cementing system for reducing (ECDs) and obtaining improved pipe/cement/ formation bonding*. SPE 96107.]

Таблица 2.

Химичен състав на използваните zeoliti

Химичен състав и компоненти, (%) съдържание	Zeolit (клиноптилолит), фракция А 0–0,08 mm	
	Природен zeolit	Киселинно модифицирана форма
SiO ₂	67,81	73,06
Al ₂ O ₃	12,34	9,93
Fe ₂ O ₃	0,86	0,81
TiO ₂	0,25	0,15
CaO	3,50	1,49
K ₂ O	3,32	3,14
MgO	0,78	0,61
Na ₂ O	0,52	0,29
Качествени показатели, (%) съдържание		
Клиноптилолит	90	
Влага	8,47	
Съотношение Si:Al	10,06	
Относително тегло, (g/cm ³)	2,16	

Изследванията са извършени в лаборатории на МГУ “Св. Ив. Рилски”, София.

Сроковете на свързване са определени с иглата на Vicat съгласно стандарт и методика ASTM C191 при отлежаване на пробите във водна баня при температури 38 и $60 \pm 2^\circ\text{C}$. [Fyten G., K. Luke, C. Quinton, J. E. Griffith. 2005. *Development and use of a cost-effective, low-density cementing system for reducing (ECDs) and obtaining improved pipe/cement/ formation bonding*. SPE 96107.]

Якостните изпитания на циментовият камък (якост на едноосов натиск и якост на опън при огъване) са проведени съгласно стандарти *API Spec 10*, *EN 196*; *ASTM C109*; *C348*; *C349* за тампонажни циментови разтвори, върху циментови призми с размери 50x50x50 mm и 40x40x160 mm, кофрирани и отлежавали във водна среда при температури 38 и 60 ± 2 °C и атмосферно налягане, съответно 8 и 12 часа до възрастта на изпитването на якост.

За сравнителен анализ на технологичните параметри са приготвени в лабораторни условия 2 проби чист циментов разтвор със стандартен водоциментов фактор. Основните свойства и параметри на разтворите и формираният циментов камък са представени в Таблица 3.

Таблица 3.

Параметри на чистите циментови разтвори и циментовият камък

Параметри на чист циментов разтвор	Проба 1 API Class G Type HRS	Проба 2 CEM III A-S 42,5N – SR
Водо/Циментов фактор (В/Ц)	0,44	0,55
Добив циментов разтвор, (dm ³ /s)	-	-
Плътност, (g/cm ³)	1,90	1,76
Разтекаемост по конус АзНИИ, (cm)	18	20
Свободна вода, (%) за 250 cm ³	1,35	1,40
Филтрация по API - 100 PSI 20°C, (cm ³ /30min)	936	>1000
Реология, Fann 35 SA 38°C	184/160/15	217/126/9
Пластичен вискозитет, (cP)	78	91
ПДНР, (lb/100ft ²)	28	35
Срокове на свързване по Vicat		
1.) Начало на свързване 38°C / 60±2 °C, (min)	260/170	230/110
2.) Край на свързване 38±2 °C / 60±2 °C, (min)	285/195	280/155
Якост на натиск 38±2 °C		
1.) Якост на 8 часа, (MPa)	8,93	7,45
2.) Якост на 12 часа, (MPa)	12,62	10,12
Якост на опън при огъване 38°C		
1.) Якост на 8 часа, (MPa)	0,56	0,49
2.) Якост на 24 часа, (MPa)	1,02	0,98
Якост на натиск 60±2 °C		
1.) Якост на 8 часа, (MPa)	14,18	8,60
2.) Якост на 12 часа, (MPa)	18,40	12,70
Якост на опън при огъване 60°C		
1.) Якост на 8 часа, (MPa)	-	-
2.) Якост на 24 часа, (MPa)	-	-

Разработени са рецептури облекчени циментови разтвори на основата на тампонажни портланд цимент за сондажни цели и портланд-шлаков цимент. Основните изисквания при избора на концентрацията на олеотителя са: относително тегло; подвижност (помпаемост); свободна вода (седиментационна устойчивост); срокове на свързване по малки от четири часа, за необработен разтвор и повишени якостни характеристики на камъка. Като олекотяваща добавка е използван природен зеолит(клиноптилолит) от S&B Industrial Mineral S. A. -

“Бентонит”АД, гр. Кърджали, фракция А 0–0,08 mm при концентрации от 15 до 30%. Водоциментовият фактор е в границите от 0,55 – 1,00. Получен е олекотен циментов разтвор с технологични параметри: плътност от 1700 до 1530 kg/m³; разтекаемост по конус АзНИИ от 18,5 до 21 cm; свободна вода от 1,9 до 0,3 %. Основните свойства и параметри на разтворите и формираният циментов камък са представени в Таблицы 4 и 5.

Таблица 4.

Основни технологични параметри на олекотени разтвори

Състав на сухата смес и водо/циментов фактор, (%)			Резултати от изследването. Параметри на олекотените разтвори.		
Цимент	Зеолит фракция А 0–0,08 mm	В/Ц	Плътност (g/cm ³)	Свободна вода, (%) за 250 dm ³	Разтекаемост по конус АзНИИ, (cm)
80	20	0,60	1,70	1,2	18
80	20	1,00	1,52	1,3	19
85	15	0,60	1,68	1,5	19
85	15	1,00	1,52	1,9	19,5

Таблица 5.

Основни технологични параметри на разработените рецептури олекотени разтвори

Параметри на олекотени циментови разтвор – сух портланд цимент за сондажни цели API Class G Type HRS	Проба 1 Цимент 65% Зеолит 35% Вода 69,49%	Проба 2 Цимент 50% Зеолит 50% Вода 89,81%
Водо/Циментов фактор (В/Ц)	0,67	0,89
Добив, dm ³ /s	-	-
Плътност, (g/cm ³)	1,62	1,5
Разтекаемост по конус АзНИИ, (cm)	18	20
Свободна вода, (%) за 250 cm ³	1,5	1,6
Филтрация по API - 100 PSI 20°C, (cm ³ /30min)	612	515
Реология, Fann 35 SA 38°C	106/85/27	63/50/18
Срокове на свързване по Vicat		
1) Начало на свързване 38°C, (min)	390	520
2) Край на свързване 38±2 °C, (min)	430	570
Якост на натиск 38±2 °C		
1) Якост на 8 часа, (MPa)	12,5	8,32
2) Якост на 12 часа, (MPa)	14,3	9,06

Заклучение

Въз основа на извършената научно – изследователска работа могат да бъдат направени следните изводи:

- направен е обзор на използваните в световната практика облекчени циментови разтвори; методите за олекотяване на разтворите и използваните химични реагенти и добавки за понижаване плътността на циментовите разтвори при циментиране на сондажи;
- разработени са рецептури облекчени циментови разтвори с природни зеолити (в частност клиноптилолит) като олекотяваща добавка при концентрации от 15 до 50 %;
- лабораторните изследвания потвърждават възможността за успешното използване на природните зеолити в частност клиноптилолит като олекотяваща добавка за циментови и тампонажни разтвори. Предложените рецептури се характеризират с необходимите технологични параметри; понижена плътност практически не се отразява на якостните показатели на формираният се циментов камък.

Литература

- Аризанов, В. А., С. Янакиева. 1986. *Промивни течности и циментови разтвори в сондирането*. С., Техника.
- Данюшевский, В. С., И. Ф. Толстых. 1973. *Справочное руководство по тампонажным материалам*. М., Недра.
- Луценко, Н. А., Н. А. Финогенов. 1965. *Облегченные цементные растворы для бурения нефтяных и газовых скважин*. Киев, Техника.
- Лилков, В., С. Янакиева, К. Величкова. 1994. *Олекотяваща добавка за тампонажен цимент. Влияние върху физикомеханичните свойства на цимента*. 7 Международна конференция по Механика и технология на композиционните материали. С.
- Fyten G., K. Luke, C. Quinton, J. E. Griffith. 2005. *Development and use of a cost-effective, low-density cementing system for reducing (ECDs) and obtaining improved pipe/cement/ formation bonding*. SPE 96107.
- API Specification for materials and testing for well cements, Specification.

PREPARATION AND CHARACTERIZATION OF PLASMA-CHEMICALLY SYNTHESIZED NANODISPERSED POWDERS OF ZrO_2 - Y_2O_3 AND SiO_2

Katerina Zaharieva¹, Gheorgi Vissokov²

^{1,2} University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail: zaharieva1@abv.bg

ABSTRACT. Nanodispersed oxides ZrO_2 - Y_2O_3 and SiO_2 were successfully obtained by plasma-chemical synthesis in low-temperature plasma and plasma-forming gas argon. The ZrO_2 - Y_2O_3 was synthesized by evaporation of a mixture with micron size – ZrO_2 (85%) and Y_2O_3 (15%) in argon plasma. The SiO_2 was obtained by evaporation of quartz in argon plasma. The phase composition, chemical composition, structure and morphology were investigated by X-ray diffraction, X-ray photoelectron spectroscopy, Infrared spectroscopy, Thermal analysis and Scanning electron microscopy. The specific surface area of the ZrO_2 - Y_2O_3 and SiO_2 was measured. The plasma-chemical technology allowed the production of nanodispersed powders with unique properties.

ПОЛУЧАВАНЕ И ОХАРАКТЕРИЗИРАНЕ НА ПЛАЗМОХИМИЧНО СИНТЕЗИРАНИ НАНОДИСПЕРСНИ ПРАХОВЕ ОТ ZrO_2 - Y_2O_3 И SiO_2

Катерина Захариева¹, Георги Високов²

^{1,2} Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, E-mail: zaharieva1@abv.bg

РЕЗЮМЕ. Нанодисперсните оксиди ZrO_2 - Y_2O_3 и SiO_2 бяха успешно получени чрез плазмохимичен синтез в условията на нискотемпературна плазма и плазмообразуващ газ аргон. ZrO_2 - Y_2O_3 беше получен чрез изпаряване на смес с микронни размери – ZrO_2 (85%) и Y_2O_3 (15%) в аргонова плазма. SiO_2 е синтезиран чрез изпарение на кварц в аргонова плазма. Фазовият състав, химическият състав, структурата и морфологията са изследвани посредством рентгенофазов анализ, рентгенова фотоелектронна спектроскопия, инфрачервена спектроскопия, термичен анализ и сканираща електронна микроскопия. Измерена е специфичната повърхност на ZrO_2 - Y_2O_3 и SiO_2 . Плазмохимичната технология позволява получаването на нанодисперсни прахове със специфични свойства.

Introduction

The optical, magnetic, electronic, structural, mechanical, and chemical properties of nanoparticles are found to be almost invariably different from, and sometimes even superior to, those exhibited by their bulk counterparts of the same compositions (Gleiter, 1989; Ichinose et al., 1992; Shinde et al., 2000). Oxide nanomaterials are finding a wide range of applications as catalysts and starting materials for preparing advanced structural ceramics because they possess a unique property, i.e., high reactivity, resulting from their high specific surface area, controlled size, and distribution (Park et al., 2006).

The purpose of this work is to study plasma-chemical preparation of nanodispersed oxides ZrO_2 - Y_2O_3 and SiO_2 . The compounds were characterized and studied by X-ray diffraction, X-ray photoelectron spectroscopy, Infrared spectroscopy, Thermal analysis and Scanning electron microscopy. The specific surface area of the ZrO_2 - Y_2O_3 and SiO_2 was measured. The data obtained allowed us to acquire new information concerning these nanodispersed powders (ZrO_2 - Y_2O_3 and SiO_2).

Experimental

Nanodispersed powders of ZrO_2 - Y_2O_3 and SiO_2 were synthesized in low-temperature plasma created by high-current electric arc. The ZrO_2 - Y_2O_3 was synthesized by evaporation of

a mixture with micron size – ZrO_2 (85%) and Y_2O_3 (15%). The SiO_2 was obtained by evaporation of quartz. The plasma-forming gas was argon (Vissokov et al., 1998; Vissokov et al., 2004). On Fig. 1 is shown the plasma-chemical installation used for the synthesis of nanodispersed powders (ZrO_2 - Y_2O_3 and SiO_2).

The phase composition of the samples was determined by a X-ray diffraction analysis using apparatus "TUR-M62" with Breg Brentano geometry and a computer control of a goniometer HZG-3, Co-K α radiation, a scanning step of spectra 0.05° and with an increased time for collecting of the impulses – 5 sec. A profile analysis of lines with a program "Fit", according to (Petkov and Bakaltchiev, 1990) was made of the experimental diffraction spectrum. The parameters of the elementary cell and an average size of the crystals were determined by program "PowderCell" (Kraus and Nolze, 1996).

X-ray photoelectron spectroscopy (XPS) measurements were carried out in the UHV chamber of the electron spectrometer ESCALAB-MkII (VG Scientific) with a base pressure of $\sim 5 \times 10^{-10}$ mbar by using AlK α (1486.6 eV) radiation. The total instrumental resolution was ~ 1 eV for all lines. The energy scale was calibrated by using C1s peak centered at 285 eV. The fitting of the recorded XPS spectra was performed, using a symmetrical Gaussian-Lorentzian curve fitting after Shirley-type subtraction of the background.

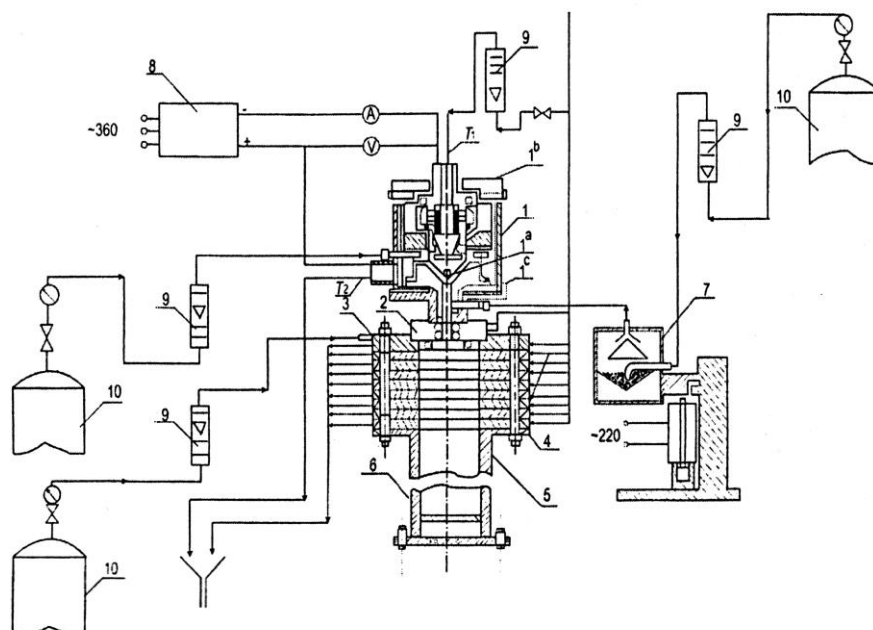


Fig. 1. Schematic diagram of plasma chemical installation for synthesis of nanodispersed powders.

1. Electric-arc D.C. plasmatron; 1a. Thoriated tungsten cathode; 1b. Copper water-cooled anode; 1c. Plastic adjusting ring; 2. CW PCR; 3. Quenching device; 4. Copper water-cooled sections of the quenching device; 5. Powder-trapping chamber; 6. Filter; 7. Vibration powder-feeding device (if necessary, a piston type vibration powder-feeding device can also be used); 8. Current rectifier; 9. Flow rate meters; 10. Bottles with plasma forming, powder-carrying and quenching gases; T_1 – Temperature of inlet water; T_2 – Temperature of outlet water.

The IR spectrum of the SiO_2 was recorded using the apparatus "FTIR Bruker Tensor 27". The sample for the IR spectroscopy analysis is prepared mixing 1 mg nanosized SiO_2 and 300 mg KBr and pressed in a tablet.

The Thermal analysis was carried out using a "Stanton Redcroft" (England) installation, connected to a PC at the following conditions: temperature interval of heating – 20 – 1100 °C; heating rate – 10 °C/min; sample mass – 10.00 mg; gaseous medium – 100% air, debit – 1l/h. Stabilized corundum crucible was used.

The SEM images of the $\text{ZrO}_2\text{-Y}_2\text{O}_3$ and SiO_2 were made by JEOL JSM 5300 SCANNING MICROSCOPE.

The specific surface area of the $\text{ZrO}_2\text{-Y}_2\text{O}_3$ and SiO_2 was measured with the FlowSorb 2300.

Results and discussion

The registered lines in a XRD spectrum (Fig. 2) of $\text{ZrO}_2\text{-Y}_2\text{O}_3$ corresponded to these which belong to the ZrO_2 or some intermetallic oxides in the system $\text{ZrO}_2\text{-Y}_2\text{O}_3$. For example the lines completely corresponded to $\text{Zr}_{0.8}\text{Y}_{0.2}\text{O}_{1.9}$. This sample is a well glacial substance. A phase composition, a size of crystals and parameters of the elementary cell are $\text{Zr}_{0.8}\text{Y}_{0.2}\text{O}_{1.9}$, 100 wt%, $D = 25$ nm, $a=b=c= 5.1325$ Å.

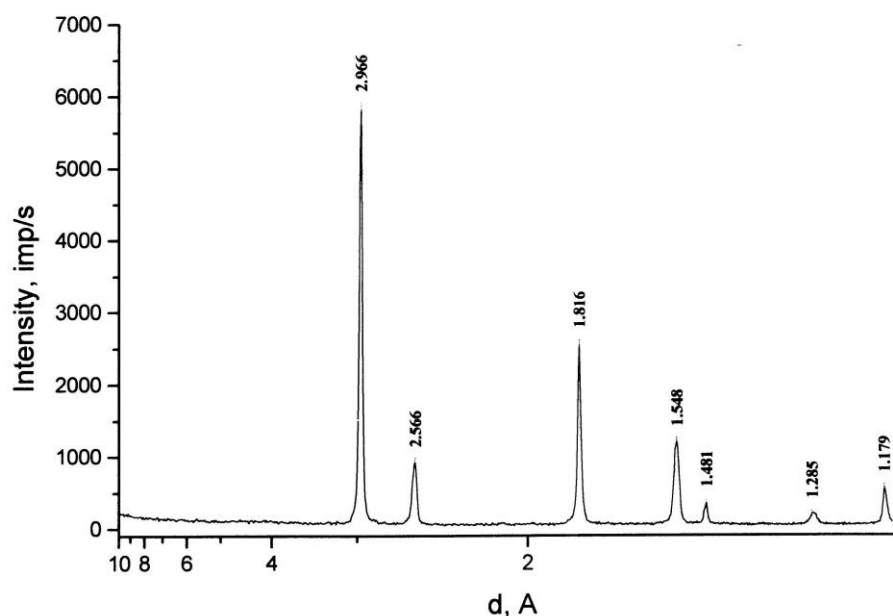


Fig. 2. XRD spectrum of the sample $\text{ZrO}_2\text{-Y}_2\text{O}_3$.

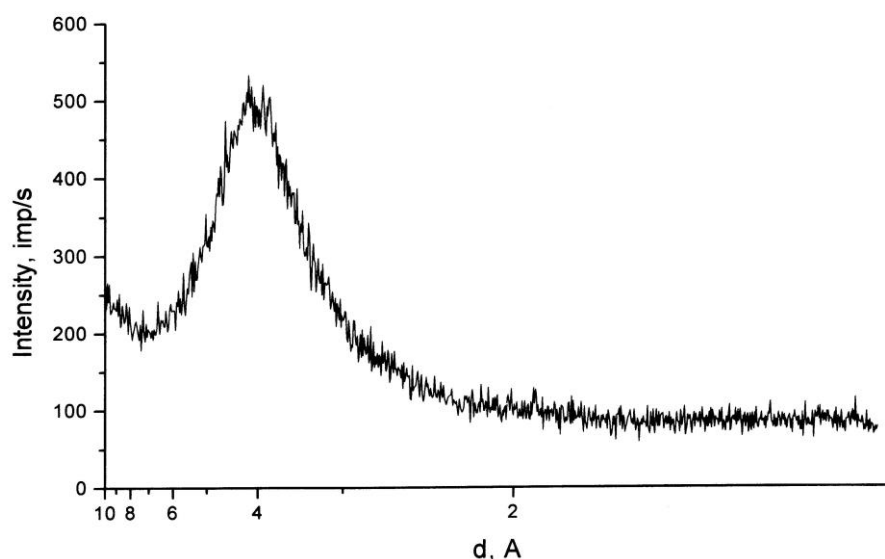


Fig. 3. XRD spectrum of the sample SiO_2 .

The XRD spectrum (Fig. 3) of a sample SiO_2 shows the absence of crystalline phases. The registered halo – peak is insufficient for a detailed analysis.

The X-ray photoelectron spectroscopy shows that the measured lines of yttrium stabilized zirconium dioxide (Fig. 4) are with energy for Zr3d – 182.3 eV, Y3d – 157.3 eV and O1s – 530.0 eV and 531.8 eV. The peaks of Zr and Y are symmetrical and their half-widths are 1.7 eV for Zr3d and 2.0 eV for Y3d. The peaks composing oxygen line are with half-widths 1.8 eV for peak with energy 530.0 eV (78%) and 2.3 eV

for a peak with energy 531.8 eV (22%). The ratio between atomic percentages of Zr3d, Y3d and O1s is $\text{Y3d}:\text{Zr3d}:\text{O1s}=1:5.5:11.2$. From position of the peaks and their half-widths, as well as from ratio of the concentrations on surface of the respective elements follows that the investigated sample is zirconium dioxide with inserted yttrium in his lattice. This conclusion comes from the higher energy with 0.5 eV of a peak Y3d in the sample than Y_2O_3 . The presence of a peak with a high energy in the line of O1s shows an adsorbed oxygen out of the lattice or OH group over the surface. On the

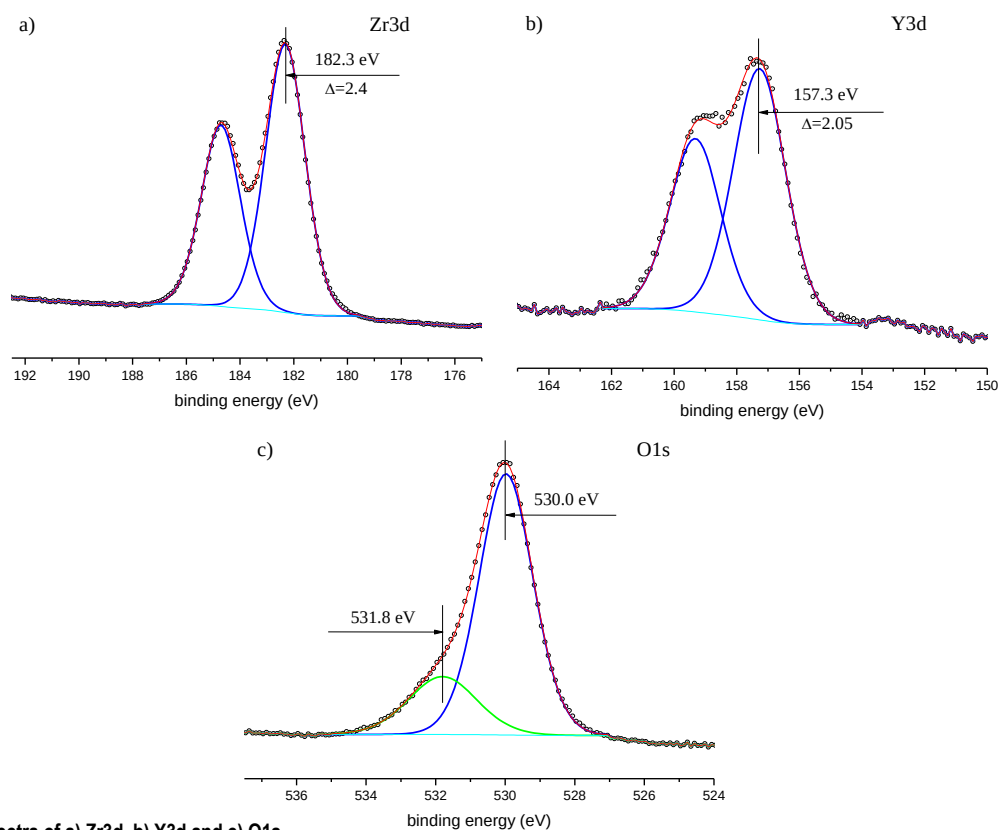


Fig. 4. XPS spectra of a) Zr3d, b) Y3d and c) O1s.

surface of the investigated sample has adsorbed hydrocarbons, which give line C1s. Their presence presses the oxygen, the zirconium and the yttrium in different way. At working of the spectra leave the influence on adsorbed hydrocarbons out of account.

The X-ray photoelectron spectroscopy shows that the measured lines of the silicon dioxide (Figure 5) are with energy for Si2p – 103.3 eV and O1s – 532.7 eV. The peaks are symmetrical and their half-widths are 2.5 eV for the two lines. The ratio between atomic percentages of Si2p and O1s is 0.55. From position of the peaks and their half-widths as well as from

ratio of the concentrations on the surface of the respective elements follows that the investigated sample is SiO₂. On the surface of the investigated sample has some atomic percentages from adsorbed hydrocarbons which give a line C1s. Their presence presses the oxygen and the silicon in SiO₂ in different way and has a little diversion from the theoretically correlation (0.5) between atomic percentages of the oxygen and the silicon. At working of the spectra of silicon and the oxygen leave the influence on adsorbed hydrocarbons out of account.

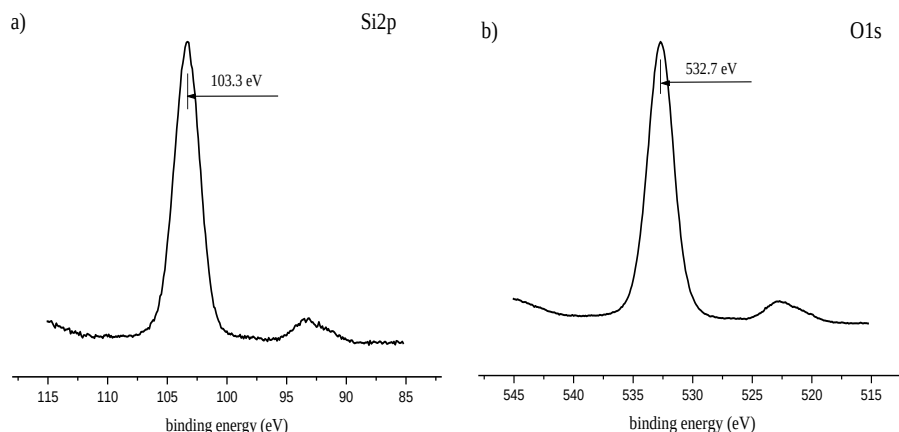


Fig. 5. XPS spectra of the sample SiO₂ a) Si2p and b) O1s.

In IR spectrum of the SiO₂ (Figure 6) has bands: at 3448 cm⁻¹ characteristic for vibration of O-H₂ bonds in adsorbed H₂O molecules, at 1636 cm⁻¹ characteristic for vibrations of O-H

bonds in OH groups and at 1102 cm⁻¹ characteristic for vibration of Si-O bonds.

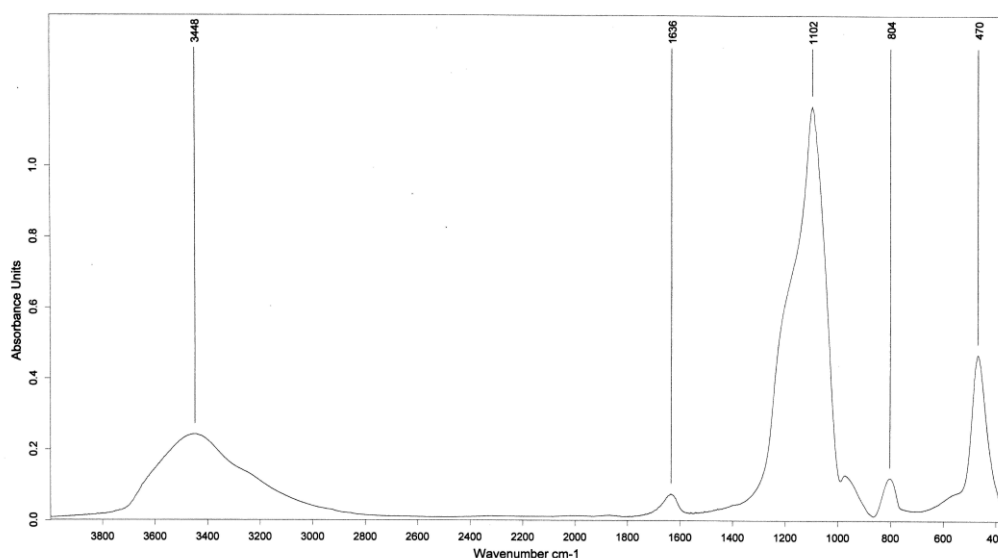


Fig. 6. IR spectrum of the sample SiO₂.

Figure 7 and Figure 8 show the changes in the thermal behaviour of a sample at given experimental conditions by changes of the mass (TG), a rate of the thermal reactions (DTG), a qualitative characterization of the calorific effects

which attend the thermal reactions with a mark for a direction of the endothermic and exothermic effects (DTA) and the temperature dependency (T) with the time in minutes.

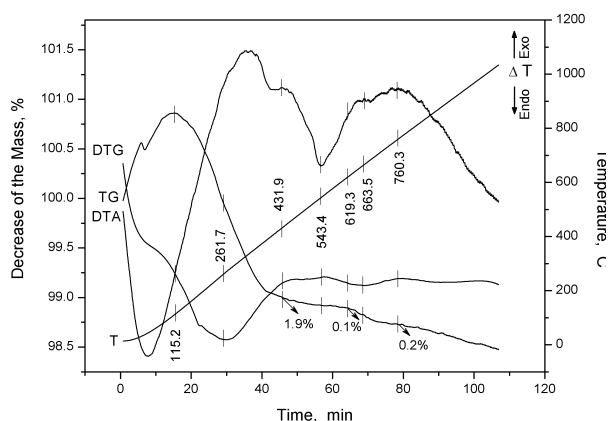


Fig. 7. TG, DTG, DTA and T (time) curves of the sample $\text{ZrO}_2\text{-Y}_2\text{O}_3$.

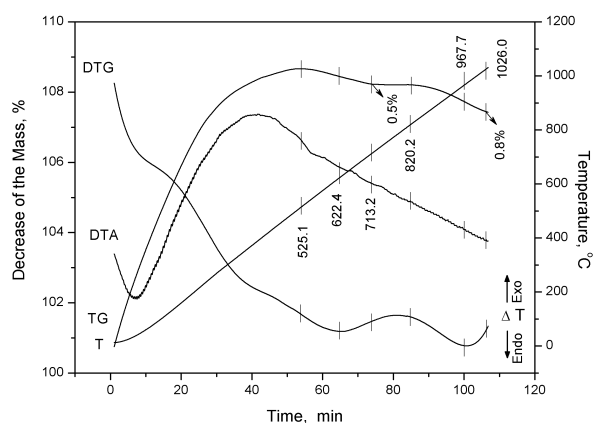


Fig. 8. TG, DTG, DTA and T (time) curves of the sample SiO_2 .

The SEM images (Figure 9 and Figure 10) show that have small and large particles. The large particles are composed of small particles.

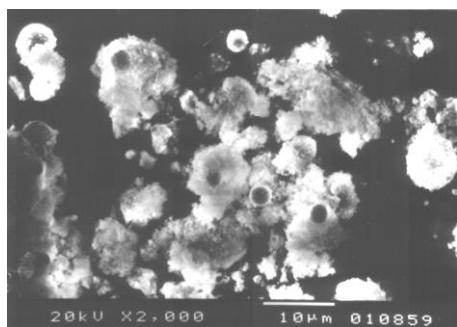


Fig. 9. SEM image of the sample $\text{ZrO}_2\text{-Y}_2\text{O}_3$.

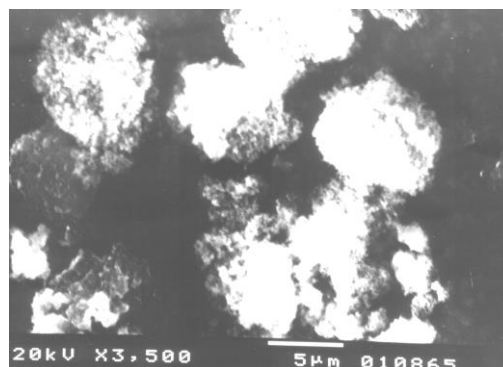


Fig. 10. SEM image of the sample SiO_2 .

The specific surface area is $14 \text{ m}^2/\text{g}$ ($\text{ZrO}_2\text{-Y}_2\text{O}_3$) and $244 \text{ m}^2/\text{g}$ (SiO_2).

Conclusion

Nanosized powders of $\text{ZrO}_2\text{-Y}_2\text{O}_3$ and SiO_2 were prepared using plasma-chemical technique. The X-ray diffraction, X-ray photoelectron spectroscopy, Infrared spectroscopy, Thermal analysis and Scanning electron microscopy were used to characterize the structure of the $\text{ZrO}_2\text{-Y}_2\text{O}_3$ and SiO_2 . The prepared nanostructured materials are promising for many applications. They can be used as supported catalysts. The nanodispersed SiO_2 can be introduced to textile materials and their properties change for the better.

References

- Gleiter, H. 1989. *Prog. Mater. Sci.*, 33, 223.
- Ichinose, N., Y. Ozaki, S. Kashu. 1992. *Superfine Particle Technology*. Springer, London.
- Kraus, W., G. Nolze. 1996. *J. Appl. Cryst.*, 29, 301-303.
- Park, J., Y. Lee, K. Jun, J. Baeg, D. Yim. 2006. *J. Ind. Eng. Chem.*, 12, 6, 882-887.
- Petkov, V., N. Bakaltchiev. 1990. *Appl. Crystallography*, 23, 138-140.
- Shinde, S., S. Kulkarni, A. Banpurkar, R. Nawathey-Dixit, S. Date, S. Ogale. 2000. *J. Appl. Phys.*, 88, 3, 1566-1575.
- Vissokov, G., I. Grancharov, T. Popova. 2004. *Theory and Practice of Nanotechnologies, part I. High-Temperature Technologies*. Publishing House "St. Iv. Rilski", Sofia, 187 p. (in Bulgarian)
- Vissokov, G., P. Pirgov. 1998. *Ultradispersed Powders – Plasmachemical Synthesis and Properties*. Polyprint, Sofia, 395 p. (in Bulgarian)

ПОЛУЧАВАНЕ НА ЕСТЕРИ НА ФТАЛИЛАМИНОКИСЕЛИНИ С 2-β-ХИДРОКСИЕТИЛ-2-АРИЛ-1Н-ИНДЕН-1,3(2Н)-ДИОНИ

Недялко Софрониев

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

РЕЗЮМЕ. Синтезирани са естери на N- защитени аминокиселини (фталиламинокиселини) с 2-β-хидроксиетил-2-арил-1Н-инден-1,3 (2Н)-диони. При деблокирането на фталилната група са получени водоразтворими естери, които притежават антикоагулантно действие върху кръвта.

Ключови думи: 2-β-хидроксиетил-2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-дион, 2-β-хидроксиетил-2-(4-метоксифенил)-1Н-инден-1,3 (2Н)-дион, фталиламинокиселини, киселинни хлориди на фталиламинокиселини, естери на фталиламинокиселини с 2-β-хидроксиетил-2-арил-1Н-инден-1,3 (2Н)-диони, хидрохлориди на естери на аминокиселини с 2-β-хидроксиетил-2-арил-1Н-инден-1,3 (2Н)-диони.

SYNTHESIS OF ESTERS OF PHTHALYL DERIVATIVES OF α-AMINO ACIDS WITH 2-β-HYDROXYETHYL-2-ARYL-1H-INDENE-1,3 (2H)-DIONES

Nedyalko Sofroniev

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

ABSTRACT. Esters of N-protected amino acids (phthalyl derivatives of amino acids) with 2-β-hydroxyethyl-2-aryl-1H-indene-1,3 (2H)-diones are obtained. By deblocking of phthalyl group watersoluble esters are obtained. They possess an anticoagulating activity on the blood.

Key words: 2-β-hydroxyethyl-2-phenyl-1H-indene-1,3 (2H)-dione, 2-β-hydroxyethyl-2-(4-methoxyphenyl)-1H-indene-1,3 (2H)-dione, phthalylamino acids, acid chlorides of phthalylamino acids, esters of phthalylamino acids with 2-β-hydroxyethyl-2-aryl-1H-indene-1,3 (2H)-diones, hydrochlorides of esters of amino acids with 2-β-hydroxyethyl-2-aryl-1H-indene-1,3 (2H)-diones.

Въведение

2-β-хидроксиетил-2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионът ("омефин") намира приложение в клиничната практика като антикоагулант на кръвта (Ванаг, 1960; Машковский, 1984). 2-β-Хидроксиетил-2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите са изходни съединения за получаването на халогенопроизводни, при взаимодействието на които с вторични амини се получават аминопроизводни на "омефина" (Дрегерис и Ванаг, 1962; б. Дрегерис и др., 1965). Опитите да се замени халогенният атом с първична аминогрупа са неуспешни (Ванаг и Дрегерис, 1964; б. Дрегерис и др., 1965). От 2-β-хидроксиетил-2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите са синтезирани и естери – хлорацетати на 2-β-хидроксиетил-2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите, от които при взаимодействие с вторични амини са получени разнообразни аминопроизводни (а. Дрегерис и др., 1965; б. Дрегерис и др., 1965; Дрегерис и др., 1966). Аминопроизводните на 2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите наред с антикоагулантното действие върху кръвта (Sofroniev and Minchev, 2002) имат и подчертано действие върху централната нервна система. В зависимост от строежа си те проявяват аналгезиращо действие (Беленкий и др., 1960; Германе, 1960; Германе, 1961), антиконвулсивно (Беленкий и др., 1960) или наркотично действие (Беленкий и др., 1960; Арен и др., 1968; Германе,

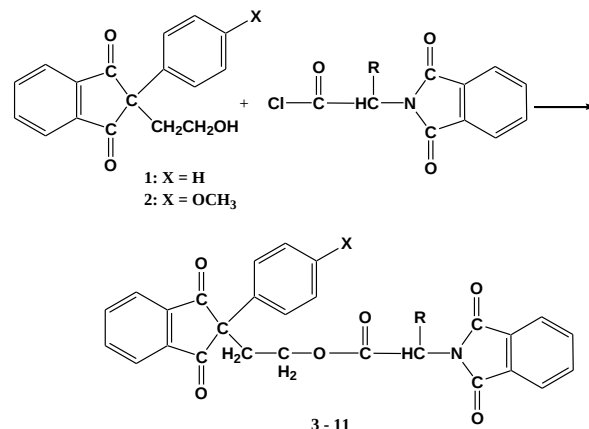
1971). Отдалечаването на аминогрупата на второ място в молекулата на 1Н-инден-1,3(2Н)-дионите посредством въглеродородна верига води до поява на транквилизираща активност (Арен и др., 1968; Германе, 1971). Голям брой от тези аминопроизводни са синтезирани на базата на 2-β-хидроксиалкил-2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони. Описани са различни производни на 2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите с аминокиселини. Във всички случаи аминокиселините са свързани с амидна връзка – от С-края с 2-амино-2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони (Aleksiev et al, 1979; Minchev et al, 1981; Minchev and Sofroniev, 1982; Minchev and Sofroniev, 1986) и от N-края с 2-арил-2,3-дихидро-1,3-диоксо-1Н-инден-2-оцетни киселини (Minchev et al, 1982; Minchev and Sofroniev, 1983; Sofroniev and Minchev, 1988; Софрониев и Минчев, 2005).

Естерно свързване на аминокиселини с производни на 2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони не е описано в литературата. Ето защо ние си поставихме за цел да изучим условията на естерифициране на 2-β-хидроксиетил-2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-дион и 2-β-хидроксиетил-2-(4-метоксифенил)-1Н-инден-1,3(2Н)-дион с N-защитени аминокиселини, които би трябвало да имат разнообразно физиологично действие – антикоагулантно действие върху кръвта и действие върху централната нервна система.

Обсъждане

От многобройните защитни групи за N-края на аминокиселините, избрахме N-фталилната група, която при въвеждането в молекулата на съответната аминокиселина води до получаването на лесно кристализиращи вещества – N-фталиламинокиселини. Освен това деблокирането на фталилната група протича гладко и без затруднения. Изходните фталилни производни на аминокиселините глицин, L- и D, L-фенилаланин и D, L-левцин синтезирахме по Sheehan et al (1952). Получаването на естерите на N-фталиламинокиселините с 2-β-хидроксиетил-2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-диона (1) и 2-β-хидроксиетил-2-(4-метоксифенил)-1Н-инден-1,3(2Н)-диона (2) осъществихме по метода на киселинните хлориди (Гринштейн и Виниц, 1965). Избрахме този метод на пептиден синтез, защото в литературата има описани естери (хлорацетати на 2-β-хидроксиетил-2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-дион) получени при кондензацията на 2-β-хидроксиетил-2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите с киселинния хлорид на монохлорацетната киселина (а. Дрегерис, 1965; б. Дрегерис, 1965; Дрегерис, 1966). Карбоксилните групи на фталиламинокиселините превърнахме в киселинни хлориди по Sheehan and Frank (1949). Кондензацията на киселинните хлориди със съединенията 1 или 2 осъществихме при кипене в среда от диоксан. Естерите на фталиламинокиселините с 2-β-хидроксиетил-2-фенил- и с 2-β-хидроксиетил-2-(4-метоксифенил)-1Н-инден-1,3(2Н)-диона (3 – 11) са безцветни лесно кристализиращи съединения, с изключение на съединението 5, което е маслообразен продукт. След осъществяване на тотална киселинна хидролиза при третиране на хроматограмата с нинхидрин, доказахме наличието на съответната аминокиселина. В инфрачервените спектри на съединенията 3 – 11 има четири ивици на поглъщане в областта 1780 – 1680 cm⁻¹. Ивиците при 1770 cm⁻¹ и 1695 cm⁻¹ се дължат на двете фталилни карбонилни групи, а тези при 1740 и 1710 cm⁻¹ на β-дикарбонилната система от 1Н-инден-1,3(2Н)-дионовия пръстен. Интензивността на високочестотната ивица на β-дикарбонилната групировка при 1740 cm⁻¹ (около 80%) спрямо по-нискочестотната при 1710 cm⁻¹ (около 85%), може да се обясни с факта, че в тази област (1740 cm⁻¹) става наслагване и на естерната

карбонилна група. Съотношението между по-нискочестотната и по-високочестотната ивица на поглъщане за карбонилните групи на 2,2-дизаменените 1Н-инден-1,3(2Н)-диони е 85% към 70% (както е при 2-β-хидроксиетил-2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-диона (1) и 2-β-хидроксиетил-2-(4-метоксифенил)-1Н-инден-1,3(2Н)-диона (2)). В инфрачервените спектри на съединенията 3 – 11 липсва ивица на поглъщане за свободна хидроксилна група при 3500 – 3300 cm⁻¹, а в областта 900 – 700 cm⁻¹ са налице характерните ивици на поглъщане за о-дизаменено и монозаменено ароматно ядро.



Деблокирането на фталилната група се извършва гладко чрез хидразинолиза с хидразин хидрат (Гринштейн и Виниц, 1965), при което не се засяга естерната група на съединенията 3 – 7, а свободната аминогрупа на аминокиселинния остатък веднага се превръща в съответния хидрохлорид 12 – 16. Хидрохлоридите на естерите на аминокиселините 12 – 16 се получават като безцветни кристални вещества, които бяха охарактеризирани чрез елементарен анализ и тотална киселинна хидролиза. В инфрачервените спектри на тези съединения се наблюдават три ивици на поглъщане за карбонилните групи в областта 1740 – 1700 cm⁻¹, като две от тях се дължат на наличието на β-дикарбонилната групировка при 1740 и 1700 cm⁻¹, а третата при 1760 cm⁻¹ е за естерната карбонилна група. Налице е и широка ивица на поглъщане около 3030 cm⁻¹, дължаща се на наличието на амониева група.

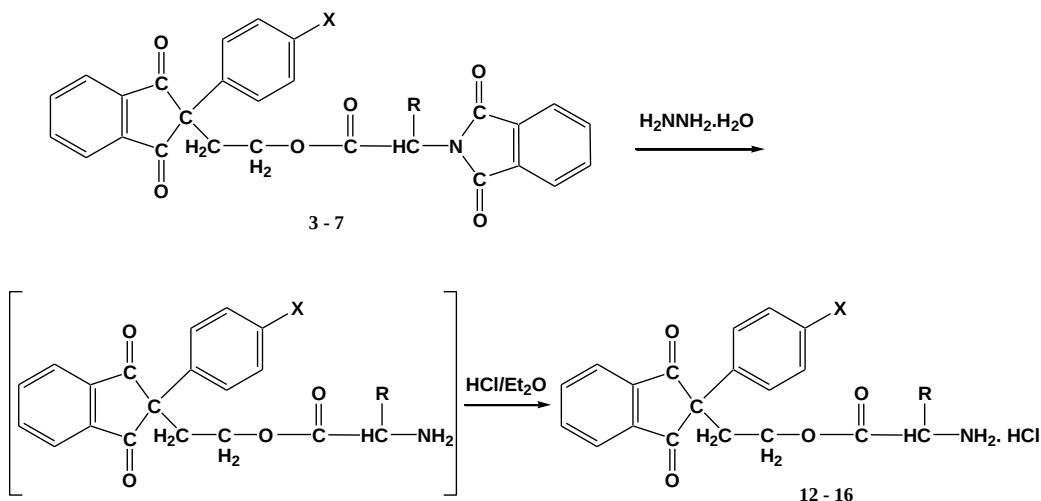


Таблица 1

№	X	R	Т.т., °C	Добив %	Анализ N, %		R _f		[α] _D ²⁰
					изч.	нам.			
3	H	H	141 - 143	55	3,08	3,30	0,23 ^A	0,71 ^B	-
4	H	L-CH ₃	115 - 116	29	2,99	3,20	0,31 ^A	0,73 ^B	[α] _D ²⁰ = -16,3 (c=1, EtOAc)
5	H	L-C ₆ H ₅ CH ₂	масло	43	2,57	2,80	0,27 ^A	0,83 ^B	[α] _D ²⁰ = -19,0 (c=1, EtOAc)
6	OCH ₃	H	103 - 105	62	2,88	3,10	0,19 ^A	0,77 ^B	-
7	OCH ₃	L-C ₆ H ₅ CH ₂	130 - 133	22	2,44	2,53	0,24 ^A	0,83 ^B	[α] _D ²⁰ = -14,6 (c=1, EtOAc)
8	H	D,L-CH ₃	172 - 174	25	2,99	3,21	0,26 ^A	0,77 ^B	-
9	H	D,L-C ₆ H ₅ CH ₂	130 - 134	46	2,57	2,69	0,22 ^A	0,83 ^B	-
10	H	D,L- (CH ₃) ₂ CHCH ₂	150 - 152	17	2,74	2,60	0,21 ^A	0,74 ^B	-
11	OCH ₃	D,L-CH ₃	123 - 125	50	2,81	2,91	0,19 ^A	0,83 ^B	-

Таблица 2

№	X	R	Т.т., °C	Добив %	Анализ N, %		R _f		[α] _D ²⁰
					изч.	нам.			
12	H	H	223 - 224	71	3,89	3,97	0,34 ^B	0,77 ^B	-
13	H	L-CH ₃	236 - 237	66	3,75	3,61	0,37 ^B	0,83 ^B	[α] _D ²⁰ = -16,6 (c=1, EtOAc)
14	H	L-C ₆ H ₅ CH ₂	208 - 209	54	3,11	3,30	0,29 ^B	0,74 ^B	[α] _D ²⁰ = -11,6 (c=1, EtOAc)
15	OCH ₃	H	251 - 252	77	3,59	3,73	0,24 ^B	0,71 ^B	-
16	OCH ₃	L-C ₆ H ₅ CH ₂	230 - 231	81	2,92	3,19	0,27 ^B	0,80 ^B	[α] _D ²⁰ = -17,3 (c=1, EtOAc)

Новосинтезираните естери на фталиламинокиселините **3** - **11** и хидрохлоридите на деблокираните аминокиселини **12** - **16** са потенциални антикоагуланти на кръвта. За антикоагулантна активност бяха изследвани две от новополучените съединения – естерът на фталилглицина с 2-β-хидроксиетил-2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-диона (**3**) и неговият деблокиран продукт – естерът на хидрохлорида на глицина с 2-β-хидроксиетил-2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-диона (**12**). И двете съединения **3** и **12** притежават антикоагулантно действие върху кръвта. При ентерално прилагане на **3** и **12** върху бели мишки в продължение на 24 часа е установено, че острата токсичност за съединение **3** LD₅₀ е 810 мг/кг, а за съединение **12** LD₅₀ е 830 мг/кг. Беше определено времето на съсирване (Чиров, 1959) и протромбиновото време (Quick, 1945) след тридневно ентерално въвеждане на съединения **3** и **12** в дози трикратно по-ниски от леталната доза LD₅₀. Опитните животни показват утроено време на съсирване за съединение **12** и удвоено за съединение **3**, и намаляване на тромбиновия индекс три пъти за съединение **12** и два пъти за съединение **3** в сравнение с контролните животни. От направените изследвания се вижда, че съединението **12** има по-силно и по-ясно изразено антокоагулантно действие върху кръвта, в сравнение с **3**. Освен това беше изследвана и антикоагулантната активност на изходното съединение 2-β-хидроксиетил-2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-дион (“омефин”), като база за сравнение на антикоагулантното действие върху кръвта на изследваните за антикоагулантна активност съединения **3** и **12**. Оказа се, че антикоагулантната активност на **12** е съизмерима с тази на клиничния препарат “омефин”. Естерът на хидрохлорида на глицина с 2-β-хидроксиетил-2-фенил-1Н-

инден-1,3(2Н)-диона (**12**) е добре разтворим във водна среда (средата в живите организми), докато “омефина” има малка разтворимост във вода и се прилага ентерално под формата на водна суспензия. Разтворимостта на съединение **12** във вода е предимство, защото е предпоставка за по-дългото му задържане в организма (депоефект). Разтворимостта на съединение **12** позволява то да се прилага в значително по-малки количества и да се задържа в опитните животни по-дълго време в сравнение с клиничния препарат “омефин”, като предизвиква съизмеримо антикоагулантното действие върху кръвта с това на “омефина”. Попадайки в живия организъм двете съединения **3** и **12** под действието на естеразни ензими, е твърде възможно да се хидролизират до “омефин” и така да проявяват характерното за него антикоагулантно действие.

Материали и методи

Температурите на топене са определяни в открита капилара без корекция. Инфрочервените спектри са снети в нуйол на спектрометър Carl Zeiss Specord 75 IR. Специфичните ъгли на въртене [α]_D са определяни с Carl Zeiss Polarimeter. Органичните разтворители са изпарявани при остатъчно налягане 14 mm Hg стълб. Новосинтезираните съединения охарактеризирахме чрез елементарен анализ, а чистотата на получените вещества контролирахме тънкослойно хроматографски на DC – Alufolien Plates, Kieselgel 60 F₂₅₄, 0,2 mm в следните хроматографски системи: А, етилацетат – петролев етер

(1:1); Б, н-бутанол – метанол – вода (4:1:1); В, пиридин - н-бутанол – оцетна киселина – вода (10:15:3:12).

Изходните съединения получихме по методи описани в литературата.

2-β-Хидроксиетил-2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионът (1) синтезирахме по а. Дрегерис и др. (1965), а 2-β-хидроксиетил-2-(4-метоксифенил)-1Н-инден-1,3(2Н)-дионът (2) по Дрегерис и др. (1966), фталиламинокиселините получихме по Sheehan et al (1952), а киселинните хлориди на фталиламинокиселините по Sheehan and Frank (1949).

Резултати

1. Получаване на естери на 2-β-хидроксиетил-2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони с N-фталиламинокиселини 3 – 11.

0.005 мола (1.33 g) 2-β-хидроксиетил-2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-дион (1) или 0.005 мола (1.48 g) 2-β-хидроксиетил-2-(4-метоксифенил)-1Н-инден-1,3(2Н)-дион (2) се разтварят при загряване в 10 мл диоксан. Прибавят се 0.005 мола от киселинния хлорид на съответната фталиламинокиселина. Полученият хомогенен разтвор се нагрява на обратен хладник в продължение на 4 часа. Реакционната смес се охлажда до стайна температура и се прибавят 50 мл етилацетат. Полученият разтвор се обработва с 5% разтвор на натриев бикарбонат и с вода, суши се над безводен натриев сулфат и се обработва с активен въглен. След отдестилирането на етилацетата, остатъкът се кристализира из етилацетат – петролев етер, при което се получават безцветни кристални съединения, а естерът 5 е маслообразно вещество. Данните за новосинтезираните вещества 3 – 11 са отразени в таблица 1.

2. Получаване на хидрохлориди на естери на 2-β-хидроксиетил-2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони с аминокиселини 12 – 16.

0.002 мола от естерите 3 – 7 се суспендират в 20 мл хидразин хидрат при стайна температура. Постепенно изходното съединение се разтваря, а след няколко часа започват да се отделят бели кристали, които изпълват целия обем на колбата. Реакционната смес се оставя за едно денонощие при стайна температура, филтрува се утайката от фталилхидразид, филтратът се подкислява с оцетна киселина, а след това се неутрализира до неутрално рН с натриев бикарбонат. Към сместа се прибавят 20 мл етилацетат и етилацетатният слой се измива многократно с вода, суши се над безводен натриев сулфат и се изпарява до сухо. Получава се маслообразен продукт, който веднага се разтваря в 10 мл сух метанол и към разтвора се прибавят 10 мл наситен разтвор на хлороводород в диетилов етер. Реакционната смес се оставя

за 24 часа при 0 °С, след което разтворителят се отдестилира до сухо. Веднага се прибавя сух диетилов етер и след разбъркване пада под формата на безцветна утайка съответния хидрохлорид 12 – 16. При пре-кристализация из етилацетат – петролев етер се получават безцветните кристални вещества 12 – 16. Данните за новосинтезираните съединения са отразени в таблица 2.

Литература

- Арен, А., А. Зицманис, С. Германе, Я. Озолиньш. 1968(8). ХФЖ, 18.
- Беленкий, М., С. Германе, А. Арен, Г. Ванаг. 1960. ДАН СССР, 134, 217.
- Ванаг, Г. 1960. «Наука-производство», вып. 5, Рига, стр. 65.
- Ванаг, Г., Я. Дрегерис. 1964. Изв. АН Латв. ССР, 559.
- Германе, С. 1960(12). Изв. АН Латв. ССР, 153.
- Германе, С. 1961(1). Изв. АН Латв. ССР, 121.
- Германе, С. 1971. «Химия дикарб. соедин.», Тез. докл., Рига, стр. 40.
- Гринштейн, Д., М. Виниц. 1965. «Химия аминокислот и пептидов», Мир, Москва.
- Дрегерис, Я., Г. Ванаг. 1962. ЖОХ, 32, 2863.
- а. Дрегерис, Я., С. Германе, Г. Ванаг. 1965. Изв. АН Латв. ССР, с.х., 209.
- б. Дрегерис, Я., С. Германе, Г. Ванаг. 1965. Изв. АН Латв. ССР, с.х., 742.
- Дрегерис, Я., С. Германе, Г. Ванаг. 1966. Изв. АН Латв. ССР, с.х., 90.
- Машковский, М. 1984. «Лекарственные средства», часть 1 и 2, Медицина, Москва.
- Софрониев, Н., С. Минчев. 2005. Год. МГУ, 48, св. II, 129.
- Чилов, К. 1959. «Клинична лаборатория», София, стр. 390.
- Aleksiev, B., S. Minchev, N. Sofroniev. 1979. Compt. rend. Acad. bulg. Sci., 32, 1499.
- Minchev, S., N. Sofroniev, B. Aleksiev. 1981. Compt. rend. Acad. bulg. Sci., 34, 1111.
- Minchev, S., N. Sofroniev, B. Aleksiev, A. Lyapova, H. Nedev. 1982. Compt. rend. Acad. bulg. Sci., 35, 347.
- Minchev, S., N. Sofroniev. 1982. Peptides, 195.
- Minchev, S., N. Sofroniev. 1983. Compt. rend. Acad. bulg. Sci., 36, 217.
- Minchev, S., N. Sofroniev. 1986. Liebigs Ann. Chem., 69.
- Sheehan, J., V. Frank. 1949. J. Am. Chem. Soc., 71, 1856.
- Sheehan, J., D. Chapman, R. Roth. 1952. J. Am. Chem. Soc., 74, 3822.
- Sofroniev, N., S. Minchev. 1988. Compt. rend. Acad. bulg. Sci., 41, 75.
- Sofroniev, N., S. Minchev. 2002. Bulg. Chem. Ind., 73(2), 45.
- Quick, A. 1945. J. Am. Clin. Path., 15, 560.

ПОЛУЧАВАНЕ НА 2-АМИНО-3-[2-АРИЛМЕТИЛ-1Н-ИНДЕН-1,3(2Н)-ДИОНИЛ]-ПРОПАНОВИ КИСЕЛИНИ

Недялко Софрониев

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

РЕЗЮМЕ. При селективната редукция на естерамидите на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил]-малонови киселини (естерамиди на малоновата киселина, съдържащи остатък от 2-арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони) се получават естерамиди на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил]-малонови киселини. При киселинната им хидролиза се получават 2-амино-3-[2-арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил]-пропанови киселини (неприродни α -D,L-аланини, съдържащи остатък от 2-арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони), които притежават антикоагулантно действие върху кръвта.

Ключови думи: Естерамиди на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил]-малонови киселини, натриев борхидрид, естерамиди на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил]-малонови киселини, 2-амино-3-[2-арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил]-пропанови киселини.

SYNTHESIS OF 2-AMINO-3-[2-ARYLMETHYL-1H-INDENE-1,3 (2H)-DIONYL]-PROPIONIC ACIDS

Nedyalko Sofroniev

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

ABSTRACT. By selective reduction of esteramides of 2-amino-2-[2-substituted benzylmethylene-1H-indene-1,3(2H)-dionyl]-malonic acids (esteramides of malonic acid containing residue of 2-arylmethylene-1H-indene-1,3(2H)-diones) esteramides of 2-amino-2-[2-substituted benzylmethyl-1H-indene-1,3(2H)-dionyl]-malonic acids are obtained. By their acid hydrolysis 2-amino-3-[2-arylmethyl-1H-indene-1,3(2H)-dionyl]-propionic acids (unnatural α -D,L-alanines, containing residue of 2-arylmethyl-1H-indene-1,3(2H)-diones) are obtained. They exhibit an anticoagulating activity on the blood.

Key words: Esteramides of 2-amino-2-[2-substituted benzylmethylene-1H-indene-1,3(2H)-dionyl]-malonic acids, sodium borohydride, esteramides of 2-amino-2-[2-substituted benzylmethyl-1H-indene-1,3(2H)-dionyl]-malonic acids, 2-amino-3-[2-arylmethyl-1H-indene-1,3(2H)-dionyl]-propionic acids.

Въведение

2-Арил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите (2-арил-1,3-индандиони) притежават антикоагулантно действие върху кръвта (Lombardino and Wiseman, 1968; Озол и др., 1969; Чазов и Лакин, 1977). Известни са неприродни α -D,L-аминокиселини, съдържащи остатък от 2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони, които са водоразтворими, задържат се по-дълго време в кръвта и проявяват добре изразено антикоагулантно действие върху кръвта (Минчев и др., 1987). Макар и по-слабо изразено антикоагулантно действие имат и други неприродни α -D,L-аминокиселини, които са производни на 2-арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите (2-арилиден-1,3-индандиони) (Софрониев, 2007). Описаните в литературата 2-арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони са цветни вещества, които флуоресцират в твърдо състояние (Смирнов и Подорольская, 1969). Някои от тях се използват като текстилни багрила (Noelting and Blum, 1901; Смирнов и Подорольская, 1969; Irick, 1971). 2-Арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите в повечето случаи се получават с добри добиви и се използват като изходни съединения за синтез на 2-аралкил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони (2-аралкил-1,3-индандиони) (Думпис и Ванаг, 1959; Думпис и Ванаг, 1961; Думпис и Родовиц, 1965; Heller et al,

1967; Станкевич и др., 1969; Арен и др., 1969), на аминопроизводни (Арен и др., 1968; Aigner et al, 1970; Nachev et al, 1978), на съединения с противовъзпалително действие (Bahner and Brotherton, 1969) и за получаване на хетероциклични производни (Ванаг и др., 1957; Пелчер и др., 1967).

С оглед търсенето на нови съединения с антикоагулантно действие, си поставихме за цел изучаването на условията за получаване на неприродни α -D,L-аминокиселини, съдържащи остатък от 2-арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони.

Обсъждане

2-Арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони могат да бъдат получени чрез хидриране на 2-арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони с натриев хидросулфит (Думпис и Ванаг, 1959) или при каталитично хидриране с водород/никел (Думпис и Ванаг, 1959; Думпис и Ванаг, 1961; Думпис и Родовиц, 1965). Хидрирането с натриев хидросулфит е свързано с продължително кипене във водно-алкохолна среда, при което се получават ниски добиви и странични продукти – бисулфитни адукти на изходните съединения (Думпис и Ванаг, 1959). Каталитичното хидриране с

водород/никел също е твърде продължителен процес (6-12 часа), като добивите се колебаят в широки граници (от 11% до 95%). Селективното хидриране на 2-арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-диони може да се осъществи с натриев борхидрид, без да се редуцират карбонилните групи от β -дикарбонилната система (Арен и др., 1969).

Изходните естерамиди на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] - малоновии киселини (1 – 6) получихме по Софрониев (2007). Температурите на топене и данните от елементния анализ на съединенията 1 – 6 съвпадат с данните за същите съединения описани в литературата (Софрониев, 2007). В инфрачервените спектри на съединенията 1 – 6 се наблюдават ивици на поглъщане при 1740 и 1710 cm^{-1} , дължащи се на естерни, циклични и амидна карбонилни групи. Наблюдава се и ивица на поглъщане при 1590 cm^{-1} , дължаща се на трептения от C=C връзката. При съединенията 3 – 6 са налице две ивици на поглъщане при 1530 и 1320 cm^{-1} , характерни за наличието на нитрогрупа. Наблюдават се и ивици на поглъщане при 3330 и 1680 cm^{-1} , отнасящи се за връзката N-H и C=O от амидната група. Както е видно от общата формула на съединенията 1 – 6 и от таблица 1, изходните естерамиди на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] - малоновии киселини (1 – 6) имат едни и същи значения за заместителите X и Y с тези на новополучените естерамиди на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] - малоновии киселини (7 – 12).

Получаването на естерамидите на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] - малоновии киселини (7 – 12) осъществихме чрез селективна редукция на естерамидите на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] - малоновии киселини (1 – 6) с натриев борхидрид в среда от пиридин. Редукцията проведохме при температура 60 °C в продължение на 20 мин., при което се получават с високи добиви съединенията 7 – 12. Под влиянието на двете карбонилни групи и на електроноакцепторното действие на арилния остатък β -дикарбонилната система се поляризира, в резултат на което възниква електрофилен център при β -въглеродния атом и се образува преходен

комплекс на съединенията 1 – 6 с натриев борхидрид (I). Получаването на спрегнатия анион (II) не позволява понататъчна редукция по двете карбонилни групи и осигурява висока селективност на редукцията на C=C връзката при изходните съединения 1 – 6, без да протича при избраните условия редукция на наличните нитрогрупи при съединенията 3 – 6. При подкисляване с разрежена солна киселина се получават бледожълто оцветените естерамиди 7 – 12 (III). Загубата на интензивното оцветяване характерно за изходните съединения (1 и 2 са жълти кристални вещества, а 4 – 6 са виолетово-червени кристални вещества) може да се обясни с факта, че при новополучените естерамиди 7 – 12 се нарушава системата от спрегнати двойни връзки, която е налице при изходните вещества 1 – 6. В инфрачервените спектри на новосинтезираните естерамиди на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] - малоновии киселини (7 – 12) са налице ивици на поглъщане при 1740 и 1710 cm^{-1} , дължащи се на трептенията на естерни, циклични и амидна карбонилни групи. За съединенията 9 – 12 се наблюдават и ивици на поглъщане при 1530 и 1320 cm^{-1} , дължащи се на трептенията на нитрогрупа. В спектрите на всички новосинтезирани естерамиди 7 – 12 са налице ивици на поглъщане при 3330 и 1680 cm^{-1} , отнасящи се за връзката N-H и C=O от амидната група, а изчезва ивицата на поглъщане при 1590 cm^{-1} , дължаща се на трептенията от C=C връзката. Хидролизата на естерните и на амидната връзка и последващото декарбоксилиране на едната карбоксилна група на естерамидите 7 – 12 осъществихме с бромоводородна киселина, в резултат на което получихме 2-амино-3-[2-арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] - пропановии киселини (13 – 18). Новополучените неприродни производни на α -D,L-аланина (13 – 18) са бледожълто оцветени кристални вещества. В инфрачервените спектри на 13 – 18 са налице ивици на поглъщане при 1740 и 1710 cm^{-1} , дължащи се на циклични карбонилни групи, а също така характерната за аминокиселините широка ивица за амониева група при 3230 cm^{-1} . При съединенията 15 – 18 се наблюдават ивици на поглъщане при 1530 и 1320 cm^{-1} , дължащи се на трептенията от нитрогрупа.

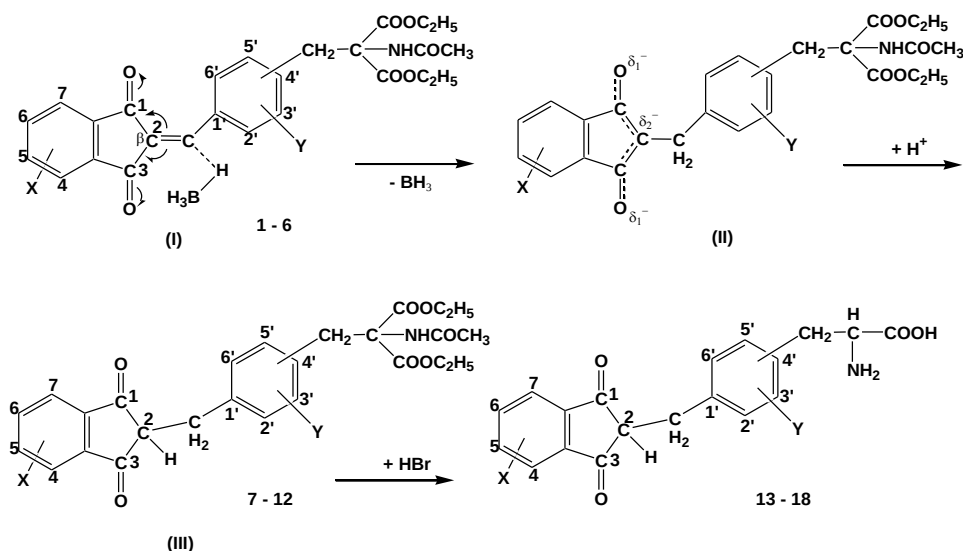


Таблица 1

№	X	Y	R*	Т.т., °C	Добив %	Анализ N, %		R _f	
						изч.	нам.		
7	H	H	4'-	163 - 164	83	3,01	2,90	0,21 ^A	0,73 ^B
8	H	4'-OCH ₃	3'-	127 - 228	77	2,83	2,73	0,19 ^A	0,69 ^B
9	4-NO ₂	H	4'-	177 - 179	73	5,49	5,40	0,27 ^A	0,87 ^B
10	4-NO ₂	4'-OCH ₃	3'-	190 - 191	89	5,18	5,00	0,30 ^A	0,80 ^B
11	5-NO ₂	H	4'-	169 - 170	84	5,49	5,20	0,27 ^A	0,71 ^B
12	5-NO ₂	4'-OCH ₃	3'-	188 - 189	91	5,18	5,01	0,31 ^A	0,77 ^B

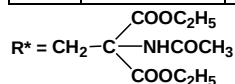
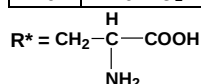


Таблица 2

№	X	Y	R*	Т.т., °C	Добив %	Анализ N, %		R _f	
						изч.	нам.		
13	H	H	4'-	234 - 236	71	4,33	4,27	0,27 ^A	0,73 ^B
14	H	4'-OCH ₃	3'-	247 - 248	83	3,96	4,02	0,36 ^A	0,81 ^B
15	4-NO ₂	H	4'-	293 - 295	79	7,61	7,49	0,41 ^A	0,76 ^B
16	4-NO ₂	4'-OCH ₃	3'-	266 - 267	81	7,03	7,26	0,23 ^A	0,76 ^B
17	5-NO ₂	H	4'-	284 - 286	76	7,61	7,53	0,36 ^A	0,80 ^B
18	5-NO ₂	4'-OCH ₃	3'-	257 - 258	73	7,03	7,17	0,29 ^A	0,74 ^B

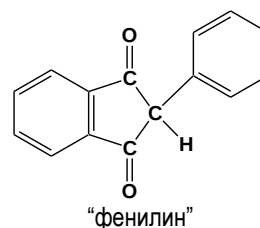


От групата на цикличните β-дикетони са известни препарати с антикоагулантно действие, между които е лекарственото средство "фенилин" (Машковский, 1984). От новосинтезираните естерамиди **7** – **12** и непериродни производни на α-D,L-аланина (**13** – **18**), за антикоагулантно действие върху кръвта бяха изследвани естерамидът на 2-амино-2-[2-бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил]-малонова киселина (**7**) и 2-амино-3-[2-фенилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] - пропанова киселина (**13**). Изследвана е острата токсичност на съединенията **7** и **13**. Те се въвеждат перорално на бели мишки чрез катетър в концентрации 150, 300, 600, 1200 и 2400 мг/кг. Веществата се разтварят във вода чрез добавяне на натриев карбонат до пълното им разтваряне. На контролните животни се въвеждат перорално същото количество воден разтвор на натриев карбонат. Леталната доза LD₅₀ за опитните животни се отчита след едно денонощие. LD₅₀ за съединение **7** е 890 мг/кг, а за съединение **13** е 870 мг/кг, а LD₅₀ за клиничния препарат "фенилин" е 845 мг/кг. Антикоагулантното действие на съединенията **7** и **13** се определя чрез измерване на времето на кръвене ("Клинична лаборатория", 1985). Веществата **7** и **13** и клиничният препарат "фенилин" се въвеждат перорално чрез катетър в дози 1/3 от LD₅₀. Кръв се взема след отрязване върха на опашката на всяка мишка на 30, 90 и 180 мин след въвеждането на веществата. Времето на кръвене е отразено в таблица 3.

Таблица 3

Вещество	Доза мг/кг	Време за кръвене, мин		
		30	90	180
Контрола	0	12,1	12,7	12,6
"фенилин"	281	15,3	17,7	19,1
съед. 7	296	14,4	16,0	16,6
съед. 13	290	15,7	16,9	17,8

От данните изложени в таблица 3 се вижда, че съединение **13** оказва по-силно влияние върху времето на кръвене, в сравнение със съединение **7**. Известно е, че 2-аралкил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите имат по-слабо изразено антикоагулантно действие върху кръвта от това на 2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите (Коптелова и др., 1965). Този факт се потвърждава и от направените от нас изследвания за антикоагулантна активност. От таблица 3 е видно, че новосинтезираните съединения **7** и **13**, които са от групата на 2-аралкил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите имат по-слабо изразено антикоагулантно действие от това на клиничния препарат "фенилин" (2-фенил-1Н-инден-1,3(2Н)-дион), който е представител от групата на 2-арил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионите.



Материали и методи

Температурите на топене са определяни в открита капилара без корекция. Органичните разтворители са изпарявани при остатъчно налягане 14 мм Hg стълб. Инфрачервените спектри са снети в нуйол на спектрофотометър Carl Zeiss Specord 75 IR. Новополучените съединения охарактеризирахме чрез елементарен анализ, а чистотата контролирахме чрез тънкослойна хроматография на DC-Alufolien Plates, Kieselgel 60 F₂₅₄, 0.2 mm в следните хроматографски системи: А, н-бутанол – етанол - вода (5:1:4); Б, пиридин - н-бутанол – оцетна киселина - вода (10:15:3:12); В, хлороформ – ацетон (9:1).

Исходните естерамиди на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] - маленови киселини (1 – 6) синтезирахме по Софрониев (2007).

Резултати

1. Получаване на естерамидите на 2-амино-2-[2-заместени бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил]-маленови киселини (7 – 12)

Към 0.005 мол от съответния естерамид на 2-амино-2-[2-заместена бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] - маленова киселина (1 – 6) се прибавят 10 мл пиридин и при разбъркване на магнитна бъркалка в продължение на 10 мин се прибавят на три равни порции 0.19 г натриев борхидрид. Така получената реакционна смес се нагрява на водна баня при температура 60 °С, при разбъркване в продължение на 20 мин. Полученият разтвор се охлажда до 0 °С и бавно на капки при разбъркване се прибавя разреждана солна киселина, до падането на бледожълто оцветена кристална утайка от съответния естерамид на 2-амино-2-[2-заместена бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] - маленова киселина (7 – 12). Получената утайка се филтрува и се суши в ексикатор. След прекристализация на съединения 7 – 12 из етанол се получават бледожълто оцветените кристални вещества 7 – 12. Данните за новосинтезираните съединения са отразени в таблица 1.

2. Получаване на 2-амино-3-[2-арилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил]-пропанови киселини (13 – 18)

Към 0.001 мол от съответния естерамид на 2-амино-2-[2-заместена бензилметил-1Н-инден-1,3(2Н)-дионил] – маленова киселина (7 – 12) се прибавят 6 мл концентрирана бромоводородна киселина и получената реакционна смес се нагрява на обратен хладник в продължение на 2 часа. Полученият разтвор се охлажда до стайна температура, алкализират се с воден разтвор на натриев бикарбонат до рН 5 и се замътва с ацетон. Остава за една нощ в хладилник, при което се образуват светложълто оцветени кристали от съединенията 13 – 18. Съединенията 13 и 14

се прекристализират из етанол, а 15 – 18 из оцетна киселина. Данните за новополучените съединения са отразени в таблица 2.

Литература

- Арен, А., А. Зицманис, С. Германе, Я. Озолиньш. 1968. ХФЖ, 18.
- Арен, Б., М. Дауварте, А. Арен. 1969. ЖОрХ, 534.
- Ванаг, Г., Э. Станкевич, Э. Грен. 1957. ЖОХ, 27, 2733.
- Думпис, Т., Г. Ванаг. 1959. ДАН СССР, 125, 549.
- Думпис, Т., Г. Ванаг. 1961. ДАН СССР, 141, 1093.
- Думпис, Т., И. Родовиц. 1965. Изв. АН Латв. ССР, с.х., 733. «Клинична лаборатория». 1985. София, стр. 135.
- Коптелова, М., Э. Шафро, Т. Думпис, Г. Ванаг. 1965. Изв. АН Латв. ССР, с.х., 345.
- Машковский, М. 1984. «Лекарственные средства», Медицина, Москва, часть 1, стр. 494.
- Минчев, С., Н. Софрониев, А. Ляпова, А. Дойчинов. 1987. Авт. свид. ВГ, 43438.
- Озол, Я., С. Германе, А. Арен. 1969. Изв. АН Латв. ССР, с.х., 583.
- Пелчер, Ю., Я. Фрейманис, Г. Ванаг. 1963. ХГС, 189.
- Смирнов, Е., А. Подорольская. 1969. ЖОХ, 39, 1373, 1377.
- Софрониев, Н. 2007. Год. МГУ, 50, св. II, , 203.
- Станкевич, Э., Л. Озол, Г. Дубур. 1969. ХГС, 723.
- Чазов, Е., К. Лакин. 1977. «Антикоагулянты и фибринолитические средства», Медицина, Москва, стр. 66.
- Aigner, H., H. Juneck, H. Sterk. 1970. Monatsch. Chem., 101, 1145.
- Bahner, C., D. Brotherton. 1969. J. Med. Chem., 12, 721.
- Heller, H., D. Auld, K. Salisburg. 1967. J. Chem. Soc., 1552.
- Irick, G. 1971. J. Chem. Eng. Data, 16, 118.
- Lombardino, J., E. Wiseman. 1968. J. Med. Chem., 11, 342.
- Nachev, I., B. Aleksiev, M. Miloshev. 1978. Pharmacie, 33, 193.
- Noelting, F., H. Blum. 1901. Chem. Ber., 34, 2467.

ГЕОМЕХАНИЧНА ОЦЕНКА НА УЧАСТЪК "ПРОПАДА", РУДНИК "МАЛКО ТЪРНОВО", БУРГАСКИ МЕДНИ МИНИ – ЕАД

Венцислав Иванов

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

РЕЗЮМЕ. Над иззетите участъци на закрития рудник "Пропада" от Малкотърновското рудно поле са настъпили разкъсвания и пропадания на земната повърхност. В близост до най-голямото от тях преминава трасето на международния път. Въз основа на геомеханичния анализ на влиянието на основните фактори – напрегнато състояние, физикомеханични свойства и структурни характеристики на скалите и масива и въздействието на минните работи е оценена геомеханичната устойчивост на системата Вместващ масив/Подземни изработки. Дадени са препоръки за ограничаване развитието на пропадането за минимизиране на влиянието му върху строящия се път.

GEOMECHANICAL ASSESSMENT OF PROPADA SECTION, MALKO TARNOVO MINE, BOURGASKI MEDNI MINI EAD

Ventsislav Ivanov

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

ABSTRACT. Breaks and failures of the ground surface have occurred above the mined area of the abandoned Propada underground mine, Bourgaski Medni Mini EAD. There is a project for building of an international road from Bulgaria to Turkey, passing in the vicinity of the biggest failure. An assessment of the geomechanical stability of the system Host massif/underground workings is made on the basis of analysis of the influence of the basic geomechanical factors – stress state, physical-mechanical and structural properties of the rocks and massif and the effect of extraction.

Recommendations are given for the limitation of failure and minimizing of its influence on the road in building.

Увод

Участък "Пропада" се намира в северната част на Малкотърновското рудно поле. Рудник "Пропада" е подземен, разкрит е с щолня и спяпа вертикална шахта (№1) до хоризонт 170, след което разкриването е продължило с нова спяпа шахта (№2) до хоризонт 40. Експлоатационните хоризонти са 11, разположени през 40 ÷ 50 m. Медно-желязната руда е от скарнов тип руди – магнетитова, магнетит-халкопиритна и халкопирит-борнитова. Рудните тела са стълбообразни, имат сложна форма, съдържат стерилни участъци и са с размери – по посока 90 ÷ 530 m и по наклон 70 ÷ 600 m. Разработването на запасите е извършвано чрез три системи на експлоатация: камерно-стълбова система; система с магазиниране; система с изземване, чрез хоризонтални слоеве и запълване, със сухо скално запълнение.

Участъкът е експлоатиран в периода 1957 – 1994 г. През годините на разработване, от находището са добити 1709,6 хил. t руда със средно съдържание на мед 0,94, или 16070 t метал мед. Рудник "Пропада" е закрит през 1995 г. поради неефективност на добива, изчерпване на запасите и сложни минно-геоложки условия.

Проблем

В резултат от експлоатационната дейност терена, над добивните участъци, е нарушен от разкъсвания и пропадания. Най-голямото от тях е с приблизителна площ

10 dka и дълбочина над 30 m. На фиг. 1 е показана фотография на пропадането над рудно тяло № 1. В близост до него преминава трасето на международния път Малко Търново – Истанбул. Въз основа на важността на новоизграждания инфраструктурен обект, сигнал от кмета на Малко Търново и решения на държавните органи, е възложена направата на представената тук геомеханична оценка.



Фиг. 1 Пропадане над рудно тяло № 1

I. Обобщена характеристика на находище “пропада”

Рудник “Пропада” е в СИ край на контактната зона на т. н. Малкотърновски плутон, внедрен в нискометаморфни карбонатни и карбонатно-теригенни скали. Малкотърновският интрузив е сложно, съставно тяло, образувано от неколккратно внедряване на диференцирани магми [1, 2]. Интрузивните наставки, шест на брой [2], са представени хронологически от габросиенити, диорити и кварц-диорити (в СЗ част). Четвъртата и петата наставка са изградени от гранити и гранитпорфири (в южната му част). В шестата наставка са внедрени дайкоподобни тела, разпространени в ЮИ част на интрузива [3]. Основната роля при внедряването на Малкотърновския интрузив е субекваториалното разломяване, проявявало се от север към юг. Реконструкцията на формата на интрузива [2] в проблемния участък го представя като малък шок с изпъкнала на север и издължена в И – З посока дъговидна форма, вложена дискордантно във вместващите го метаморфити.

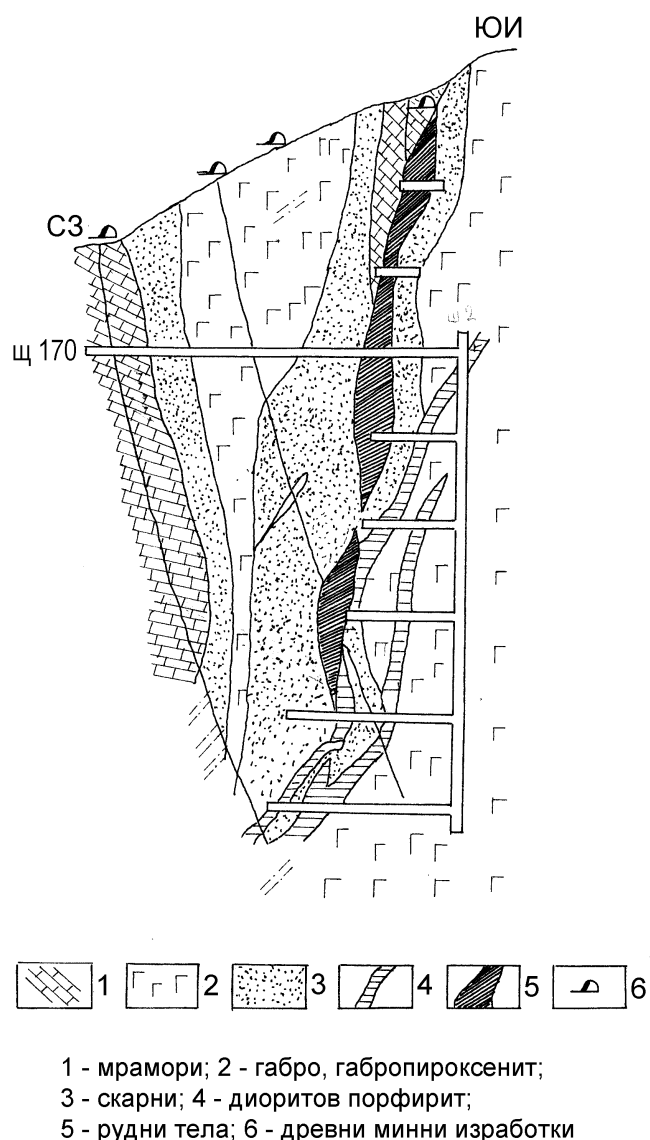
Всички изследователи [2, 14] определят като основен структурен елемент, контролиращ пространственото разпределение на орудяването, контактът на интрузива с вместващите скали. Тъй като вместващите скали са главно мрамори, около шока са развити магнезиеви и калциеви скарни, които със своята пористост са увеличили проницаемостта на контактната зона, при проникването на рудоносните флуиди. Рудообразователният процес приключва през IV – VI етап на образуването на интрузива.

Рудните тела са развити в екзоконтактната зона. Те са стълбообразни, ориентирани субвертикално и успоредно на контакта. Най-голямото рудно тяло (р. т. № 1) е със сложна, неправилна форма и височина около 300 m, дължина 50 – 250 m и изменяща се дебелина от 2 ÷ 45 m. Мощността на рудното тяло е максимална над хоризонти 380 и 413 и в дълбочина намалява. Най-богатите участъци на мед почти съвпадат с участъците с най-голяма мощност, като в дълбочина съдържанието на мед също намалява. В рудно тяло 1 е бил съсредоточен основният добив от находището. Северно от р. т. 1 от кота 170 до кота – 80 са установени още две рудни тела (р. т. №№ 2 и 3). Орудяването в тях е впръснато-прожилково.

Известно е изследване на **напукаността** [2], което е установило четири системи първични пукнатини, характеризирани както следва:

- I^a система – пластови пукнатини, стръмни, гладки и издържани, с честота 2 - 4 пукнатини на линеен метър;
- II^a система – перпендикулярна на система I, по-слабо развита, стръмнозападаци, гладки, издържани и протяжни, с гъстота 2 ÷ 3 на линеен метър;
- III^a система – полегати (10° – 30°) пукнатини с изменяща се посока, с равни стени и гъстота 1÷3 на линеен метър;
- IV^a система – стръмни, издържани по посока и наклон, с интензитет 3 ÷ 4 на линеен метър.

На фигура 2 е показан геоложки разрез на рудната зона.



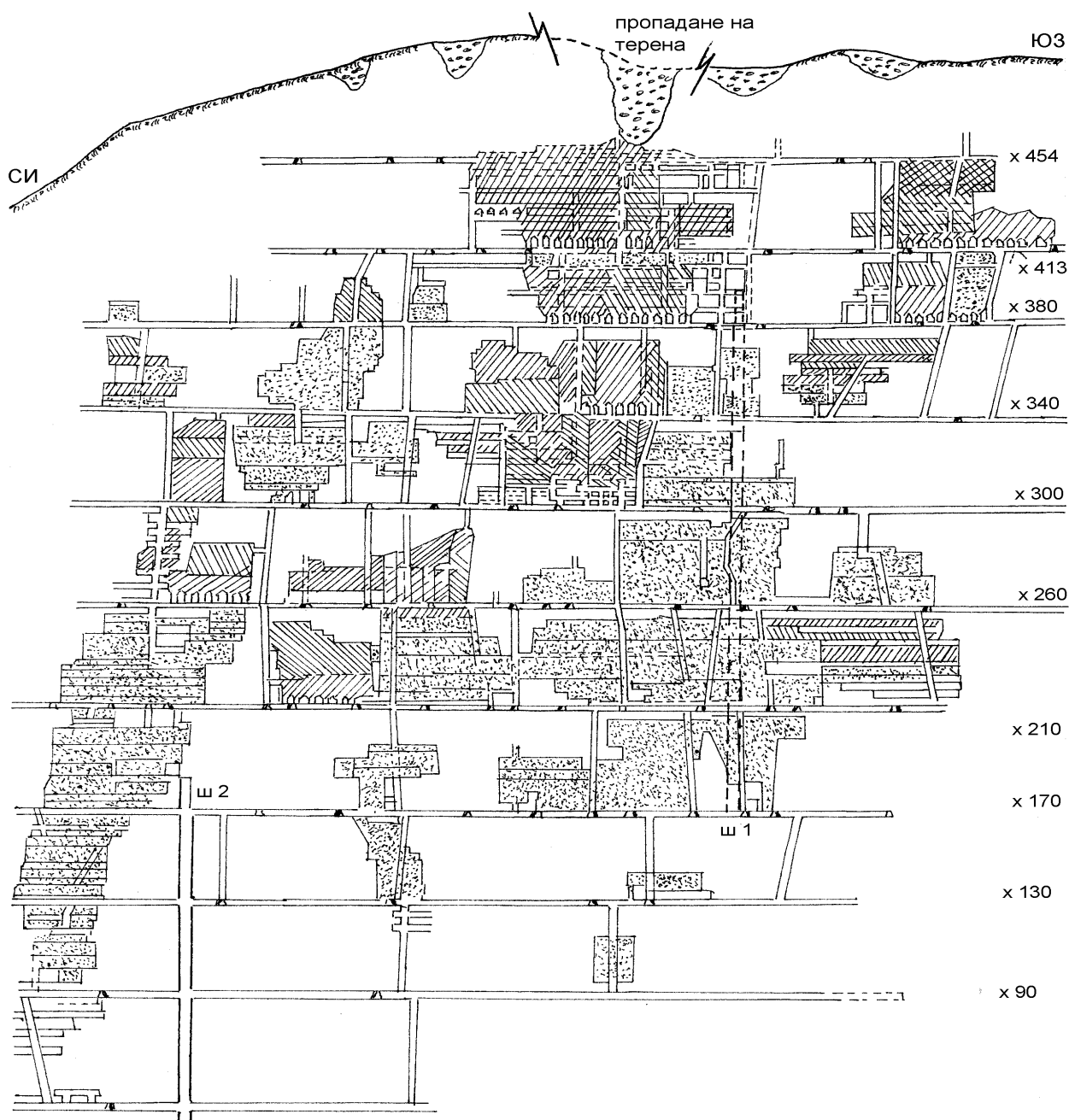
Фиг. 2 Геоложки разрез на участък “Пропада”

Хидрогеоложките условия в находище Пропада се определят като сложни [1]. Установени са три типа подземни води: пукнатинно-грунтови, пукнатинно-жилни и пукнатинно-карстови. Окарстените мрамори съдържат значителни количества подземни води, които са свързани и образуват карстов басейн. Пукнатинно-жилните води са главно в тектонските зони и в повечето случаи се локализируют по контактите (мрамори – скарни, скарни интрузивни тела и скарни – дайки). Различните типове подземни води са в хидравлична връзка и се подхранват от валежи и карстови източници.

Минно-техническите условия, стоежа и свойствата на скалите, типа и условията на залягане на рудните тела са определящи при избора на технологията на добива. От прилаганите системи на разработване – камерно-стълбова система и системите с магазиниране на рудата и слоево изземване със запълнение, основно са прилагани последните две., като съотношението им на приложение в хода на експлоатация се е изменяло както следва:

До хоризонт 210, мащабът на процентно приложение е 9 : 47 : 44 в полза на системата за магазиниране, след него, в дълбочина се прилага системата с изземване на

хоризонтални слоеве и сухо скално запълнение, добивано от вътрешни кариери.



Фиг. 3 Вертикална проекция

II. Характеристика на проблема

Устойчивостта и геомеханичното състояние на масива, нарушен от експлоатацията на залежа, се определя от съвместното въздействие на следните групи фактори:

- Напрегнато-деформирано състояние (НДС), формирано от началното естествено поле на напрежение и индуцираното, вследствие добивните операции, поле на напрежение в масива;
- Физикомеханическите свойства на изграждащите скали, геоложкия строеж и структурните характеристики на масива;
- Технологичните въздействия върху горните групи фактори, определящи НДС на системата "Вместващ

масив/Подземни изработки" (ВМ/ПИ) и нивото ѝ на устойчивост.

При изоставяне на рудника, след закриването му, НДС на системата ВМ/ПИ, е неизвестно. Геомеханичните процеси се определят само от действието на природни, неуправляеми и неизвестни фактори (действащи напрежения, строеж, свойства, характеристики на средата, акумулиране на подземни води, климатични и планетарни явления), развиващи се в техногенно нарушен и разуплътнен (от мрежа сервизни изработки и добивни пространства) вместващ масив. На второ място, обикновено обектът е недостъпен за измервания или изследвания, които биха дали актуална информация за рисковите фактори,

определящи геомеханичната устойчивост на системата ВМ/ПИ. От трета страна, едно параметрично изследване, е отбелязано в [6], изисква богата, многомерна база данни за всеки рудник или участък, за да се води ефективен и екологичен добив или закриване. В повечето случаи се разполага със силно ограничен, несистемен, ниско информативен набор от данни, които затрудняват анализите и решенията.

Изложеното накратко, отразява съвкупността от неопределености на задачата за геомеханичната оценка на НДС на системата ВМ/ПИ, идентификацията и оценката на рисковите фактори, определящи устойчивостта на масива, нарушен от минни изработки.

Основен възможен подход в случая е т. н. "метод на последователните приближения" [7, 8], състоящ се в системен итеративен анализ на всички признаци и факти (и качествени и количествени), по факторите напрегнато състояние, свойства и характеристики на масива и ефектите от технологичните въздействия, упражнявани върху него. На база анализ на безспорни факти – иззети обеми, геометрия и конфигурация на мрежата подземни изработки, разкъсвания и провадания на терена и др. п.; комбиниран с експертно-аналитични оценки чрез методите на експерименталната геомеханика, е възможно получаването на приблизителни комплексни и надеждни заключения за механизмите на загуба на устойчивост и разрушаване на масива [9, 8].

III. Геомеханична оценка на находище "пропада"

III.1. Напрегнато състояние на скалния масив

Генотипът и разпределението на естественото поле, магнитудите и ориентацията на индуцираните от технологичните операции напрежения, както и резултантното поле на действащите напрежения, могат да бъдат определени само и единствено чрез специални *in situ* измервания. Информация за такъв род изследвания, в предоставената ни и допълнително събрана от нас документация, за "Пропада" няма.

За нуждите на настоящата оценка и характеризиране на напрегнатото състояние на естественото поле в района, допълнително са установени следните признаци:

- Скалният комплекс на находището е изграден от метаморфни и интрузивни скали. Такива участъци от земната кора са характерни с обстоятелството, че в тях действат тектонски напрежения [9];
- Рудното поле е разположено в зона на контрастни движения на земната кора [10, 17], което е установен признак [8] за действието на съвременни тектонски напрежения;
- Регионът се характеризира с определен сеизмичен потенциал [7], който по геоложки и сеизмологични данни е от 4 – 4,5 степен по МШК, което е доказан признак за действащо тектонско напрежение [8].

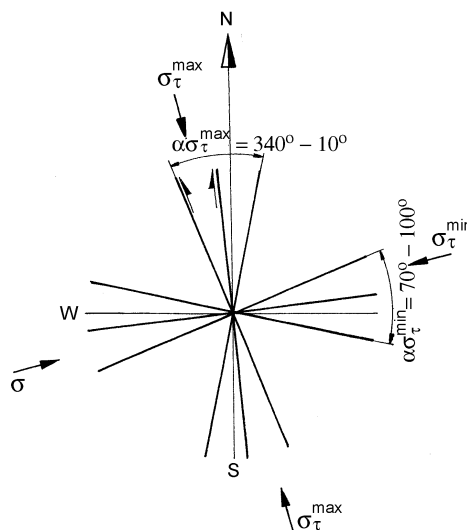
Горните признаци ни дават основание да приемем хипотезата за тектонски генотип на естественото поле в района на находище "Пропада", което означава, че наред с гравитационната, се прогнозира действие на тектонски компоненти на напрежения.

Известно е, че на база геоложка информация са разработени методи за предварителна оценка и определяне на разпределението на естественото поле [13, 9]. Без подробности, ще отбележим, че методите са основани на решаването на обратната задача – по установените разломни нарушения се възстановява полето на тектонските напрежения, обусловило тези нарушения [9].

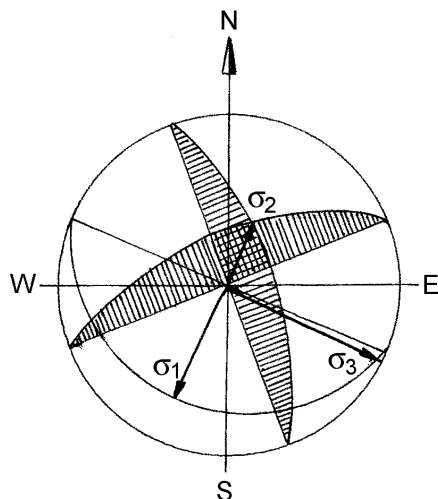
Данни за разпространението на рудоконтролиращите разкъсвания са публикувани в [2, 3]. Въз основа на тях е извършена реконструкция на палеополето в Малкотърновския регион. Получените от нас резултати са следните:

- Максималното натисково тектонско напрежение е със субмеридианна ориентация ($A\sigma_T^{max} = 340^\circ - 355^\circ$) - СЗ – С;
- Минималното натисково тектонско напрежение е в направление СИ – И ($A\sigma_T^{min} = 70^\circ - 85^\circ$);

Полученото разпределение е потвърдено, чрез втора реконструкция, извършена по сеизмологични данни [9, 1], основана на взаимовръзки между направлението на максималния тектонски натиск и разпространението на сеизмоактивните зони [14, 15, 16]. Реконструкцията е извършена по данни за дислокацията на епицентрите с най-висока магнитуда в региона [9]. Получените резултати показват, че максималното натисково тектонско напрежение е с ориентация С – СИ ($A\sigma_T^{max} \approx 10^\circ$), съответно минималното - σ_T^{min} е в посока И – ЮИ ($A\sigma_T^{min} \approx 100^\circ$). На фигура 4 са показани обобщените резултати, очертаващи диапазона на изменение на тектонските компоненти на палеополето в региона Малкотърново.



Фиг. 4 Реконструкция на регионалното палеополето по тектонски и сеизмологични данни



Фиг. 5 Реконструкция на локалното поле по данни за напукаността [2]

Въпреки известни условности в използваните данни (точност и пълнота на използваната информация, достоверността на изобразяване на разкъсванията в геоложките карти и др.) това изследване дава основание за следните заключения:

- Регионалното поле на естествени напрежения е от тектонски генотип;
- Разпределението на тектонските компоненти обуславя действието на субхоризонтален (тектонски) максимален натиск, в направление С – СИ, респективно – минимално тектонско (субхоризонтално) напрежение 3 – ЮЗ.

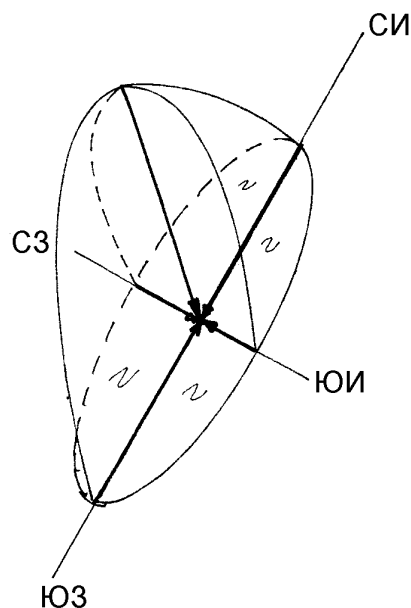
За определяне на характеристиките на локалното поле от нас са използвани цитираните изследвания на напукаността в участък "Пропада" [2]. Разработени са методи за реконструкция на полето на напрежения по спрегнатите системи пукнатини (системите, възникнали едновременно при едни и същи напрежения) и тяхната ориентация относно минималния тектонски натиск [9, 11]. Резултатите от тази обработка са дадени на фиг. 5. Съгласно това построение, направлението на $\sigma_T^{\max}$ е с азимут 15° , а минималното тектонско напрежение е с ориентация 105° .

Анализ на естественото поле на напрежение на находището

На база изложените анализи за естественото поле на напрежения в района на участък "Пропада" със задоволителна увереност може да се приеме, че:

1. Наред с гравитационната компонента, в региона и в находището действат тектонски (хоризонтални/субхоризонтални) напрежения, като разпределението на локалното поле е в съгласие с това, на регионалното.
2. Напрегнатото състояние на скалния масив е резултантно от взаимодействието на гравитационната и тектонска компоненти. Конфигурацията на полето на напрежение има форма на елипсоид (вж. фиг. 6) с вертикална ос - $\sigma_{\text{гг}}$ и хоризонтални оси - $\sigma_T^{\max}$, $\sigma_T^{\min}$. Гравитационната компонента на

хор. 170 е $\sigma_{\text{гг}} \approx 10 \text{ MPa}$ (при $\gamma_{\text{ср}} = 0,028 \text{ MN/m}^3$). Във височина тя намалява и на хор. 454 е с приблизителна стойност $1,5 \text{ MPa}$. Големината на тектонските напрежения $\sigma_T^{\max}$ и $\sigma_T^{\min}$ може да се определи само чрез измерване. Важното е, че те се наслагват върху гравитационното поле и конкретната геометрия на елипсоида на напрежения зависи от дълбочината, строежа и физикомеханическите свойства на масива, и на малки дълбочини може да превишава значително тази, обусловена от теглото на покриващите скали.



Фиг. 6 Елипсоид на напреженията в района

III.2. Строеж, физикомеханични свойства (ФМС) и структурна характеристика на масива и рудната зона.

Районът е изграден от разкриващия се горнокреден интрузив, ограден от ореол сиенодиорити, габро, скарни и мрамори [1, 3].

Главните системи пукнатини са три, формиращи масив със средноблокова напуканост $0,15 < a < 0,5 \text{ m}$ [2]. Пукнатините са издържани, протяжни, стръмнозападащи, с гладки стени и са пукнатини на разкъсване.

Контактната зона между интрузива и скалите от ореола контролира орудяването, формата и геометрията на рудните тела. Те са два типа – стълбообразни (в проблемната зона) и гнездовидни. Основният добив за находището е бил от стълбообразните рудни тела [4, 5] Масивът е изпитвал многократни тектонски въздействия, налице са нарушения и тектонски зони, които са основно по контактите – мрамори/скарни и скарни/интрузивни скали. Последните, на много участъци, са хидротермално променени, а в приповърхностната зона са изветрели, глинясали и много слаби [1, 5].

Прегледът на предоставената и допълнително проучена информация показва, че данни от специализирани изследвания на ФМС на скалите в лабораторни условия липсват. Налице са таблици [1], в които скалите са категоризирани по следния начин:

- рудни зони и тела	- VIII, IX, X категория
- мрамори	- VII – VIII категория
- скарни	- IX, X и XI категория
- интрузивни скали	- VIII, IX и X категория

За целите на анализа, от нас е прието, че рудно тяло 1 е вместиено в относително по-здрави околни скали. Мраморите са окарстени, оводнени и склонни към самообрушаване. Близко до повърхността масива е с ниски якостни свойства.

Въз основа на наличната информация за свойствата и напукаността на скалите, за получаване на една оценка на “качеството”, геомеханичното състояние, и една обобщена характеристика на масива в проблемната зона, от нас са приложени съвременни геомеханични системи за класификация и техни производни [18].

За целите на изследването, поради неопределености в изходната информация, от нас са възприети интервали на изменение на стойностите на параметрите.

Например, за цитираните по-горе якостни категории е известно, че в минната практика на времето са използвани три схеми за категоризация [12], което в източника [1] не е прецизирано.

Поради тази причина ние възприемаме, че относително по-слабите разновидности са с якост на натиск 6–9 MPa, здравите скали са с якост 10–12 MPa. За определяне на параметъра RQD сме сме използвали отношението $RQD(\%) = 100e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$ [18], където

$$\lambda \cong 1/\bar{x} \quad \bar{x} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n}; \quad \bar{x} - \text{средното разстояние между}$$

пукнатините на един линеен метър. При анализите са търсени две оценки – песимистична и оптимистична за качеството на масива. Тук ще дадем крайните резултати, без междинните определения.

Приложени са класификациите на Bienjowski (RMR) и на Barton (Q).

- По системата RMR на (Bienjowski) [18]

За проблемните зони рейтингът на масива е $RMR^{\min} = 40$, съответно $RMR^{\max} = 61$. Съгласно тези стойности, класификацията отнася скалите при песимистичната оценка в зоната между клас 3 – 4 (лош до задоволителен) и за $RMR = 61$ - клас 3 – 2 (задоволителен до добър). Времето на стоене на една незакрепена изработка с ширина 3 m за ниския рейтинг е 3 дни, за високия е 3 седмици, което означава, че за осигуряването им трябва да се използва крепеж, поради неустойчивостта на масива;

- По Q системата [20] на Barton: получени са резултати - $Q^{\min} = 0,234$, за $Q^{\max} = 4,42$.

Класификацията отнася масива в класове “лош - задоволителен”. Класификацията Q е по-детайлизирана от тази на RMR и препоръчва за изработките, пресичащи отслабените зони лек до среден крепеж или анкери.

Другите две приложени класификации - $MRMR$ на Laubsher и MBR на Kendorsky [18] са широко използвани в минната практика. Те са производни на класификацията RMR на Bienjowski.

- Класификацията $MRMR$ е използвана за определянето на склонността на масива към самообрушаване и хидравличния радиус на подсечената от добивните блокове площ. В конкретния случай $MRMR$ е в диапазон 35/56, което означава, че масива е с лоша (ниска) устойчивост, а склонността му към обрушаване е добра. Хидравличния радиус $Rh = 16 \text{ m}$, което за плитко заложените добивни пространства (на хор. 413) означава, че вместиения масив е неустойчив, с негативна характеристика на отношението “устойчивост/обрушаемост”;
- Последната приложена схема за класификация е MBR (Modified Basic RMR) на Kendorsky [18]. По същество тя дава връзката между класификациите RMR и $MRMR$. Получените за MBR стойности съответно са 46/64, поради слабата устойчивост препоръчват дървен крепеж или анкерирание с рядка стъпка в тектонските зони.

Въпреки отбелязаните условности за използваните входни данни, резултатите от горните класификации дават една приближена представа за интегралните характеристики и геомеханичния статус на масива в разглеждания участък. В използваните източници [1, 5] и по събрани устни съобщения е дадена информация за случаи на самообрушавания и използването на дървен крепеж в тектонските и контактните зони при мраморите и скарните. Това, по същество, е позитивна верификация на гореизложената характеристика на масива в анализиранияте зони на ниска устойчивост.

III.3. Технологични въздействия и движение на скалите

Добивните работи нарушават равновесието на естественото напрегнато състояние на масива. Степента на това нарушаване и “реакцията” на масива (переразпределението на индуцираните напрежения) е в пряка зависимост главно от дълбочината и изземваната мощност, реда и интензивността на разработване, коефициента на извличане, размерите и пространствената конфигурация на мрежата изработки и др.

В зависимост от магнитудите на естественото поле, ФМС и структурните характеристики на масива и изброените по-горе фактори, в някои точки от него, около добивните пространства, възникват зони на концентрация и се иницира преразпределение на действащите напрежения. В отделни участъци настъпват разрушавания, след което поведението на масива се определя от структурните характеристики на изграждащите го скали и съдържащите се в тях нарушения. С развитието на минните работи зоните на загуба на устойчивост се разширяват: обемът

повлиян масив нараства и изграждащите скали се деформират, преместват и движат към издетото пространство.

Прилаганите системи на разработване, при равни други условия, предопределят следната специфика в съпътстващите геомеханични процеси.

Системата с магазиниране на рудата се характеризира с обстоятелството, че формираните след изземването иззети пространства не се поддържат и след пълното източване на магазинираната руда, те се обрушават. Състоянието на земната повърхност над добивните участъци зависи от дълбочината на залагане на издетите пространства, степента на подработването ѝ, височината на зоната на обрушаване, напрегнатото състояние и геомеханичните характеристики на горележащите скали.

Системата с магазиниране е приложима при устойчиви вместващи скали. Процесите на движение на скалите, при нея, се характеризират с висока интензивност и неравномерност, особено при експлоатация на малка дълбочина, където движенията на земната повърхност преминават във внезапни проваляния над добивните пространства. Характерът и продължителността на процесите на движения са специфични и се определят емпирично за конкретните минно-технически условия [7,21,22].

Системата за изземване чрез хоризонтални слоеве и запълване се прилага, за да се ограничи загубата на устойчивост на масива чрез изкуствено поддържане на добивните пространства, посредством различни видове запълнение. Основната ѝ цел е да се осигури плавност на процесите на движение и да се избегнат внезапни проваляния [21, 7, 22].

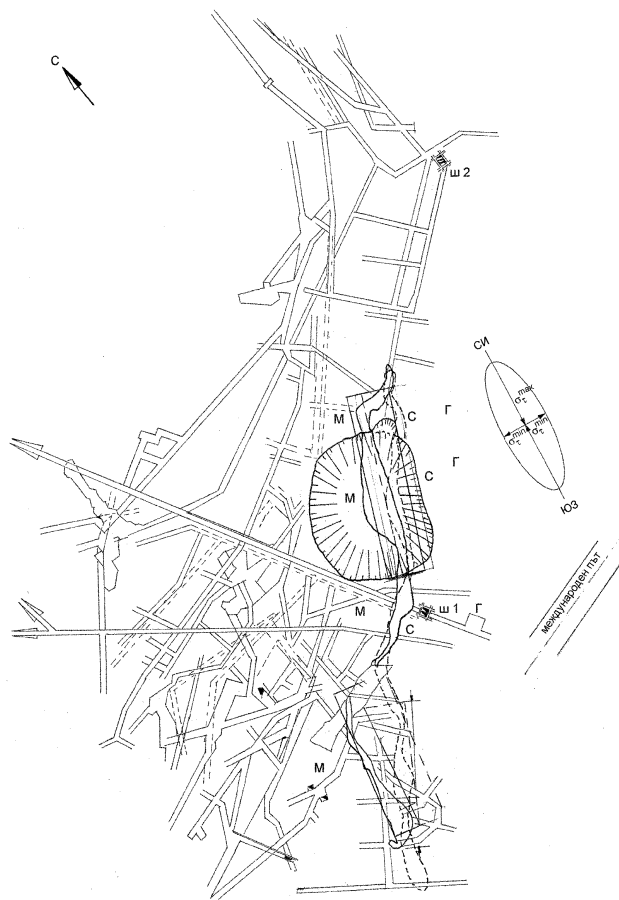
Известно е, че след нарушаване на естественото НДС на масива, движението на скалите в случая е функция на поддържащата роля на запълнението, проявяваща се след неговото уплътняване [7, 8, 22]. Известно е също така, че системите със запълване обуславят по-високи амплитуди на движение (до 10 – 12 %), в сравнение с другите системи с изкуствено поддържане на добивните пространства [7, 21]. Известно е накрая, че поддържащия ефект на запълнението зависи от контакта му с вместващите скали и напрегнатото състояние. Масивът, изграден от запълнение, постепенно намалява обема си, вследствие на слягането [21, 23]. Най-голямо е слягането при сухото скално запълнение, което в зависимост от гранулометричния състав се изменя от 15 -20 % до 30 -35 % [23], съответно за запълнението от дребни и едри късове. Така, че въпреки ниската себестойност и висока производителност "вкарването" на сухото запълнение в режим на работа е затруднено от неговите свойства и начина му на доставка [23, 21].

IV. Анализ на геомеханичната обстановка в района

Както бе отбелязано, основно за проблемния участък, е рудно тяло № 1, в което са съсредоточени запасите с най-високо съдържание ($2 \div 10\%$) [4, 5] и обем. Сложният по форма руден стълб западащ стръмно ($80 \div 85^\circ$) на СЗ е

вместен в контакта мрамори, откъм З – ЮЗ и скарните на И – СИ. Продуктивната зона, разпространена в посока СИ – ЮЗ е с дължина 150 – 200 m, дебелина, изменяща се от няколко метра (7 – 10 m на х. 454) до 25 – 35 m (х. 340/300) е развита във височина 280 m (до х. 170). В рудното тяло са концентрирани най-мощните минни работи, с максимален годишен добив 82 хил. t руда [1, 5].

За целите на анализа, на фиг. 7 е показан план на експлоатационния участък, върху който са нанесени контурите на провалянето и рудното тяло, на плитко заложените иззети пространства и на част от мрежата сервисни изработки. На същата фигура е показано разпределението на тектонските компоненти на напреженията $\sigma_T^{\max}$ и $\sigma_T^{\min}$ (относителен опън), както и взаимното разположение между границата на провалянето и трасето на пътя Малко Търново – Истанбул.



Фиг. 7 План на експлоатационния участък на находище "Пропада"

Главните геомеханични фактори, обусловили загубата на устойчивост и мащаба на провалянето, действали в периода на експлоатация са:

- напрегнато състояние – тектонско поле, със сложна конфигурация – относително ниска гравитационна компонента и хоризонтални (тектонски) напрежения, определящи по същество разпределението му. Те са с неизвестни магнитуди, но е доказано, че на малка дълбочина те обикновено превишават вертикалната [8, 9, 13]
- задоволителни якостни свойства на изграждащите скали, но масива е с ниски структурни (и якостни)

характеристики в отслабените зони – приповърхностните, контактните и тектонските – $RMR = 40 - 60$; $Q = 0,234 - 4,42$, които са разпространени в проблемния участък; наличие на подземни води, влошаващи допълнително интегралните характеристики на масива;

- плитко заложи експлоатационни блокове с неподдържани иззети пространства с размери, превишаващи дълбочината на минните работи, припокриващи се (до хоризонт 300) във височина.

Взаимното влияние на горните фактори и технологичния режим на изземване на рудното тяло са създали условия за интензивни движения на горележащите скали, развиващи се до земната повърхност. Това се потвърждава и от получените оценки за структурните свойства на масива – хидравличен радиус $R_n = 16 \text{ m}$ и отрицателно съотношение между устойчиво поведение и склонността към обрушаване на скалите, залягащи над горницето на експлоатационните блокове.

За проверка на резултатите, получени от геомеханичните класификации, допълнително са извършени обобщени изчисления на височината на развитие на зоната на обрушаване $h_{обр}$ над добивните пространства, съгласно методика, изложена в [22]. Разчетите показват, че зоната ще се развива до $h_{обр} \approx 50 \text{ m}$, над горните стени на иззетите блокове. Фактическата дебелина на покриващия комплекс има същата дебелина – $40 - 50 \text{ m}$, но в нея влизат и кватернера и почвения слой, които по методиката се изключват от разчета – работи се само със слоя коренни скали [22].

По всяка вероятност, още след изземването на първите блокове, вместващият масив бързо губи устойчивост и настъпват първоначални увреждания на терена над тях. Мулдата е несиметрична – движенията при тези условия са максимално развити, при максимални ъгли на движение и разкъсване, с което се обуславят и внезапните провадания [7, 22]. От проведени анкети с бивши ИТР специалисти бе потвърдено, че провадания е имало още в началния етап на разработването, даже някои от анкетираните свързват тези явления с името на находището.

Вероятно тези инциденти на загуба на устойчивост и разрушения са в основата на решението за смяна на системата на разработване. Въведена е системата с изземване на слоеве и запълване, която от хоризонт 300 става основна за разработването на запасите в дълбочина.

Новата система, обаче, по своята същност, не ограничава движението на скалите (вж. т. II.3). Освен това, запълнението е добивано от вътрешни кариери, с което разуплътняването, нарушеността на масива и празните пространства в него се увеличават, така че в геомеханичен аспект, ефекта от прилаганата система със запълнение не отговаря на планирания. В случаят, запълнените пространства, заедно с неиззетите безрудни участъци от рудното тяло оказват възпиращ ефект срещу мащабен

колапс, по цялата експлоатирана зона и внезапни провадания на повърхността над нея.

След закриването на участъка факторите, определящи до тогава НДС на системата ВМ/ПИ се променят. Протичат процеси на преразпределение на напреженията и релаксация – липсва развитие на мрежата изработки и образуване на иззети пространства: реализират се движения и вътрешни обрушавания в неустойчиви участъци и източените магазини, променя се режима на подземните води и др. п. Тези процеси са насочени към установяването на ново неустойчиво равновесно състояние на системата ВМ/ПИ. Същественото е, че състоянието ѝ вече се обуславя единствено от природни явления и тя от техническа, се превръща в техногенно-природна система [6].

В смисълът на изложеното, от голяма практическа полза за оценката би била информация за процесите на движение на скалите, каквато липсва в предоставените и допълнително проучените материали. Няма данни за параметрите на движение, няма информация за маркшайдерски наблюдения; за времето на възникване, развитието, размерите, обема и масата на провадането. Всичко това относно находище Пропада към обектите с неизучен процес на движение на скалите.

Механизми на разрушаване на масива

Плитко заложените и незапълнени добивни пространства, в условията на тектонско поле, обуславят съществени особености в НДС на вместващия масив. Проблемът е изследван основно и чрез числено моделиране е доказано, че в зависимост от съотношението дълбочина на разработване (H)/размери на добивното пространство (L) се предизвикват аномални разпределения на компонентите на индуцираното поле [8, 9]. В случаят $H/L < 1$, при което в горницата и стените на магазините се обуславя появата на концентрации ($1,7 \div 2,0$) на напрежения, както и действие на опънни напрежения. Те предизвикват разрушения и загуба на устойчивост вследствие **превишаване на якост** в зоните на концентрация.

Вторият механизъм на разрушаване, работещ в находището, е разрушаването от **структурни придвижвания по нарушения** с ниска тангенциална якост на разделителните повърхности. Те се обуславят от блоковата структура на масива и стръмните контактни повърхности, подземните води и глинисалите нарушения вследствие описваните в [1, 5] ендо и екзогенни изменения и процеси.

В периода на експлоатация, при загубата на устойчивост са се проявявали и двата вида механизми на разрушаване. След закриването на участъка, основен и най-вероятен механизъм на разрушение е разрушаването чрез структурни придвижвания на блокове, загубили статичното си равновесие.

V. Заключение

1. В резултат от акумулирането на негативни въздействия от специфични геоложки, геомеханични и миннотехнически фактори при разработването на рудното тяло чрез системата с магазиниране, която обикновено не предвижда поддържане на плитко заложените иззети пространства е нарушено природното напрегнато състояние на масива. Иницирани са неблагоприятни геомеханични процеси и движения на скалите от покриващия комплекс, достигащи земната повърхност. Системата Вместващ масив/Подземни изработки е загубила устойчивост и терена над иззетите пространства е увреден от разкъсване и пропадане с големи размери.

2. След закриването на участъка, развитието на геомеханичните процеси във времето се определя единствено и само от неконтролируеми и неуправляеми вътрешни и външни за системата ВМ/ПИ фактори. Мащабът на пропадането, неговата геометрия и етап на развитие се обуславят от действащите напрежения, тангенциалната якост на подсечените блокове и времето за релаксация и преразпределение на тези напрежения, до достигането на ново, равновесно НДС на системата.

3. Поради неизучения процес на движение на скалите е налице геомеханичен риск, обуславящ вероятност от последващо развитие на разкъсването, чрез пропадания на отслабени структурни блокове. Въз основа на описаните в текста оценки на рисковите фактори, геометрията и пространствената конфигурация на мрежата изработки прогнозираме, че вероятно последващо развитие на нарушената повърхност ще се реализира по направление СИ – ЮЗ, в зоната на окарстените по-слаби и оводнени мрамори откъм Ю – ЮЗ, на експлоатационните блокове.

4. Важността и категорията на строящия се международен път Малко Търново – Истанбул, местоположението и ориентацията на трасето му спрямо изоставения подземен участък, пораждаат два проблема, относно изолацията на пътя от вредното влияние на подработената повърхност. Възможните подходи към тези проблеми са следните:

- За намаляване на геомеханичния риск от развитие на зоната на разкъсване и пропадане, най-подходящо инженерно мероприятие, според изложената оценка, е уплътняването на покриващия комплекс чрез запълване на пропадането със стерилни скали или строителни отпадъци.

- Запълнението ще минимизира или ограничи вероятните движения, чрез увеличаване ъглите на движение на скалите над иззетите пространства.

- По предоставената ни графична документация е видно, че в ЮЗ край на рудничното поле, на около 45 m от добивните пространства предизвикали пропадането се намират иззети пространства, образувани чрез същата система на експлоатация. Според нас, районът съдържа всички описани рискови фактори, които обуславят геомеханична ситуация, сходна с анализирания. Отработените пространства са с по-малки размери, но според данните за ориентация на трасето СИ – ЮЗ, пътят ще мине в непосредствена близост или частично над иззетите блокове, което е опасно.

- Изложеното налага конкретна оценка, предшествана от изготвяне, съпоставяне и обвързване на маркшайдерска (руднична) и геодезическа (от строителите на пътя) информация за фактическото взаимно разположение на подземния участък и изграждания на повърхността път.

5. Надеждността и достоверността на настоящата геомеханична оценка и дадените прогнози са в пряка зависимост от точността, достоверността и надеждността на предоставената ни информация.

Литература

1. Кръстев Н., Велкова М. – Обяснителна записка за резултатите от извършените детайлни геологопроучвателни работи, през периода 1959 – 1962 на участък "Пропада" от медно-желязното месторождение "Малко Търново", Бургаско, Геофонд МОСВ;
2. Попов П. – Структура на Малкотърновския интрузив и значението ѝ за локализация на медните орудявания, годишник ВМГИ т. XXVI, св. II, 1980;
3. Стойнов С., Стойнова М. – Фактори, контролиращи орудяванията в участъците "Младеново" и "Пропада", сп. Рудодобив и металургия", кн. 10, 1971;
4. Медните находища в България, Техника;
5. Стойнов С. и др. – Минерало-петрографски изследвания и структурни особености на находища "Пропада" и "Младеново", Малкотърновски руден район с оглед орудяванията в дълбочина, годишник ВМГИ – НИС, 1970;
6. Иванов В. – Методология за геомеханична оценка на състоянието на масива при ликвидирани подземни рудници, Сборник доклади Международна конференция по геомеханика, 2007, Несебър, България;
7. Турчанинов, И.А. "Основы механики горных пород" Л. Недра, 1989;
8. Марков Г. А. – О распределении горизонтальных тектонических напряжений вблизи поверхности в зонах поднятия земной коры, ФТПРПИ, N5, 1975
9. Методические рекомендации по изучению НДС горных пород на различных стадиях геологоразведочного процесса, М. 1986;
10. Boncev E. – Seismotectonic features of Bulgaria, *Geologica Balcanica*, 12.02.1982;
11. Herget G. – Stresses in Rock, A. A. BALKEMA, 1983;
12. Нормативи и правила за технологично проектиране на подземни рудници, техника, 1980;
13. Козырев А. - Геомеханическое обеспечение разработки месторождения Кольского полуострова" Апатиты, 1989.
14. Vapzarov I., Mishev K. – Main features and Dynamics of the Morphostructures in Bulgaria, Significans for Seismic Zoning, *Geologica Balcanica*, 12.02.1982;
15. Boncev E. etc – A Method of Compilation of seismic zoning prognostic maps for the territory of Bulgaria, *Geologica Balcanica*, 12.02.1982;
16. Тектонски строеж на България, техника, София, 1971;
17. Добрев – Изостазия и вертикальные движения земной коры на территории Болгарии, *Geologica Balcanica*, 15.02.1985;
18. Миланович, П. Класификация стенског масива и нъихови примена, РГФ, Београд, 1997;
19. E. T. Hoek Rock Engineering AA Balkema, 2002;

20. Barton et al, Application of the Q-system in design decisions, NY, Pergamon, 1980;
21. Именитов В. Р. – Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений, М. Недра, 1978;
22. Хрисчев, Г. и др. "Опазване на съоръженията и обектите от вредното влияние на подземните минни работи", Техника, 1978;
23. Рыжков Ю. А. - Механика и технология формирования заледочных массивов, М., Недра, 1985

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

ЕДНА ВЪЗМОЖНОСТ ЗА ПРИЛОЖЕНИЕ НА ПОВТОРНА ЛИНЕЙНА ИНТЕРПОЛАЦИЯ

Паулин Златанов

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

РЕЗЮМЕ. Много често при някои минни практически задачи се налага да се изчисляват стойности на функции, зададени таблично, в точки несъвпадащи с тези, в които тя е определена. В тези случаи, обикновено се използват полиноми от различна степен за прогнозиране на желаната (търсената) стойност. За облекчаване на изчислителните процедури се предлага параболично интерполиране по схемата на Ейткин-Невил.

AN OPPORTUNITY FOR APPLICATION OF REPEATED LINEAR INTERPOLATION ASSOCIATE

Paulin Zlatanov

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

ABSTRACT. In some practical task in mining very often is needed to compute some values of functions, given in table form, in points that don't coincide with these for which it is defined. In such cases usually some polynomials of different ranks is used to forecast value given. To relieve the computing procedures we suggest parabolic interpolation following the scheme of Atkin-Navill.

При решаване на задачи от различно естество свързани с минното производство, често пъти се налага да се използват зависимости, получени по експериментален път (в лаборатории или в производствени условия).

Така например, за оценката на устойчивостта на откосите на стъпалата и бордовете в откритите рудници е необходимо да се знаят стойностите на якостните показатели на литоложките разновидности изграждащи масива – ъгъл на вътрешно триене (φ) и кохезия (C). Те се определят от функционалната зависимост между съпротивлението на срязване (τ) и нормалното напрежение (σ_n), т.е. $\tau = f(\sigma_n)$. Лабораторните изпитания за определяне на зависимостта $\tau = f(\sigma_n)$ за глините в условията на Източномаришките открити рудници се извършват при нормални натоварвания в използваната апаратура $\sigma_n = 1, 3, 5, 7 \text{ kg/cm}^2$, т.е. нормалния товар се изменя в интервала $[1, 7]$. Резултатите от изследването на сините глини в този диапазон на натоварване са посочени в таблица 1 [3].

Таблица 1.

i	0	1	2	3
$\sigma_n, \text{ kg/cm}^2$	1	3	5	7
$\tau, \text{ kg/cm}^2$	0,35	0,48	0,59	0,65

Апроксимирането на функцията $\tau = f(\sigma_n)$, по дадените стойности в горната таблица може да се извърши по метода на най-малките квадрати, с интерполационните полиноми на Нютон и Лагранж. Този подход е оправдан в случаите, когато за оценка на устойчивостта се използва

имитационен или друг аналитичен модел изискващ голям обем от стойности за τ и σ_n .

За условието на някоя конкретна задача, стойностите на нормалните напрежения се определят в зависимост от статичния товар на хоризонтите. Те почти никога не съвпадат с тези използвани при лабораторните изследвания от интервала $[1, 7]$. В този случай, вместо да се създават споменатите по-горе аналитични модели може да се използва леката за приложение повторна линейна интерполация или интерполация на Ейткин – Невил [2]. Същността и се състои в следното. От математиката е известно [1], че ако функцията $y_i = f(x)$ е зададена в две точки x_0 и x_1 със стойностите си y_0 и y_1 , то като се използва формулата за линейното интерполиране

$$f(x) \approx \frac{x - x_1}{x_0 - x_1} y_0 + \frac{x - x_0}{x_1 - x_0} y_1,$$

може да се изчисли стойността y в точката $x \in [x_0; x_1]$. Стойността на функция в точката x се означава с $P_{0,1}(x)$, а формулата за линейно интерполиране се представя във вида:

$$P_{0,1}(x) = \frac{1}{x_1 - x_0} \begin{vmatrix} y_0 & x_0 - x \\ y_1 & x_1 - x \end{vmatrix},$$

където в дясната част стои детерминанта от втори ред.

Освен това

$$P_{0,1}(x_0) = \frac{1}{x_1 - x_0} \begin{vmatrix} y_0 & x_0 - x_0 \\ y_1 & x_1 - x_0 \end{vmatrix} = y_0, \quad P_{0,1}(x_1) = y_1.$$

Нека сега разглежданата функция f е зададена в точките x_0, x_1 , и x_2 и стойностите ѝ са y_0, y_1 , и y_2 . Необходимо е да се изчисли стойността ѝ в точка $x \in [x_0; x_2]$. В този случай, по схемата на Ейткин – Невил се изчисляват първо стойностите на двата линейни многочлена $P_{0,1}(x)$ и $P_{1,2}(x) = \frac{1}{x_2 - x_1} \begin{vmatrix} y_1 & x_1 - x \\ y_2 & x_2 - x \end{vmatrix}$, а след това и стойността на квадратичния многочлен от вида:

$$P_{0,1,2}(x) = \frac{1}{x_2 - x_0} \begin{vmatrix} P_{0,1}(x) & x_0 - x \\ P_{1,2}(x) & x_2 - x \end{vmatrix}$$

С непосредствено заместване се получава, че $P_{1,2}(x_1) = y_1$; $P_{1,2}(x_2) = y_2$; $P_{0,1,2}(x_0) = y_0$; $P_{0,1,2}(x_1) = y_1$; $P_{0,1,2}(x_2) = y_2$. Лесно се доказва, че $P_{0,1,2}(x)$ съпада с формулата на Лагранж при три точки на интерполиране. Разглежданата схема се обобщава и за по-високи степени.

Схемата на Ейткин – Невил позволява да се получат и добри практически резултати при неравноотстоящи възли на интерполация.

За конкретния случай да предположим, че стойността на функцията $\tau = f(\sigma)$ в точка 1 при $\sigma = 3 \text{ kg/cm}^2$ е неизвестна. Нейната стойност ще се използва за проверка на достоверността на схемата на Ейткин – Невил, при условие на неравноотстоящи възли на интерполация.

Известни са стойностите на функцията $\tau = f(\sigma_i)$ при напрежения $\sigma_i = 1, 5$ и 7 kg/cm^2 ($i = 0, 2, 3$).

По схемата на Ейткин – Невил имаме:

$$P_{0,2(3)} = \frac{1}{x_2 - x_0} \begin{vmatrix} y_0 & x_0 - x_1 \\ y_2 & x_2 - x_1 \end{vmatrix} = \frac{1}{5-1} \begin{vmatrix} 0,35 & 1-3 \\ 0,59 & 5-3 \end{vmatrix} = \frac{0,35 \cdot 2 - 0,59 \cdot (-2)}{4} = \frac{1,88}{4} = 0,47 \text{ kg/cm}^2$$

$$P_{2,3(3)} = \frac{1}{2} \begin{vmatrix} 0,59 & 5-3 \\ 0,65 & 7-3 \end{vmatrix} = \frac{1}{2} \begin{vmatrix} 0,59 & -2 \\ 0,65 & -4 \end{vmatrix} = \frac{1,06}{2} = 0,53 \text{ kg/cm}^2$$

$$P_{0,2,3(3)} = \frac{1}{x_3 - x_0} \begin{vmatrix} P_{0,2(x)} & x_0 - x_1 \\ P_{2,3(x)} & x_3 - x_1 \end{vmatrix} = \frac{1}{7-1} \begin{vmatrix} 0,47 & 1-3 \\ 0,53 & 7-3 \end{vmatrix} = \frac{1,88 + 1,06}{6} = 0,49 \text{ kg/cm}^2$$

За стойността на функцията $\tau = f(\sigma)$ в точката $\sigma_1 = 3 \text{ kg/cm}^2$ се получава $\tau_1 = 0,49 \text{ kg/cm}^2$ при таблична стойност $\tau_1 = 0,48 \text{ kg/cm}^2$, т.е. грешката е 2,08 %.

От приведените изчисления се вижда, че алгоритъмът за пресмятане на неизвестната стойност е лесен за приложение, получените резултати са с достатъчна точност и се елиминира процедурата по създаването на аналитичен модел. В литературата се посочва [2], че при използването на интерполационния полином на Лагранж от втора степен пресмятанията изискват 26 аритметични действия, докато при същите условия при повторната линейна интерполация са необходими 18 аритметични операции.

Литература

- Димова-Начева, В.С., Н.В. Стоянов. 1973. Висша математика, част I, Техника, С.
- Дорн, У.С. 1977. Числени методи и програмиране на Фортран IV, Наука и изкуство, С.
- Тодорова, М., П. Стоева. 1972. Изследване механизма на деформиране на откосите в многослойна среда във връзка с устойчивостта на бордовете и насипищата на ДМП "Марица изток", Доклад на МНИПКИ "Минпроект".

ОЦЕНКА НА УСТОЙЧИВОСТТА НА СКАЛНИ ОТКОСИ СЪС СЛОЖНА ПОВЪРХНИНА НА СВЛИЧАНЕ

Евгения Александрова

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

РЕЗЮМЕ. Разгледан е графо-аналитичен метод за оценка на устойчивостта на скални откоси с предполагаема сложна повърхнина на свличане. За конкретни условия е определена устойчивостта на откоса на водохранилище. Отчетени са условията на сеизмично въздействие, външни и филтрационни сили.

ASSESSMENT OF STABILITY OF ROCKY SLOPE WITH COMPLICATED SURFACE OF SLIDING

Eugenia Alexandrova

Mining and geology University "St. Ivan Rilski", 1700, Sofia

ABSTRACT. The paper presents graphical and analytical method for assessment of stability of rocky slope with suggestive complications in the surface of sliding. For given conditions the stability of sliding in water storage is defined. We take into account the conditions of seismic influencing, as well as the role of outside and filtrate powers.

Анализът на устойчивостта на скални откоси се извършва в зависимост от прекъснатостта на масива (наличие или отсъствие на пукнатини) и въз основа на предположение, че повърхнината на свличане може да бъде праволинейна или сложна (начупена). Сложна повърхнина на плъзгане с криволинейни участъци се допуска при изчисляване на устойчивостта на откоси, изградени от квазиеднородни скали при малки размери на структурните блокове.

Оценката на устойчивостта на скални откоси се основава на следните принципи:

1) Прилаганите методи за изчисляване на устойчивото състояние на откоса трябва да отчитат възможната кинематика на обрушване на скалния масив в зависимост от геоложкия му строеж.

2) Прилаганият метод трябва да отговаря на следните предпоставки и изисквания:

- Свличаният се скален масив не е абсолютно твърдо тяло, а се състои от скални блокове, които си взаимодействат помежду си. Това взаимодействие определя процеса и механизма на обрушване;

- Достигането на гранично равновесие, в която и да е част от потенциалната повърхнина на плъзгане не означава нарушаване на устойчивостта на откоса. Тя се определя от взаимодействието на неустойчивите блокове или участъци с разположените по-долу устойчиви части на

масива. Свличащите и съпротивителните сили не са равни във всяка точка от плъзгателната повърхнина;

- Методът за оценка на устойчивостта на скални откоси трябва да служи като инструмент за анализ на влиянието на различни фактори, да позволява по-добре да се разбере и проанализира поведението на скалния откос в условията на изменящи се външни въздействия.

3) Оценката на устойчивостта на скални откоси е въз основа на метода на граничното равновесие. Формата на предполагаемата повърхнина на свличане се избира в зависимост от характера на прекъснатост на масива, релефа и кинематичната възможност за обрушване. Като правило, повърхнината на плъзгане се формира от обрушаването на обемни тела във вид на клинове и блокове. В много случаи плъзгателната повърхнина и разглеждания масив се представят в условията на равнинна задача при достатъчна степен на приближение.

4) Повърхнината на свличане на скалния откос (склон) като правило съвпада със съществуващата в масива повърхнина на отслабване.

5) Изчисляването на устойчивостта на скални откоси се извършва за две групи гранични състояния:

- първа група – когато загубата на устойчивост на откосите ще доведе проектираното съоръжение в състояние, непригодно за експлоатация (пълно или частично изключване на възможностите за изпълнение на зададените експлоатационни функции);

- втора група – когато загубата на устойчивост на откосите ще доведе съоръжението до състояние, непригодно за нормална експлоатация (нарушаване на работата на съоръжението, допускащо възможност за експлоатация с определени ограничения – във времето, в пространственото разположение и т.н.).

6) Оценката на устойчивостта на скални откоси се състои в определяне на разликата между свличащите и удържащите сили S , както за отделните блокове или отрязъци, така и за скалния откос като цяло.

Критерият за устойчивост на скални откоси в този случай е:

$$S = n_c A - \frac{m}{k_n} B \leq 0, \quad (1)$$

където: A и B са изчислените стойности съответно на сумарните свличащи сили и силите на граничното съпротивление на плъзгане;

k_n - коефициентът на надеждност;

n_c – коефициент, отчитащ различни съчетания от външни товари;

m – коефициентът на условие на работа.

Коефициентът на надеждност k_n отчита степента на отговорност и значимост на съоръжението, разрушаването или нарушаването на нормалната работа, което може да се предизвика от обрушаването на откоса.

Коефициентът на условие на работа m при изчисляване на устойчивостта на естествени и изкуствени откоси и склонове може да се приеме $m=1$.

При изчисляване на устойчивостта на скални откоси по втората група гранично състояние k_n и n_c също могат да се приемат равни на единица.

7) За съпоставителен анализ може да се приеме изчисляването на коефициента на устойчивост k_y , определен при $S=0$ и $m=1$. Условието за устойчивост в този случай ще има вида:

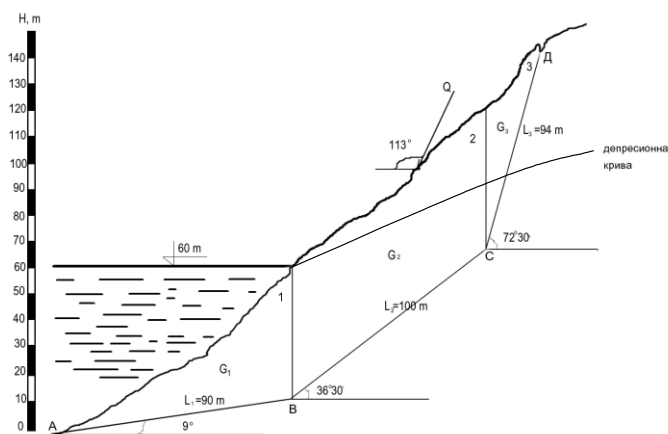
$$k_y = \frac{B}{A} \geq n_c k_n \quad (2)$$

Разгледаната методика може да се приложи за оценка на устойчивостта на откос (склон) на водохранилище, подсечено от полегата западаща зона на нарушение. Последната се апроксимира с начупена линия ABC (фиг.1) и стръмнотпадаща пукнатина в масива (СД).

В таблица 1 са посочени физичните свойства и якостните показатели на скалния масив за отделните участъци.

Таблица 1.

№	$\alpha_i, \dots^\circ$	L_i, m	$tg \varphi_i$	c_i, MPa	G_i, MN	Q_i, MN	U_{1i}, MN	U_{2i}, MN	U_{3i}, MN	S_i, MN
3	72,5	94	0,70	0	18,5	0	0	4,71	4,20	13,3
2	36,5	100	0,80	0,075	102,0	15,6	40,0	4,20	12,5	2,2
1	9	90	0,75	0,020	46,3 (27,8)*	0	-	-	-	-17,0



Фиг.1 Изчислителна схема за оценка на устойчивостта на откоса на водохранилище

Плътността на скалите е $\rho=2,5 \text{ g/cm}^3$. Приети са следните коефициенти:

- коефициент на надеждност $k_n=1,15$;

- коефициент на сеизмичност $k_c=0,025$ ($n_c=0,9$) при най-неблагоприятното направление на сеизмичната сила $\delta = -5^\circ$.

Върху откоса действа външно натоварване $Q=15,6 \text{ MN}$ под ъгъл $\beta=113^\circ$.

За анализ на устойчивостта откосът се разделя на три вертикални ламели, както е показано на фигура 1. За всяка от тях се изчислява стойността S_i по формулата:

$$S_i = n_c A_i - \frac{B_i}{k_n}, \text{ MN}; \quad (3)$$

$$A_i = G_i [\sin \alpha_i + k_c \cos(\alpha_i - \delta)] + S_{i+1} \cos(\alpha_{i+1} - \alpha_i) + (U_{2i} - U_{3i}) \cos \alpha_i - Q_i \cos(\alpha_i + \beta_i), \text{ MN} \quad (4)$$

$$B_i = tg \varphi_i \{ G_i [\cos \alpha_i - k_c \sin(\alpha_i - \delta)] + S_{i+1} \sin(\alpha_{i+1} - \alpha_i) - (U_{2i} - U_{3i}) \sin \alpha_i - U_{1i} + Q_i \sin(\alpha_i + \beta_i) \} + c_i L_i, \text{ MN} \quad (5)$$

където: G_i е тежлото на разглежданата ламела, MN (фиг.2);

S_{i+1} - загубата на устойчивост на горележащата ламела, предавана върху разглежданата ламела, MN;

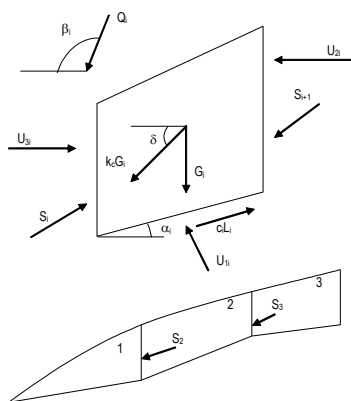
φ_i - ъгълът на вътрешно триене за i -тата ламела, $\dots^\circ$;

c_i - кохезията за i -тата ламела, MPa;

α_i - ъгълът на западане на плъзгателната повърхнина в границите на i -тата ламела, $\dots^\circ$;

L_i - дължината на плъзгателната повърхнина в i -тата ламела, m;

U_{1i}, U_{2i}, U_{3i} - силите от хидростатичния напор за разглежданата ламела, MN;



Фиг.2 Схема за определяне на силите, действащи за всяка ламела

$$U_{1i} = \frac{F_i}{\cos \alpha_i} \rho_v, \text{ MN}; \quad (6)$$

$$U_{2i} = \frac{1}{2} h_{i+1}^2 \rho_v, \text{ MN}; \quad (7)$$

$$U_{3i} = \frac{1}{2} h_i^2 \rho_v, \text{ MN}; \quad (8)$$

F_i - площта на масива, разположен под депресионната крива в i -тата ламела, m^2 ;

h_i и h_{i+1} - височината на водното ниво съответно до долната и горната граница на i -тата ламела, m .

Изчисляването на инерционните сили от теглото на потопения откос в първата ламела е без отчитане на действието на водата.

Анализът на получените резултати в таблица 1 показват, че като цяло откосът е устойчив, тъй като $S = -17 \text{ MN}$. Коефициентът на устойчивост в този случай е

$$k_y = \frac{B_1}{A_1}$$

$$k_y = \frac{\text{tg} \varphi_1 \{ G_1 [\cos \alpha_1 - k_c \sin(\alpha_1 - \delta)] + S_2 \sin(\alpha_2 - \alpha_1) - (U_{21} - U_{31}) \sin \alpha_1 - U_{11} + Q_1 \sin(\alpha_1 + \beta_1) \} + c_1 L_1}{G_1 [\sin \alpha_1 + k_c \cos(\alpha_1 - \delta)] + S_2 \cos(\alpha_2 - \alpha_1) + (U_{21} - U_{31}) \cos \alpha_1 - Q_1 \cos(\alpha_1 - \beta_1)}$$

$$k_y = \frac{0,75 \{ 46,3 [\cos 9^\circ - 0,025 \sin(9^\circ - (-5^\circ))] + 23,2 \sin(36,5^\circ - 9^\circ) - (0 - 0) \sin 9^\circ - 0 + 0,020,90 \} + 0,020,90}{46,3 [\sin 9^\circ + 0,025 \cos(9^\circ - (-5^\circ))] + 23,2 \cos(36,5^\circ - 9^\circ) + (0 - 0) \cos 9^\circ - 0,020,90} = 1,52$$

$$k_y = 1,52.$$

По този начин разглежданият скален откос на водохранилището в условията на сеизмични въздействия и при възникване на филтрационни сили е устойчив.

Литература

Дунаев В.А., Серый С.С. 1987. Структурные особенности массивов скальных пород и их влияние на устойчивость карьерных откосов.
http://www.geomix.ru/ctati.files/st_22.htm

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

РАЦИОНАЛНИ ПАРАМЕТРИ НА ОТВОДНИТЕЛНИ ХОРИЗОНТАЛНИ СЪОРЪЖЕНИЯ

Паулин Златанов¹, Евгения Александрова²

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

²Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Целта на отводнителните мероприятия в откритите рудници е осигуряване на нормалните условия на работа на хората и минната механизация, намаляване на влажността на полезното изкопаемо, осигуряване на устойчивостта на откосите на стъпалата, бордовете и насипищата. Ефективността от отвеждането на водите зависи от приетата технологична схема и параметрите на отводнителните съоръжения. Изследвана и анализирана е връзката между геометричните параметри (площ на намокрено сечение, дълбочина и периметър) на хоризонтални отводнителни съоръжения (канали). Рационалното им оразмеряване е с помощта на математичен подход.

RATIONAL PARAMETERS OF DRAIN HORIZONTAL FACILITIES

Paulin Zlatanov¹, Eugenia Alexandrova²

¹Mining and geology University "St. Ivan Rilski", 1700, Sofia

²Mining and geology University "St. Ivan Rilski", 1700, Sofia

ABSTRACT. The goal of the drain activity in open mines is ensuring of normal conditions for labor and functioning of mining mechanization, reducing the moisture of mineral resources, increasing stability of slopes of benches, boards and waste dumps. The efficiency of dewater depends on technological scheme adopted and the parameters of facilities for draining. Connection between geometrical parameters (surface of wet profile, depth and perimeter) of horizontal drain facilities (ditches) is researched and analyzed. Its rational dimension is made through a mathematical approach.

Разработването на находища на полезни изкопаеми по открит начин като правило е съпроводено с постъпването на подземни и повърхностни води, а също така и инфильтрационни води от реките и повърхностните водоеми в минните изработки. Наличието на вода в масива и нейните притоци към изработките затрудняват условията на работа на хората и машините, а в редици случаи съществено влияят на физичните свойства на скалите, водят до намаляване на устойчивостта на откосите и бордовете, влошават качеството на полезното изкопаемо. Ето защо при добива по открит начин се налага провеждането на комплекс от мероприятия за пълно или частично отводняване на масива, изключване или намаляване на водопритоките в минните изработки, а също така събирането и отвеждането на водите от тях.

Посоченият комплекс от мероприятия за проектиран или действащ открит рудник включва специални дренажни съоръжения (сондажи, канавки, канали и др.) и технически средства по събирането и отвеждането на водите (водопроводи, помпи и др.).

За условията на откритите рудници най-често прилаганият начин за отвеждане на повърхностните води от работните площадки е прокарването на хоризонтални надлъжни или напречни канали, които се явяват като един от основните елементи от отводнителната система на рудника. Оразмеряването е свързано с избор на формата

и изчисляване на размерите на напречното сечение им сечение в зависимост от притока на вода.

При оразмеряване на отводнителни хоризонтални съоръжения се решава задачата за малкото корито, построявано най-често с трапецовиден профил в земни или земно-скални масиви. Хидравличното оразмеряване на малкото корито се извършва в зависимост от приетите или дадени елементи на канала.

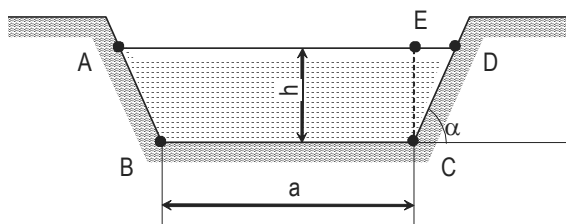
Напречното сечение на канала S трябва да осигури преминаването на водно количество

$$Q = Sv, \text{ m}^3/\text{s}, \quad (1)$$

където: v е средната скорост на потока, m/s .

Обикновено се приема като удачна форма на напречното сечение на канала трапец с площ S . За определяне на рационалните параметри на това сечение е необходимо да се изследва връзката между дълбочината (h , m) и ъгълът на откосите на канала (α , $^\circ$). Посочените параметри h и α са обвързани с т.нар. „намокрен периметър“, който трябва да е минимален, тъй като той оказва съществено влияние на триенето, респ. от него зависи дебитът на канала. От фигура 1 се вижда, че „намокреният периметър“ се определя по израза:

$$L = AB + BC + CD, \text{ m} \quad (2)$$



Фиг. 1 Схема към определяне на размерите на напречното сечение на канал

Тъй като

$$h = CD \cdot \sin \alpha, \text{ m}, \quad (3)$$

то

$$CD = AB = \frac{h}{\sin \alpha}, \text{ m}. \quad (4)$$

Като се отчете, че $BC=a$ се получава, че:

$$L = a + 2 \frac{h}{\sin \alpha}, \text{ m}. \quad (5)$$

По такъв начин, L е функция на три независими променливи: a , h и α . Условието на задачата позволява една от променливите да бъде изключена. Изисква се площта на сечението да е постоянна и равна на S . Лицето на трапеца е

$$S = \frac{BC + AD}{2} h, \text{ m}^2, \quad (6)$$

но $BC=a$, а

$$AD = BC + 2ED = a + 2h \cot \alpha, \text{ m}. \quad (7)$$

Тогава

$$S = \frac{2a + 2h \cot \alpha}{2} h = (a + h \cot \alpha) h, \text{ m}^2. \quad (8)$$

От тук следва, че

$$a = \frac{S}{h} - h \cot \alpha, \text{ m}, \quad (9)$$

а за L се получава:

$$L = \frac{S}{h} - h \cot \alpha + \frac{2h}{\sin \alpha}, \text{ m}. \quad (10)$$

Вижда се, че в този израз има само 2 независими променливи – h и α ($S=\text{const}$). Условието за екстремума е частните производни на уравнение (10) да бъдат равни на нула:

$$\frac{\partial L}{\partial h} = -\frac{S}{h^2} - \cot \alpha + \frac{2}{\sin \alpha} \quad (11)$$

$$\frac{\partial L}{\partial \alpha} = \frac{h}{\csc^2 \alpha} - \frac{2h \cos \alpha}{\sin^2 \alpha} \quad (12)$$

Необходимо е да се реши системата от уравнения

$$\begin{cases} -\frac{S}{h^2} - \cot \alpha + \frac{2}{\sin \alpha} = 0 \\ \frac{h}{\csc^2 \alpha} - \frac{2h \cos \alpha}{\sin^2 \alpha} = 0 \end{cases} \quad (13)$$

След опростяване системата (13) има вида:

$$\begin{cases} -\frac{S}{h^2} - \frac{2 - \cos \alpha}{\sin \alpha} = 0 \\ \frac{h(1 - 2 \cos \alpha)}{\sin^2 \alpha} = 0 \end{cases} \quad (14)$$

От второто уравнение на система (14) следва, че $h(1 - 2 \cos \alpha) = 0$, от където или $h=0$ или $1 - 2 \cos \alpha = 0$. Тъй като дълбочината h не може да бъде равна на нула, то или $1 - 2 \cos \alpha = 0$ или $\cos \alpha = \frac{1}{2}$, а $\alpha = \frac{\pi}{3}$.

Намерената стойност за α се замества в първото уравнение на система (14) и се получава

$$-\frac{S}{h^2} + \frac{2 - \frac{1}{2}}{\frac{\sqrt{3}}{2}} = 0. \quad (15)$$

След известни преобразувания за h се получава:

$$h = \frac{\sqrt{S}}{\sqrt[4]{3}}, \text{ m}. \quad (16)$$

Необходимо е да се намери стойността на втората производна при вече определените стойности на α и h :

$$\frac{\partial^2 L}{\partial h^2} = \frac{2S}{h^3} \quad (17)$$

$$\frac{\partial^2 L}{\partial \alpha^2} = 2 \frac{1 - \cos \alpha + \cos^2 \alpha}{\sin^3 \alpha} \quad (18)$$

$$\frac{\partial^2 L}{\partial \alpha \partial h} = \frac{1 - 2 \cos \alpha}{\sin^2 \alpha} \quad (19)$$

Константите A , B и C се намират по изразите:

$$A = \frac{6}{\sqrt{S} \sqrt[4]{3}} \quad (20)$$

$$B = 0 \quad (21)$$

$$C = \frac{4}{3} \sqrt[3]{3} \sqrt{S} \quad (22)$$

$$\Delta = A \cdot C - B^2 = \frac{6}{\sqrt[4]{3} \sqrt[4]{3}} \frac{4}{3} \sqrt[4]{3} \sqrt{S} > 0 \quad (23)$$

Екстремум съществува и тъй като $A > 0$, то при намерените стойности на h и α , функцията L достига минимум и той е:

$$L_{\min} = 2\sqrt{S^4/3}. \quad (24)$$

Предложената методика позволява при зададено напречно сечение S на отводнителен канал, удовлетворяващо условието за отвеждане на притока на води с определен дебит и скорост на протичане, да се избере рационалната дълбочина h , при която

съпротивлението от триене ще е минимално. Посоченият алгоритъм може да намери приложение и при друга форма на напречното сечение на хоризонтални отводнителни съоръжения, но е необходимо да се внесат корекции по отношение на изразите (6) и (8), касаещи площта на напречното сечение.

Литература

Луканкин, Г.Л. и др. 1988. *Высшая математика*. М., „Просвещение“.

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

ВЛИЯНИЕ НА ФОКУСНОТО РАЗСТОЯНИЕ ВЪРХУ ДЕЙСТВИЕТО НА РЕЖЕЩИ ЗАРЯДИ

Валери Митков

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, E-mail: valery.mitkov@gmail.com

РЕЗЮМЕ. В статията са представени извършените теоретична и експериментални изследвания за определяне на фокусното разстояние на режещи заряди произведени от ниско чувствителен експлозив - LSCCH – 08. Установени са факторите от които зависи фокусното разстояние, а именно конструкцията на заряда, параметрите на облицовката, характеристиките на използвания експлозив, точността на изработка и снаредяване на заряда и характеристиките на преградата.

INFLUENCE OF THE FOCUS DISTANCE ON THE PERFORMANCE OF CUTTING CHARGES

Valery Mitkov

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700 Sofia, e-mail: valery.mitkov@gmail.com

ABSTRACT. The article presents the conducted theoretical and experimental research on determination of the focus distance of cutting charges made of the low sensitive explosive LSCCH – 08. We have found factors which influence the focus distance: construction of the charge, parameters of the facing, characteristics of the used explosive, accuracy in making and filling the charge and characteristics of the obstacle.

Въведение

Кумулативни и режещи заряди най – често се използват при добива на нефт и газ, в строителството, минната промишленост и други сфери, където е необходимо раздробяване на негабарити, перфорация на сондажи, направата на дълбоки отвори в метални изделия, контролирано разрушаване на обемни конструкции и т.н.

При извършване на взривни работи в минната промишленост се получават около 5 – 8 % негабарити. Използването на кумулативни и режещи заряди (РЗ) позволяват непосредствено, без използване на взривни дупки да се разрушава породата на парчета с необходимите размери, което повишава безопасността и производителността на ВР.

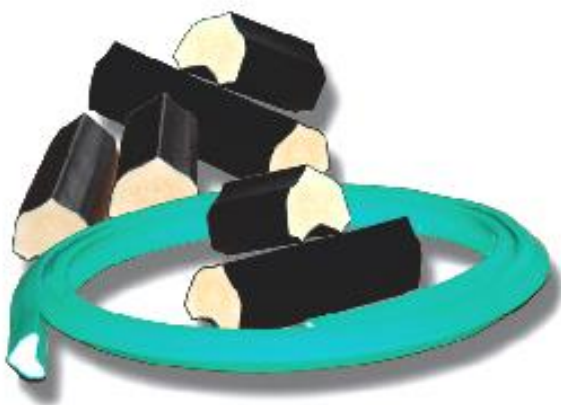
Голямото разнообразие от видове раздробявани материали, условия и начини на извършване на ВР налага разработването на много видове ососиметрични КЗ и РЗ. Използването на последните в промишлеността се определя от спецификата на тяхното действие – образуване на кумулативна струя (КС) във форма на плоска повърхност, така наречения кумулативен нож (КН), способен да извърши линейно прерязване на относителни тънки и дълги предимно метални прегради. Формата на заряда по правило повтаря формата на кумулативната облицовка (КО), което е свързано с промишлената технология за производство на РЗ. За КО традиционно се използва мед, ниско въглеродни стомани или техни прехове.

Оптимални за РЗ се смятат следните конструктивни показатели: ъгъл на отваряне на КО за стоманени и медни облицовки са съответно 90 и 100 - 110° и дебелина на облицовката – 0,03 – 0,05 ширини на нейната основа, а ефективността от действието им зависи и от условията, в които те работят, конструкцията и свойствата на преградите, които те режат (Козлов и др., 2007). Обикновено те се използват за рязане на стоманени прегради с дебелина от 4 до 30 мм. В таблица 1 са дадени характеристиките на някои РЗ.

Теоретични и експериментални изследвания

Бе извършена поредица от изследвания на действието на РЗ тип LSCCH 08, общ вид на който е даден на фиг.1, експерименталните данни от които показаха, че дълбочината на пробиване на преградата зависи от разстоянието между РЗ и преградата. Разстоянието от РЗ до преградата, при което се достига максимална дълбочина на проникване се нарича фокусно разстояние (Митков и др., 2008).

Фокусното разстояние се определя от конструкцията на РЗ, параметрите на облицовката и вида на използвания експлозив, точността на изработка на РЗ, а също от характеристиките на преградата, особено нейната плътност. Фокусното разстояние се увеличава при увеличаване на ъгъла на отваряне на коничната облицовка, повишаване мощността на експлозива, увеличаване плътността на материала на преградата и увеличаване на точността на изработка на РЗ.



Фиг.1 Общ вид на P3 LSCCH - 08

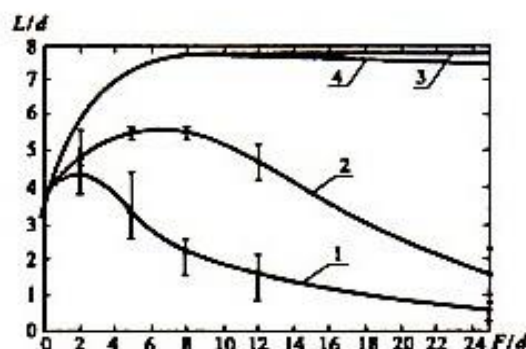
Таблица 1.
Линейни режещи заряди

Режещи заряди	Вид експло-зиви	Кумулатив-на облицовка	Предназна-чение	Брой типораз-мери; маса на 1m', kg
ШКЗ - шнурови кумулативни	Еласти-чни	Каучук с железен или меден прах	Рязане на метал 4 – 25 mm на суша и под вода	6; 0,1 – 1,1
УКЗ – удълже-ни кумулативни	TX – 40, 50	Профилна медна тръба	Рязане на метал 13 – 100 mm на суша и под вода	10; 0,09 – 10,0
ЗКЛ – удълже-ни линейни	Еласти-чна барутна маса	Каучук с железен или меден прах	Рязане на метал 7 – 70 mm на суша и под вода	8; 0,1 – 8,2
СЗ – 13 – лентов „Варан“	Еласти-чни	Без кумулатив-на фуния	Рязане на тръбо-провод и конструкции	1; 0,5
LSCCH - 08	Еласти-чни	Силикон с меден прах	Рязане на метал 3 – 14 mm на суша и под вода	7; 0,07 – 0,5

Както е известно, в процеса на движение на кумулативната струя (КС) тя се разтяга и при достигане на определено удължаване се разрушава на части. В резултат на несъвършенства при изработката на P3 режещият нож не е идеален и се движи не точно по оста, а се разсейва в диапазон от $0,5 - 1,5^\circ$ (Орленко, 2002). След разрушаването на РН на елементи, последните получават страничен импулс поради известна несиметричност на P3, което води до увеличение на ъгловото разсейване. Съответен принос в този процес имат и аеродинамичните

сили, действащи на елементите на струята, които след прекъсването се въртят около центъра на масата, което може да се види при рентгенови снимки. При ъгловите разсейвания протичат взаимодействия на РН със стените на формирания се кратер, при което се губи от пробивното действие. Това явление се нарича „намазване“ и то съществено зависи от нивото на технологията за производство на P3. При идеалните режещи заряди намазването отсъства. Колкото по-големи са допуските при производството на P3 (страните на КО са с различни дължини, не еднаква плътност на заряда от експлозив и т.н.), толкова по-силно се проявява ефекта на намазване. В този случай се увеличава броя на елементите от РН, които проникват в преградата не съосно. Това обстоятелство намалява фокусното разстояние (Каплаков и др., 1999, Маринин и др., 2007).

Колкото по-точно е изработен P3, толкова по-голямо е неговото фокусно разстояние. Ако за обикновени P3 с коническа медна облицовка фокусното разстояние е около $(1-4) d$, то за прецизно изработени заряди то достига около $(6-8) d$ (Walters and others 1989).

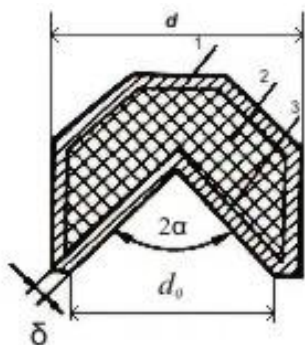


Фиг.2 Зависимост на дълбочината на проникване на КН от разстоянието на P3 до стоманена преграда.

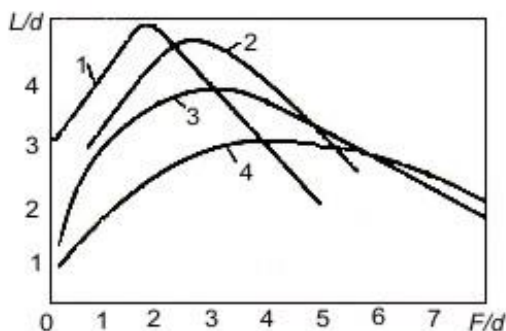
На фиг.2 са дадени сравнителни зависимости между относителната дълбочина на рязане на здрава стоманена преграда ($H_b = 3,2 \text{ GPa}$) от меден КН на P3 с диаметър d с конична облицовка и относителното разстояние на P3 до преградата при различна точност на изработка на P3. При стандартна технология на производство на P3 (крива 1), фокусното разстояние е около $2d$ и намалява значително при увеличаване на F от заряда до преградата. При заряди изработени по точна технология (крива 2), фокусното разстояние се увеличава до около $7d$ и намалява значително по-плавно. Едновременно с това се увеличава общата дълбочина L на проникване на КН, която превишава максималната дълбочина на пробиване на първия заряд (крива 1) в диапазона от разстояния $F=(2-12)d$. Кривата 3 съответства на идеално точно произведен заряд, а крива 4 отчита движението на РН от същия заряд във въздуха. Наблюдава се горна граница на допустимото разстояние на прецизни P3, които при достигане на идеална технология на изработка, фокусното разстояние е около $(8 - 10)d$, където d е диаметър на P3 (виж фиг.3).

На фиг.4 са дадени експериментално установените зависимости между дълбочината на пробиване на преградата и разстоянието между края на заряда и

преградата за РЗ с различен диаметър с медни кумулативни облицовки с различна форма и дебелина. Крива 1 съответства на заряд с диаметър 25 mm, с конична КО, $2\alpha = 30^\circ$, $\delta = 1\text{mm}$; Крива 2 отразява резултатите на заряд с $d = 46\text{mm}$, конична КО, $2\alpha = 44^\circ$, $\delta = 1,5\text{mm}$; Крива 3 е за заряд с $d = 46\text{mm}$, конична КО, $2\alpha = 60^\circ$, $\delta = 1,5\text{mm}$ и крива 4 – $d = 70\text{mm}$, полусферична КО, $\delta = 2\text{mm}$ (виж фиг.3).



Фиг.3. Характерни размери на сечение на РЗ



Фиг.4. Зависимост на дълбочината на рязане на стоманена преграда от разстоянието на РЗ до нея

Вижда се, че при увеличаване на ъгъла на разтваряне на конуса и преминаване към полусферична форма дълбочината на пробиване на преградата намалява, а фокусното разстояние се увеличава.



а)



б)

Фиг.5 Действие на РЗ в зависимост от фокусното разстояние

При това се забелязва тенденция към размиване на максимума на кривите и намаляване на техния спад след преминаване на стойност F_m , като на относително големи разстояния от преградата, кумулативните облицовки с нисък конус и полусфера имат предимство по дълбочина на пробиване на преградата пред облицовките с високи конуси. На фиг.5 са показани практически резултати от изпитанията на РЗ LSCCH – 08 при неправилно а) и правилно б) определяне на разстояние между РЗ и стоманена преграда. Вижда се, че при работа с еднакви РЗ (70g експлозив в 1 линейен метър заряд) в зависимост от правилното разположение на заряда резултатите са различни – в единия случай стоманената преграда е само огъната, а при правилно фокусно разстояние – напълно срязана.

При намаляване плътността на материала на КО и увеличаване на нейната дебелина при малко намаляване на дълбочината на срязване на преградата, фокусното разстояние също се увеличава, но по-малко. При увеличаване мощността на заряда от експлозив, с цел избягване преминаване на максимално допустимата скорост на струята, се използват облицовки с по-голяма дебелина, което води до увеличаване на диаметъра на струята и следователно, и времето и разстоянието преминаване от КС до разрушаване. Ако дебелината на облицовката се запази при изменение на характеристиките на експлозива, то и в този случай разстоянието съответстващо на разкъсване на струята се увеличава за сметка на увеличаване на скоростта на струята при запазване на нейния диаметър и време за разрушаване.

Изводи и заключение

Съществуването на фокусно разстояние е необходимо да се отчита при пресмятане действието на РЗ. За тази цел в много инженерни методики при определяне дълбочината на пробиване се въвежда корекционен коефициент, който се определя по опитен път. Този коефициент $k_F = 1$ при $F = F_m$, $k_F < 1$ при отклоняване от оптималното фокусно разстояние – и в двете посоки.

Изменението на фокусното разстояние силно зависи от процеса на разкъсване на КС. При анализ на процеса на разкъсване на КС, в зависимост от параметрите на облицовката и свойствата на експлозива, може да се обяснят причините за изменение на фокусното разстояние. При намаляване на ъгъла на разтваряне на конуса се намалява масата на облицовката, преминаваща в КС и следователно се намалява диаметъра на струята и времето за нейното разкъсване. Дълбочината на самия отвор се увеличава при намаляване ъгъла на разтваряне на конуса на облицовката, а струята образувана при такива високи облицовки, се разрушава на по-малки разстояния от края на заряда, отколкото образуваната при ниски облицовки (при големи стойности на 2α).

На малки разстояния практически цялата струя участва в процеса на проникване. При увеличаване на разстоянието ефективността на предните части нараства, а започва загуба на ефективност на задните части на струята. При по-нататъшно увеличаване на разстоянието F приноса на предните части достига своя предел и все повече задни части престават да участват в пробиването на кратера в преградата. В резултат на това на разстояния по-малки от фокусното не могат да се реализират потенциалните възможности на предните и средни части на струята, а при големи разстояния загубите на задните части превишават приноса на предните.

При прецизна технология на изработка и снабдяване зарядите имат по-малки загуби от задните части на струята.

За в бъдеще е необходимо да се работи за създаване на прецизни кумулативни и режещи заряди с използване на суровини освободени при разснарядането на излишни бойни припаси. Това ще доведе до намаляване до няколко пъти разходите за извършване на подобни взривни работи.

Литература

- Калпаков В., Ладов С., Федоров С. 1999. *Инженерная методика расчета кумулятивных зарядов с полусферическими и сегментными облицовками*. Оборонная техника, 39-45.
- Козлов В., Федосеев В., Колганов Е. и др. 2007. *Энергия взрыва в ломопереработке*. М., ЗАО Металургиздат.
- Маринин В., Бабкин А., Колпаков В. 1995 №4. *Методика расчета параметров функционирования кумулятивного заряда*. Оборонная техника, 34-39.
- Митков В., Тодоров Р., Генчев Г. 2008. *Разчет и създаване на режещи заряди от нискочувствителен експлозив V – 10*. С., Сборник доклади от МНТК - Приморско.
- Орленко Л. 2002. *Физика взрыва*. М., Физматлит
- Walters W.P., Zukas J.A. 1989. *Fundamentals of shaped charges*. NY., John Wiley and Sons.

Препоръчана за публикуване от
Катедра "Подземно строителство", МТФ

ИЗСЛЕДВАНЕ НА ТОПЛИННАТА УСТОЙЧИВОСТ НА ПРЕДОХРАНИТЕЛНИТЕ ЕКСПЛОЗИВИ

Гергана Камбурова

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

РЕЗЮМЕ. Един от важните параметри на предохранителните експлозиви за осигуряване на безопасна и безаварийна работа в рудниците опасни от експлозии на газ и прах е топлинната им устойчивост. Този основен параметър на съвременните експлозиви е регламентиран в новата серия стандарти приети от ЕС и предназначени за граждански цели EN 13631-2 приет вече и като БДС. Съгласно тези нови изисквания допуснатите до употреба експлозиви трябва да запазят изцяло своите качества, без каквито и да е реакции, след престояване в продължение на 48 часа в топлинна камера при температура $75\pm 2^\circ\text{C}$.

В настоящата работа се разглеждат извършените изследвания на допуснатите до употреба у нас предохранителни експлозиви Балканит, Метанит и Скаленит.

От извършените изследвания се установи, че тези марки експлозиви напълно отговарят на изискванията на ЕС към експлозивите предназначени за граждански цели.

STUDY OF THE HEAT RESISTANCE AND STABILITY OF EXPLOSIVE MIXES

Gergana Kamburova

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700, e-mail: minenergo yahoo.com

ABSTRACT. One of the most important parameters of safety of explosive agents, to ensure safe and secure work in mines that have potential dangers of uncontrolled blow outs due to gases and dust in the mines, is the explosive agents' resistance to heat. This main safety parameter of the explosive agents in today's practice was regulated in a new set of standards adopted by the EU. These same set of standards were also adopted by BDC (State of Bulgaria Standards) for use of explosive agents for civil practice. According to these standards for explosive agents have to be tested for 48 hours in a heated chamber at temperatures of 75 ± 2 degrees Celsius. For the explosive agents to be fit for use they have to maintain all its qualities (physical and chemical) after these 48 hours in the chamber.

The above mentioned research was performed on 3 specific explosive agents – "Balkanit", "Metanit", and "Skalenit" to determine if they comply with the standards set by the EU and BDC. The results were conclusive; all 3 of these explosive agents comply with the standards adopted by the EU and the BDC and are fit for use for civil applications.

Въведение

Европейският съвет по стандартизация CEN в изпълнение на Директива 93/15 за хармонизиране на изискванията към експлозиви за граждански цели ЕЕС от 15 април 1993г., разработва серия 13631 от 16 бр. нови стандарти. Номер 2 от тази серия е стандартът за изискванията към експлозивите за топлинната им устойчивост. На тези изисквания трябва да отговарят всички експлозиви допуснати от компетентните органи за употреба.

Изследвания за определяне на топлинната устойчивост на допуснатите до употреба експлозиви у нас досега не са правени. Първите изследвания по този въпрос са извършени при изпълнение на Правителствена програма за разработване на екологична, безопасна и ефективна технология за оползотворяване на вторични бездимни барути извлечени от ненужни армейски боеприпаси. (Камбурова и др., сп. Експлозив, бр.5, 2007).

Температурната устойчивост на експлозивите следва задължително да се посочи от производителите на потребителите съгласно изискванията на новия БДС EN

13857 – 3:2002. Съгласно т.121 от общата информация и съгласно т.122 от допълнителната информация за бризантни експлозиви се посочва температурния интервал, в който може да се използва съответния експлозив, както и максималната температура, в която същият може да се използва в продължение на определени часове. Тази задължителна информация не може да се даде без извършване на съответните изследвания за различните видове експлозиви за граждански цели.

В настоящата работа се разглеждат извършените изследвания за топлинната устойчивост на предохранителните амониено-селитрени тротилосъдържащи експлозиви. (Камбурова, Митков, 2007).

1. Видове предохранителни експлозиви и основни свойства

Основните видове предохранителни експлозиви допуснати до употреба у нас са с марки Балканит, Метанит и Скаленит. (Лазаров и др., 1965, 1971). И трите вида

предохранителни експлозиви са амониено-селитрени, тротилосъдържащи. В техните състави се съдържат амониев и калиев нитрати, тринитротолуол, натриев хлорид, дървесно брашно и дървени въглища. От гледна точка устойчивост към топлина проблемен е тринитротолуолът с точка на топене 80 °С. Тези експлозиви са в прахообразен вид, като през сито с отвори 0,2 mm следва да преминат над 70% от взривната смес, а надситовия продукт не следва да надвишава 30%. Критичният диаметър на изследваните експлозиви е от 9 до 11 mm, бризантността по Хес от 10 до 13 mm, работоспособността им по Трауцел е от 210 до 280 cm³. Скоростта им на детонация е от 2600 до 3400 m/s а безопасният им граничен заряд в централен канал без забивка е 800-850 g за Балканита, 600 g за Метанита и 400 g за Скаленита.

Въз основа на досега действащия стандарт БДС 14601-92 Амонити предпазни и Техническите спецификации т.н. работна температура или допустимия температурен интервал при употреба на предохранителните експлозиви е от плюс 50°С до минус 35°С. Така определения температурен интервал за тези експлозиви, обаче не отговаря на действащите понастоящем изисквания в ЕС за температурна устойчивост на експлозивите предназначени за граждански цели.

2.Метод на изследване

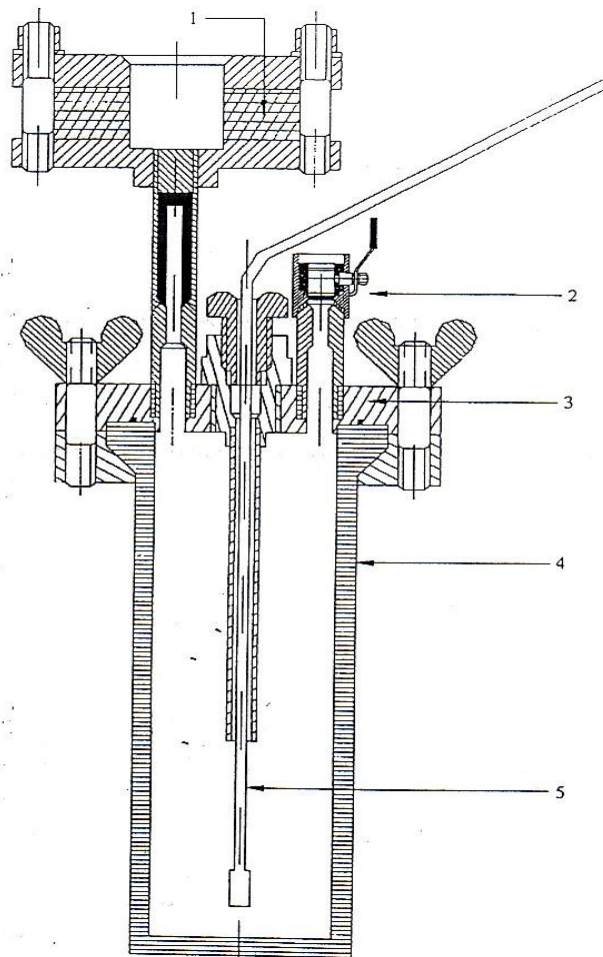
Изследванията за определяне на температурната устойчивост на предохранителните експлозиви са извършени в съответствие с изискванията на Директива 93/15 и БДС EN 13631-2.

За целта е необходима нагревателна камера, в която може да се поддържа температура от 75±2°С. Нагревателната камера следва да има дублирани терморегулатори или други средства за защита срещу излизане на температурата извън контрол, ако управляващият термостат откаже да работи нормално. Препоръчва се системата да бъде изолирана и да има възможност за дистанционно управление. Нагревателната система, трябва също да бъде съоръжена с вентилационна система. Електрическите съоръжения трябва да бъдат безопасни при работа с експлозиви. Необходима е и везна с възможност за измерване на теглото с точност ±0,1 g. Използват се три термодвойки от съответния вид. Термодвойките трябва да бъдат с обвивка, която е инертна по отношение на изпитваните вещества. Тяхната точност трябва да бъде от ±1°С. Необходими са две стъклени тръби с плоско дъно и вътрешен диаметър (50,5±0,5mm), с дължина приблизително 150 mm и дебелина приблизително 3 mm. Стъклената тръба, използвана за поставяне на експлозива, трябва да бъде снабдена с устройство за затваряне и газонепроницаемо устройство с разрушаваща се част. Разрушаващият се диск следва да бъде калиброван при статично нанометрично налягане от 60 kPa или с устройство за непрекъснато измерване на налягането. Освен това трябва да се осигури и средство за проветряване на устройството.

При изпитването са необходими еталонни материали със същото физично състояние, като изпитвания експлозив.

Такива еталонни материали са например пясък или двуалуминиев триоксид, при изпитване на прахообразни взривни смеси. Масата на еталонния материал трябва да бъде от 300 g.

На фиг. 1 е дадена стъклена тръба за изпитване със затварящо се устройство и с разрушаващ се диск.



Фиг. 1 Стъклена тръба със затварящо се устройство с разрушаващ се диск

1-разрушаващ се диск; 2-изпускателен клапан; 3-затварящо устройство; 4-стъклена тръба; 5-термодвойка

За прахообразни експлозиви, изпитваният образец е с обем от (100±4) ml. Частици по-големи от 4 mm , ако има такива, трябва да бъдат раздробени преди изпитването.

Процедурата за определяне на топлинната устойчивост на експлозивите е следната:

При липса на информация за топлинното поведение на изпитвания експлозив, трябва да се извърши предварително изпитване с малко количество от порядъка на 5 g. При това предварително изпитване се определя дали даденото вещество се взривява при температура 75±2°С. Поради това, че съгласно стандарта при производство на изследваните предохранителни експлозиви, температурният интервал за употреба е плюс 50°С до минус 35°С и неизвестността дали ще се получи взривяване не при температура 75±2°С се извърши предварително изпитване

на трите експлозива поотделно с малки количества от по 5 g всеки. Установи се, че след престояване от 48 h при температура $75\pm 2^{\circ}\text{C}$ не се получи реакция (взривяване) и при трите изследвани проби. След предварителното изпитване, се започна стандартното изпитване.

За целта термокамерата се включва и се настройва на $75\pm 2^{\circ}\text{C}$. Празна стъклена тръба описана на фиг.1 се претегля, след което в нея се поставя изпитвания образец от експлозива. Пробата от експлозива се изсипва в тръбата, без да се уплътнява, като следва да изпълни долната част на тръбата до височина $50\pm 1\text{ mm}$, което осигурява обем на изпитвателния образец от $100\pm 2\text{ ml}$. След поставяне на пробата в стъклената тръба, тя се претегля отново, за да се определи масата на изпитвания образец и се установи плътността на зареждането му.

Плътността на пробата се определя по формулата :

$$\rho = \frac{M}{V}, \text{ g/ml}$$

ρ - плътност на зареждане на пробата, g/ml

M - маса на изпитвания образец, g

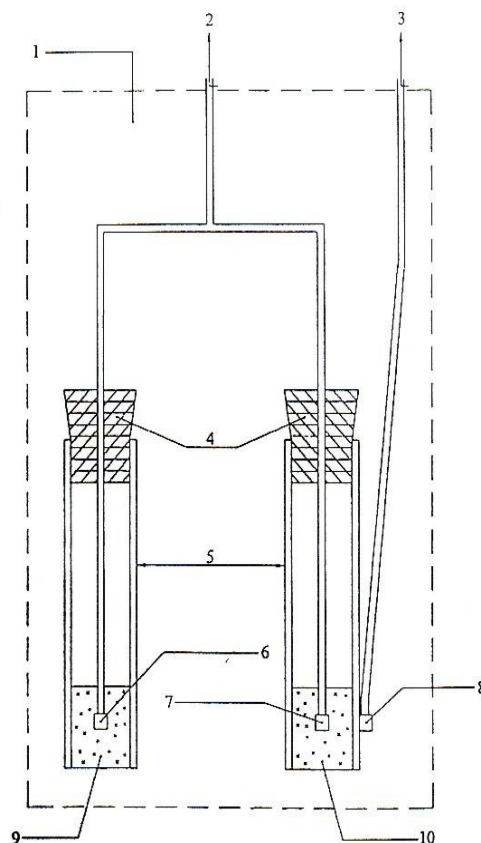
V - обем на изпитвания образец, ml

След тази подготовка, във втората стъкленка се поставя $100\pm 2\text{ ml}$ от избраното еталонно вещество, без да се претегля.

На фиг. 2 е даден блокът на изпитвателното устройство с двете стъклени тръби. В първата стъкленка с изпитвания експлозив, се поставя термодвойката T_1 . Проводниците се прокарват през затварящото устройство, като се следи предходната част на термодвойката да бъде в границите на 2 mm от центъра на изпитвания образец. При прахообразни, вещества, термодвойката T_1 се поставя във веществото. Термодвойката T_2 се поставя по същия начин във втората стъклена тръба с еталонното вещество. Термодвойката T_3 определяща температурата в камерата се прикрепва, например с проводник към външната стена на втората стъклена тръба с еталонното вещество. Двете стъклени тръби с поставените термодвойки, следва да бъдат на 10 cm и повече една от друга. Термодвойките се свързват към системата за записване на температурата, която се включва. След като изпитваният образец от експлозива и еталонното вещество са достигнали $75\pm 2^{\circ}\text{C}$, се определя налягането и изпитването продължава до $48\pm 1\text{ h}$, като се следи за следните явления:

- Взривяване или пламък.
- Освобождаване на газ и разрушаване на разрушаващия се диск или увеличаване на налягането над 60 kPa.
- Самонагриване на изпитваното вещество, с разлика в температурата над 3°C в сравнение с еталонното вещество.

Ако се получи едно от посочените явления, изпитването се прекратява. Нагревателното устройство се изключва и след като се охлади се изучава съдържанието на изпитвания образец и устройството.



Фиг. 2 Схема на блока на изпитвателно устройство за определяне на топлинната устойчивост на експлозивите

1-нагревателна камера; 2-проводници на термодвойки T_1 и T_2 ; 3-проводници до термодвойка T_3 ; 4-затварящи устройствата; 5-стъклени тръби; 6-термодвойка T_1 ; 7-термодвойка T_2 ; 8-термодвойка T_3 ; 9-изпитван образец от веществото с обем 100 ml; 10-еталонно вещество с обем 100 ml

Ако няма на лице никоя от горните реакции, изпитването продължава до 48-мия h, след което камерата се изключва и след нейното охлаждане пробата от експлозива се изважда и се претегля, за да се установи получила ли се е някаква загуба на тегло.

Ако при изпитването липсва реакция се определя, че експлозивът е устойчив на топлина и се записва като резултат "липса на реакция". В противен случай се определя, след колко часа е настъпило взривяване или се е появил пламък, след колко време се е получило самонагриване или се е разрушил диска, кога налягането се е покачило над 60 kPa и др. и се записва, като резултат "реакция".

Разработената методика за определянето на топлинната устойчивост на експлозивите за граждански цели е изключително прецизна и е свързана с безопасността за производство и употреба на различните марки експлозиви.

3.Резултати от извършените изследвания

От всеки предохранителен експлозив бяха изследвани по три броя проби по описаната методика. На таблица 1 са дадени обобщените резултати.

Таблица 1

Топлинна устойчивост на предохранителните експлозивни престояли 48h в камера при температура $75\pm 2^\circ\text{C}$

№	Видове предохранителни експлозивни	Брой проби	Среден обем на пробите, ml	Средно тегло, g		Насипна плътност, g/cm ³	Реакция	Загуба на маса, g
				преди	след			
1.	Марка „Балканит“ Безоп. гранич. заряд 800-850 g	3	100	70,18	70,12	0,70	Липса на реакция	-0,06
2.	Марка „Метанит“ Безоп. гран. заряд 600 g	3	100	71,80	71,72	0,72	Липса на реакция	-0,08
3.	Марка „Скаленит“ Безоп. гран. заряд 400 g	3	100	68,57	68,44	0,69	Липса на реакция	-0,07

От извършените изследвания се установи, че и трите марки предохранителни експлозивни издържат на теста за топлинна устойчивост. По време на изследванията се установи, че след престой на пробите от 48h в камера при температура $75\pm 2^\circ\text{C}$ липсват посочените в изискванията явления, а именно:

- липса на взривяване или поява на някакъв пламък;
- липсва освобождаване на газ или увеличаване на налягането в стъкления цилиндър, като няма на лице разрушаване на системата;
- не се наблюдава самонагриване на изпитваните вещества с разлика в температурата на над 3°C .

За установяване на тези явления състоянието на пробите от експлозивни се следеше през 3 h.

По време на изследванията се установи загуба на маса от 0,06 до 0,08 g, което представлява част от влагата на взривните смеси. Загубата на масата е минимално и е в порядъка 0,10-0,11% от средното тегло на пробите.

Престояването на пробите при $75\pm 2^\circ\text{C}$ се отрази единствено на сипкавостта на взривните смеси. Във всички проби от трите вида експлозивни след 48h се получи спичане и втвърдяване. От извършения анализ се установи, че спичането и втвърдяването се дължи на значителните количества на прахообразен амониев нитрат в експлозивите. Известно е, че амониевият нитрат има няколко кристални модификации, кубична, тетрагонална, ромбична и др. Тези кристални модификации са стабилни в определени температурни граници. При нагриване на амониевия нитрат той преминава от една в друга модификация съпроводено с изменение на формите на кристалите. Това води до изменение на плътността им. Стабилни модификации има при температурен интервал от минус 16 до $32,3^\circ\text{C}$, както и от $32,3$ до $85,1^\circ\text{C}$. По време на изпитването се преминава във втория температурен интервал, което води до съответната прекристализация. Това се получава въпреки наличието на определено съдържание на дървесно брашно.

Трябва да се отбележи, че при по-продължително нагриване на амониевия нитрат до 110°C е налице разлагане с образуване на амоняк и азотна киселина. По време на

изпитването при $75\pm 2^\circ\text{C}$ такова разлагане на амониевия нитрат не е установено.

4. Основни изводи и предложения

От извършените изследвания могат да се направят следните основни изводи и предложения:

1. В изпълнение на Директива 93/15 за хармонизиране изискванията на експлозивите за граждански цели от Европейския съвет по стандартизация CEN е изработени утвърден стандарт, приет и у нас като БДС за топлинна устойчивост на експлозивите допускани до употреба за граждански цели. Съгласно този стандарт всички експлозивни следва да издържат на температура $75\pm 2^\circ\text{C}$ в продължение на 48 h без появата на каквато и да е било реакция (взрив или пламък, самонагриване, отделяне на газове и увеличаване на налягането и др.)

2. Съгласно изискванията на стандарт БДС EN 13857 – 3 температурната устойчивост на експлозивите следва задължително да се представя от производителите на потребителите на експлозивни, като се посочва температурния интервал, в който може да се използва съответния експлозив, както и максималната температура, при която същият може да се използва в продължение на определени часове. С посочените данни за температурна устойчивост следва да се гарантира безопасна и безаварийна работа с допуснатите до употреба експлозивни.

3. Предохранителните експлозивни допуснати до употреба у нас с марки Балканит, Метанит и Скаленит са амониево –селитрени, тротилосъдържащи, като съдържат още калиев нитрат, дървесно брашно и дървени въглища. Те са прахообразни и са със скорост на детонация от 2600 до 3400 m/s.

4. Въз основа на досега действащия стандарт за предохранителните експлозивни БДС 14601-98 допустимия температурен интервал при тяхната употреба е от плюс 50°C до минус 35°C . Така определения температурен интервал не отговаря на действащите понастоящем изисквания в ЕС за температурна устойчивост.

5. От извършените предварителни и стандартни изпитвания се установи, че допуснатите до употреба предохранителни експлозиви с марки Балканит, Метанит и Скаленит издържат на изискването за топлинна устойчивост, като след престояване при $75\pm 2^{\circ}\text{C}$ в продължение на 48 h, липсва каквато и да е било реакция по изискванията на ЕС. Установи се, минималната загуба на маса от 0,10 до 0,11%, както и определено спичане (сбиване) на взривните смеси дължащо се главно на свойствата на амониевия нитрат.

6. Като се имат предвид резултатите от извършените изследвания, компетентните оторизирани органи в страната следва да изискат коригиране на действащите стандарти и технически спецификации за производство на предохранителните експлозиви, в частта им за температурния им интервал, който следва да отговаря на изискванията на БДС EN 13631-2 за топлинната им устойчивост. Освен това следва да се изисква задължително вписване на топлинната устойчивост на предохранителните експлозиви в информацията подавана на потребителите от производителите.

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

Литература

- БДС14601-98. Вещества взривни промишлени. Амонити предпазни.
- БДС EN 13857-3. 2002. Експлозиви за граждански цели – част 3: Информация, която трябва да се представи на потребителя от производителя или от негов упълномощен представител.
- БДС EN 13631-2. Експлозиви за граждански цели. Определяне на топлинната устойчивост на експлозивите.
- Камбурова Г., В. Митков. 2007. В Изследване на топлинната и химична устойчивост на нитроглицериновите и пироксилиновите бездимни барути, сп. *Експлозив*, бр. 5, С.
- Лазаров С., Запрянов. 1965. Създаване, изпитване и прилагане на новото взривно вещество Балканит в условията на Балканския и Бобовдолския въглищен басейн. *Годишник на МНИИ*, т. 8, Техника, С.
- Лазаров С., Деков Д. 1971. Изследване, създаване и изпитване и новите антигризутни взривни вещества Скаленит 1 и Скаленит 2. *Трудове на МНИПКИ Мин-проект*, т. 9, Техника С.

ИЗСЛЕДВАНЕ ПАРАМЕТРИТЕ НА ВЗРИВНИ МАШИНИ ЗА ТЕХНОЛОГИЯ НА ЕЛЕКТРИЧЕСКО ВЗРИВЯВАНЕ

Гергана Камбурова¹, Славчо Лазаров²

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

² Миненерго ООД, София

РЕЗЮМЕ. При извършване на взривни работи в подземни и открити рудници и кариери, както и в различни строителни обекти се работи с различни типове и видове взривни машини. Най-широко приложение намират кондензаторните модели индукторни и батерийни взривни машини. Във връзка с новата класификация на електродетонаторите в страните на ЕС са утвърдени конструктивни и функционални изисквания и методи за изпитване на допуснатите до употреба взривни машини. Тези нови изисквания са задължителни и са приети и като БДС EN13763-26.

Едно от най-съществените нови изисквания към взривните машини допуснати до употреба е осигуряването на необходимия импулс и кривата на разтоварване за различните класове електродетонатори.

В работата са дадени извършените изследвания на допуснатите до употреба в България взривни машини, тип L (Лазаров) в съответствие с новите изисквания на ЕС. От тези изследвания се установи, че трите разновидности взривни машини, тип L-200, L-300 и L-500 отговарят на основните изисквания на новите нормативни документи в т.ч. и за работа във взривоопасни газопрахови среди.

STUDY OF THE PARAMETERS OF BLASTING MACHINES THAT USE ELECTRIC BLASTING TECHNOLOGY

Gergana Kamburova¹, Slavcho Lazarov²

¹ University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700, (e-mail minenergo yahoo.com)

² Minenergo Ltd, Sofia

ABSTRACT. When blasting is done in underground mines and quarries, as well as in building sites, different types of blasting machines are used. The most used types of blasting machines are the capacitor models powered by inducer or batteries. With the introduction of new classification of the electro-detonators by the EU, a new set of constructive and functional requirements and methods for the testing of blasting machines is required. In order for the blasting machines to be used the above mentioned requirements and methods are compulsory and were also adopted by the BDCEN 13763-26.

One of the main new requirements is to ensure that proper output energy and discharge curve is present in the different models blasting machines.

In this work is presented the data obtained in the study of type L (Lazarov) blasting machines. In this study was conclusively determined that all 3 types blasting machines – L – 200, L- 300, and L-500 are in compliance with the new requirements set by the EU and the BDCEN, including for work in conditions in danger of blowouts due to gas and dusts.

Въведение

Технологията на електрическото взривяване се осъществява с използването на различни типове и видове електродетонатори. По досега действащите нормативни документи у нас, като Правилника по безопасността на труда при взривните работи и БДС, електродетонаторите у нас са класифицирани в три класа, а именно:

- нискоимпулсни (Н) с безопасен ток 0,18 А и невъзпламенителен импулс 0,8 mJ/Ω;
- повишеноимпулсни (П) с безопасен ток 0,45 А и невъзпламенителен импулс 8 mJ/Ω;
- високоимпулсни (В) с безопасен ток 4 А и невъзпламенителен импулс 1100 mJ/Ω.

С влизането на България в Европейския съюз досегашните БДС престанаха да са актуални, като нашата страна се задължава да изпълнява изискванията на ЕС. В България понастоящем са допуснати до употреба редица вносни електродетонатори, преди всичко от Чехия, производство на фирмата Остин детонатор, както и от Украйна и др. страни.

От фирма Остин детонатор се внасят милисекундни и секундни електродетонатори с невъзпламеняващ безопасен ток от 0,45 А и възпламеняващ импулс от 18 mJ/Ω.

Милисекундните електродетонатори са с до 30бр. степени на закъснение със закъснителен интервал на закъснение от 25–30 ms. Гилзата е алуминиева, а проводниците медни или стоманени.

Секундните електродетонатори са до 12 бр. степени на закъснение със закъснителен интервал от 250 или 500 ms. Гилзите и проводниците са както при милисекундните ЕД.

Предохранителни милисекундни електродетонатори с до 16 бр. степени на закъснение със закъснителен интервал от 30 ms. Гилзата им е изработена от мед, а проводниците от стомана или мед в зависимост от дължината им.

При технология на електрическо взривяване в подземни и открити рудници и кариери, както и в различни

строителни и други обекти в България се работи с най-различни типове и видове взривни машини.

Най-широко приложение намират кондензаторните модели и типове взривни машини. Те се делят основно на акумулаторни, батерийни и индукторни. В по-голямата си част, използваните стари модели и типове взривни машини у нас са предназначени за работа с ниско-импулсни електродетонатори от досегашния клас Н или с невъзпламеняващ ток 0,18 А. Такива са уредите КВП – 1/100 Русия, М-514 стар внос от ГДР, българския уред ИГМ, някои стари типове от ликвидирания фирма Шафлер и др. Всички тези уреди имат определени недостатъци и не отговарят на съвременните изисквания към тези машини.

1. Европейски изисквания към детонатори, релета и взривни машини

Считано от началото на 2007 г. у нас действат приетите от Европейския комитет по стандартизация стандарти от серия EN 13763 Детонатори и релета. Първият стандарт от тази серия БДС EN 13763-1 третира въпросите по изискванията към детонатори, релета и взривни машини.

1.1 Нова класификация на електрическите детонатори

На таблица 1 е дадена новата класификация на електрическите детонатори на ЕС.

Таблица 1

Нова класификация на електрически детонатори на ЕС

Клас детонатор	Клас I	Клас II	Клас III	Клас IV
Невъзпламенителен ток, I_{nf} , А	$0,18 \leq I_{nf} < 0,45$	$0,45 \leq I_{nf} < 1,20$	$1,20 \leq I_{nf} < 4,0$	$4,0 \leq I_{nf}$
Минимален невъзпламенителен импулс, W_{nf} mJ/Ω	0,5	8	80	500
Импулс на електростатично разреждане ESD (mJ/Ω) „проводник към проводник“	0,3	6	60	300
Импулс на електростатично разреждане ESD (mJ/Ω) „проводник към гилза“	0,6	12	120	600

Съгласно тази нова класификация, означенията на българските електродетонатори по електрическа чувствителност съгласно действащия Правилник по безопасността на труда и други нормативни документи се изменя, както следва:

а) електродетонатори от клас Н с нормална електрическа чувствителност и невъзпламеняващ ток от 0,18А, стават от **клас I** с минимален невъзпламеняващ импулс W_{nf} от 0,5 mJ/Ω.

б) електродетонатори от клас П с повишена електрическа устойчивост и невъзпламеняващ ток от 0,45А, стават от **клас II** с минимален невъзпламеняващ импулс W_{nf} от 8 mJ/Ω.

в) образува се нов **клас III** електродетонатори, които в България до сега не са били нормативно регламентирани с невъзпламеняващ ток от 1,20 А и минимален невъзпламеняващ импулс W_{nf} от 80 mJ/Ω.

г) електродетонаторите от клас В с висока електрическа устойчивост и невъзпламеняващ ток от 4,0 А, стават от **клас IV** с минимален невъзпламеняващ импулс W_{nf} от 500 mJ/Ω.

1.2 Изисквания към взривните машини

Във връзка с новата класификация на електродетонаторите по електрически параметри са и новоразработените конструктивни и функционални изисквания и методи за изпитване на приспособленията и допълнителните принадлежности, необходими за надеждното и безопасно инициране на детонатори при нормални работни условия дадени в БДС EN 13763-26. Тези устройства са следните:

- взривни машини за инициране на електрическите детонатори;
- контролери за взривни машини;
- полски уреди за измерване на електрическата верига;
- кабели за взривяване за работа с електрически взривни машини;
- свързващи проводници и детонатори.

Съоръженията предназначени за работа само на открито не се изпитват на климатични и механични въздействия.

Взривните машини за инициране на електронните детонатори и електронните взривни системи не се третира в БДС EN 13763-26.

За изясняване на изискванията за инициране на електродетонаторите са дадени допълнения към термините и определенията, както следва:

1. Взривна машина

Съоръжение, предназначено да подава електрическа енергия към веригата от електрически детонатори, за да ги иницира.

2. Взривна машина, включваща средствата за контрол на серийно възпламеняване

Взривна машина, включваща средства за контрол на серийно (последователно) възпламеняване на електрическите детонатори, свързани с нея.

3. Контролер за взривна машина

Съоръжение, специално предназначено за свързване с изходните клеми на взривната машина за потвърждаване, че изходната характеристика на машината попада в границите, определени от производителя и че тя е способна да иницира посочения максимален брой детонатори.

Контролерите, обикновено се осигуряват от производителя на взривни машини и са проектирани за употреба с определен тип машина. Те са проектирани да позволяват на потребителя на взривната машина, да проверява периодически за потвърждение, че машината функционира правилно, преди тя да бъде използвана на място. Индикацията, осигурявана от контролера, може да се различава от един тип на друг. Например, някои имат

обикновена „Изправен/Неизправен“ индикаторната лампа и други имат аналогови или цифрови монитори, способни да показват действителната изходна енергия на взривната машина. В някои държави членки на ЕС, правилната употреба на тези контролери, се изисква от националното законодателство, като част от потребителската „експлоатационна схема на взривната машина“.

4. Иницираща верига

Електрическа верига, предназначена да бъде свързана с взривната машина, съставена от кабел за взривяване, електрически детонатори, проводници на детонаторите и удължаващи проводници към тях.

5. Полеви уреди за изпитване на електрическа верига

Уреди предназначени за измерване, проверка или изпитване на инициращата верига на открито място, преди да бъде направен опит за инициране на детонаторите с взривна машина.

6. Уред за изпитване на непрекъснатост и съпротивление

Вид на полеви уред за изпитване на електрическа верига, предназначен за измерване, проверка или изпитване на непрекъснатостта и съпротивлението на инициращата верига.

7. Уред за изпитване на непрекъснатостта и импеданса(пълно съпротивление)

Вид на полеви уред за изпитване на електрическа верига, предназначен за измерване, проверка или изпитване на непрекъснатостта на импеданса на променливия ток на инициращата верига, при честотата указана от производителя.

8. Уред за изпитване на изолацията на веригата

Вид на полеви уред за изпитване на вериги, предназначени за измерване, проверка или изпитване на изолация между главния електрически проводник в инициращата верига и общото заземяване.

9. Свързващи проводници

Изолирани електрически проводници, които могат да бъдат свързвани между взривния кабел и водещите проводници на детонатора. Свързващите проводници нормално се използват еднократно, защото са разположени твърде близо до взривните средства и обикновено се повреждат от въздушната вълна при взрив.

10. Максимално съпротивление на иницираща верига

Максималното електрическо съпротивление на конкретна конфигурация на иницираща верига от електрически детонатори.

2. Определяне на максималното съпротивление на иницираща верига

Общите изисквания към взривните машини за инициране на електрическите детонатори са следните:

а) всяка взривна машина трябва да има изходни клеми или изводни съединяващи средства за сигурно прикачване на вида кабел за взривяване, който е предназначен да бъде използван с нея. Площта на електрическия контакт на всяка клема, трябва да бъде пресичана най-малко два

пъти от локалната площ на кабела за взривяване, който е предназначен да бъде използван с нея.

Изходните клеми на взривните машини, трябва да имат бариера от изолационен материал между тях, която да изпъква най-малко 4mm по-високо от проводящата част.

б) всяка взривна машина трябва да притежава средства за оператора за непосредствено контролиране на възпламеняването или да контролира започването на възпламенителната серия.

в) всяка взривна машина, която не е проектирана да бъде носена от оператора в ръце през цялото време, трябва да включва приспособление, напр. ключ, управляващ ключ – прекъсвач или подвижна управляваща ръкохватка, която да предпазва машината от задействане, когато е отстранена от нея.

г) кондензаторните взривни машини с избираемо изходно напрежение, инициращо електрическите вериги, трябва да включват подходящ индикатор, показващ, че необходимото напрежение е достигнато (например измервател или LED индикатор).

д) взривните машини, не трябва да произвеждат изходната си енергия чрез директно ръчно действие на скорост, зависещо от зареждащият механизъм.

е) взривни машини, предназначени за работа във въглищни мини, трябва да включват двуполусен прекъсвач (който може да бъде електрически, механичен или електронен) предназначен за възпламеняващият механизъм, за свързване на вътрешния енергиен източник (например генератор, кондензатор, батерия) към изходните клеми.

ж) взривните машини, предназначени за употреба в потенциално експлозивна атмосфера (напр. във въглищни мини или тунели разположени във въглищно/нефтени пластове), не трябва да имат части от тяхната повърхност, направени от сплав, съдържаща повече от 15% от общата маса алуминий, магнезий или титан и не повече от 6% от масовата част от магнезий или титан. Това изискване е за предпазване от запалителна искра чрез термична реакция, когато такива леки метали се удрят в ръждясало желязо/ стомана.

з) изолационното съпротивление между откритите електрически проводими части (включително изходните краища) и външната обвивка или външен корпус или контейнерна взривна машина, трябва да бъде най-малко 2MΩ когато е изпитано при 500V постоянен (DC)ток.

и) изолираните части на взривните машини, трябва да могат да издържат двойно максимално изходно напрежение на машината или 1000 V променлив ток (AC) RMS, който е по-големият, за период от 60s без пробиване или повреда на изолацията.

Максималното съпротивление на иницираща верига R_e се определя по уравнението :

$$R_e = R_t + \frac{NR_s}{n^2} \quad (1)$$

където:

R_t електрическо съпротивление на взривния кабел в Ω;

N е общият брой на електрическите детонатори;

R_s е съпротивлението на електрическите детонатори вΩ;

n е броя на паралелните електрически вериги.

Изходният ток и изходната енергия на взривните машини трябва да бъдат:

- а) да имат възможност за надеждно осигуряване на достатъчна възпламенителна енергия (KR_e) за инициране на максимален брой електрически детонатори, с позволеното съпротивление на кабела за взривяване, във всички позволени конфигурации на инициращите вериги, определени от производителя на взривната машина;
- б) да включват фактор по безопасност (S), осигуряващ изискванията по т. (а);
- в) подаване на изискваното количество енергия, определено в (а), да бъде определено преди първия детонатор или някоя серийна/паралелна конфигурация да е изложена на електрическа верига, по такъв начин, че да предпазва понататъшно протичане на електрически ток и подаване на иницираща енергия.

Продължителността за подаваната енергия (в) е нормално времето, за което изходния ток (I) намалява от неговата начална стойност при започването на иницирането, до стойност равна или по-голяма от серийния възпламенителен ток на електрически детонатор (I_{series}) и фактора безопасност ($I \geq nSI_{series}$). В случаи, че взривната машина е предназначена за работа в потенциално експлозивна атмосфера (например въглищни мини), продължителността е определена на 4 ms максимално изходно време на взривната машина.

Например кондензаторния тип взривни машини с максимално съпротивление на електрическата верига (R_e) със свързани пряко изходни клеми, е необходимо да осигурява иницираща енергия не по-малко от KR_e за изисквана продължителност. Също така, изходният ток е по-голям от възпламенителния ток на всички серии от отделните детонатори, предназначени да се използват с взривната машина, където K е равно или по-голямо от „ $n^2S^2W_{af}$ ” за изискваната продължителност. Това е показано на фиг. 1 за изходния ток (I) на взривната машина, към времето от започване на възпламеняването до времето, когато изходният ток на машината, намалее до стойност равна на серийния възпламенителен ток на детонаторите.

Енергията, доставяна от взривната машина през този период се получава в заштрихована част под графиката. Енергията се изчислява от интеграла на тока на квадрат върху този период, умножен по максималното съпротивление на инициращата верига и където:

W_{af} е възпламенителният импулс на всички детонатори, изисквани от производителя, в J/Ω или Ws/Ω ;

I е изходният ток на взривната машина в А;

I_{series} е серийния възпламенителен ток на детонатора в А

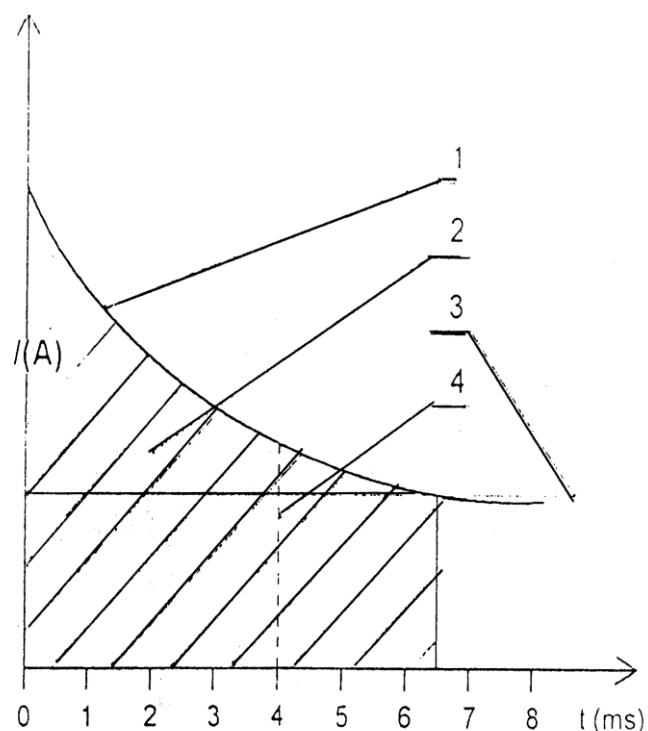
n е броя на паралелно свързаните вериги;

S е факторът на безопасност според броя на паралелните вериги (табл.2);

R_e максималното съпротивление на инициращата верига;

K е възпламенителният импулс на взривната машина в J/Ω или Ws/Ω

Измерването на импулса и неговите параметри се извършва с осцилограф съгласно изискванията на БДС EN 13763 – 26.



Фиг. 1 Импулс на взривна машина и крива на разтоварване

1–крива на разтоварване; 2–площ за изчисляване на енергията на импулса на взривната машина; 3– възпламенителен ток на електрическите детонатори и фактора на безопасност (nSI_{series}) 4–времето за прекъсване на импулса на взривни машини предназначени за работа в потенциално експлозивни атмосфери по газ

Таблица 2

Факторът на безопасност според броя на паралелните вериги

Брой на паралелните вериги	1	2	3	4
S	1,15	1,25	1,35	1,40

3. Изследване характеристиките на българските взривни машини, тип L (Лазаров)

В нашата страна са допуснати до употреба съвременни индукторни взривни машини, с които понастоящем се извършват взривни работи в подземни и открити обекти в т.ч. и в рудници опасни от експлозии на газ и прах. Това са взривни машини тип L (Лазаров), с марки L – 200, L – 300 и L – 500.

На фигура 2 е даден общият вид на взривните машини тип L (Лазаров), с ключ за рудници опасни по газ и прах и с бутон за останалите обекти, а на таблица 3 основните им параметри. Българските уреди L–200, L–300 и L–500 отговарят на разгледаните основни изисквания на стандарта БДС EN 13763–26.



Фиг. 2 Общ вид на взривни машини тип Лазаров с ключ и бутон

Машините са индуктурни с IP-54 защита и взривозащита E_{xs} . Масата им е 1,65 kg и са със сравнително малки размери. Предназначени са, както за работа с ЕД от клас I (Н), така и за ЕД от клас II (П).

Взривната машина L-200 преодолява съпротивление на последователна електрическа верига от 650Ω, при работа с ЕД клас I (Н) с невъзпламенителен ток 0,18 A или 250Ω при работа с ЕД от клас II (П) с невъзпламенителен ток 0,45 A. Могат да се използват за взривяване при Таблица 3

Параметри на взривни машини тип L(Лазаров) L-200, L-300 и L-500

Тип детонатори	ЕД от клас I -невъзпламенителен ток -0,18 A			ЕД от клас II -невъзпламенителен ток -0,45 A		
	L-200	L-300	L-500	L-200	L-300	L-500
1.Маса, kg	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65
2. Размери, mm	122/90/152	122/90/152	122/90/152	122/90/152	122/90/152	122/90/152
3. Напрежение на кондензатора, V	1000±50	1000±50	1000±50	1000±50	1000±50	1000±50
4. Капацитет на кондензатора, mF	12	16	22	12	16	22
5. Енергия, J	6	11,52	24,75	6	11,52	24,75
6.Максимално съпротивление,Ω						
-последователна верига,Ω	650	840	1000	250	370	500
-2 паралелни, Ω	500	700	900	170	280	450
-3 паралелни, Ω	400	600	800	-	-	400
-4 паралелни, Ω	-	500	700	-	-	-
7. Максимален брой ЕД на посл.мрежа						
-2 m Fe	180	240	285	100	148	200
-3 mCu	240	335	400	208	308	400
8. Сигурен импулс, A ² ms	4	4	4	18	18	18
9.Минимален взривяващ ток, A	1	1	1	2	2	2

1. Съгласно стандарта БДС EN 13736-1 Изисквания е въведена нова единна класификация на електро детонаторите за работа в страните на ЕС в т.ч. и в България.Съгласно тази класификация електро детонаторите се разделят на 4 класа (I, II, III, IV). С определени изисквания за невъзпламеняващ ток в A и невъзпламеняващ импулс в mJ/Ω. Досегашната българска класификация по електрическа чувствителност се изменя, като ЕД от клас **Н** стават от клас I, ЕД от клас **Р** съответно от клас II и ЕД от клас **В** съответно от клас IV.

всякакви условия в т.ч. и рудници опасни от експлозии на газ и прах.

Взривната машина L-300 преодолява съпротивление на последователна верига от 840 Ω, при работа с ЕД от клас I (Н) или 370 Ω при работа с клас II(П). Може да взривява и две паралелни вериги по 280 Ω съпротивление всяка при работа с детонатори от клас II(П). Напрежението на кондензатора е 1200 V. Машините L – 300 са с ключ или бутон.

Взривната машина L-500 преодолява съпротивление на последователна верига от 1000 Ω при работа с ЕД от клас I (Н) или 500 Ω при работа с клас II(П). Напрежението на кондензатора е 1500 V. Може да работи с две и три последователни вериги при ЕД от клас II (П) съответно със съпротивление 400 и 450 Ω Машините L – 500 са бутонен тип.

4. Основни изводи и заключение

От извършените изследвания на параметрите на взривната технология на електрическото взривяване могат да се направят следните основни изводи:

Въведеният клас III с невъзпламеняващ ток от 1,2 A и невъзпламеняващ импулс от 80 mJ/Ω, досега не се използва в България.

2. В изпълнение на новата класификация на електро-детонаторите са разработени и въведени конструктивни и функционални изисквания и методи за изпитване на допусканияте до употреба взривни машини за безопасно извършване на технологията на електрическо взривяване. Тези изисквания са дадени в стандарта БДС EN 13763-26,

като за еднаквост е въведена нова терминология и определения.

3. Съгласно новият стандарт на ЕС е дадена задължителна методика и формулен апарат за определяне на максималното съпротивление на инициращата верига R_e , като се въвежда и фактор за безопасност S с цел да има възможност на надеждно осигуряване на достатъчна възпламенителна енергия, надвишаваща с 1,15 до 1,40 пъти необходимата енергия и краен ток на определена конфигурация на иницираща верига.

4. При работа във взривоопасни среди се ограничава времето за подаване на импулса и кривата на разтоварване до 4 ms, като измерването на импулса и неговите параметри се извършва с осцилограф, съгласно изискванията на БДС EN 13763-26

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

5. От извършените изследвания и изпитвания се установи, че допуснатите до употреба взривни машини, тип L (Лазаров) отговарят изцяло на изискванията на БДС EN 13763-26 в т.ч. и за работа в условия опасни от експлозии на газ и прах.

Литература

БДС EN 13763-1 Експлозивни за граждански цели.
Детонатори и релета - Изисквания.
БДС EN 13763-26 Експлозивни за граждански цели.
Определения, Методи и изисквания за приспособления и принадлежности за надеждна и безопасна работа на детонатори и релета.
Правилник по безопасността на труда при взривните работи. 1997. С., *Техника*.

Експериментите, информационно се идентифицират и чрез протоколи, даващи стойности за конкретни качества на средата, изготвени от независима лаборатория.

Предвид конфиденциалността на дейността като цяло, идентификация на обектите за които се отнасят паспорти и протоколи, охарактеризиращи в достатъчна степен параметрите на моделната зависимост, не са показани.

Освен проектно заложените в тези паспорти технико – технологични данни, в процеса на тестването са взети в предвид и получените крайни резултати от разрушителното въздействие.

Тест върху конкретно реализирано взривяване - в открит рудник

1. Работна среда в която се извършва взривното въздействие (представяна чрез устойчивите параметри):

Условията на работната среда за която се извършва тестването, са открити руднични със следната специфика – твърд, плътен еднороден скален масив, класифициран както следва:

- твърдост по коефициент $13 \div 16$
- категоризация по пробиваемост - кат. $6 \div 9$;
- степен на влажност и водопроточност - сухи условия.

2. Показатели на пробивно взривните работи:

Тип на използваното ВВ с отчитане на основните взривни показатели:

- чувствителност към механични въздействия – нечувствително;
- токсичност по време на подготвителни манипулации и зарядни операции - нетоксично;
- токсичност след взривяване – отделян СО условен от килограм ВВ - около 30 л;
- брызантистост - ≥ 17 мм.;
- работоспособност - ≥ 340 см. куб.;
- скорост на взривния процес - 4300-5000 м/сек.;
- 2.2 Метод на взривяване - сондажи;
- 2.3 Дължина на сондажа - над 10 м.;
- 2.4 Вид на заряда - съсредоточен;
- 2.5 Технология на взривяване – неелектрическа;
- 2.6 Схема на взривяване:

- геометрично разположение на сондажите – в съответствие с утвърдения и действащ паспорт;
- времезакъснително милисекундно взривяване – съгласно утвърден и действащ паспорт;

За така представените работна среда и показатели на пробивно взривните работи, дефинираните за моделната зависимост параметри със съответните индекси и оценки са:

$a_1, a_2, a_3, a_4, b_1, b_2, c_1, c_2, c_3, q_1, q_2, q_3, p_1, p_2, p_3, p_4, s_1$

- устойчиви – притежаващи следните балови оценки:

$A "1" = 3; A "2" = 3; A "3" = 1; A "4" = 1;$

$B "1" = 1; B "2" = 1;$

$C "1" = 2; C "2" = 1; C "3" = 1;$

- променливи – притежаващи следните балови оценки:

$P "1" = 2; P "2" = 1; P "3" = 3; P "4" = 3; P "5" = 2;$

$Q "1" = 1; Q "2" = 2; Q "3" = 2;$

$S "1" = 2;$

При така вложените стойности за параметрите от реализираното взривно въздействие в установената моделна зависимост, полученият резултат за нивото на общия риск от теста е:

$$R = 1.04$$

Тест върху конкретно реализирано взривяване в специални условия - с наличие на радиоактивно замърсяване на средата

1. Работна среда в която се извършва взривното въздействие (представяна чрез устойчивите параметри):

Условията на работната среда за която се извършва тестването, е сграден фонд на обогатително - преработващо предприятие, разположено почти в центъра на индустриална зона.

Спецификата на взривявания обект е следната – твърди, плътни, стоманобетонни, плочогредови конструкции с пълнеж от носещи и преградни стени от тухлена зидария.

Класификацията на устойчивите параметри за конкретизираните основни и съпътстващите ги с по-ниско ниво на значимост неопоменати условия е следната:

- твърдост представена чрез коравината на конструкцията, съгласно приетата класификация - коефициент $13 \div 16$;
- категоризация по пробиваемост - кат. $7 \div 9$;
- степен на влажност - сухи условия.

2. Показатели на пробивно взривните работи:

Тип на използваното ВВ с отчитане на основните взривни показатели:

- чувствителност към механични въздействия – нечувствително;
- токсичност по време на подготвителни манипулации и зарядни операции - нетоксично;
- токсичност след взривяване – отделян СО условен от килограм ВВ около 60 л;
- брызантистост - $15 \div 17$ мм.;
- работоспособност - 360 см.³;
- скорост на взривния процес - 3400м/сек.;
- 2.1 Вид на взривяването - взривни дупки;
- 2.2 Дължина на взривната дупка - $0,26 \div 0,32$ м.;
- 2.3 Вид на заряда - съсредоточен;

Схеми на взривяване, респективно за отделните конструктивни елементи както следва:

- геометрично разположение на зарядите - съгласно паспортизирана схема;
- времезакъснително милисекундно взривяване - съгласно паспортизирана схема;

За така представените работна среда и показатели на пробивно взривните работи, дефинираните за моделната зависимост параметри със съответните индекси са:

$a_1, a_2, a_3, a_4, b_1, b_2, c_1, c_2, c_3, q_1, q_2, q_3, p_1, p_2, p_3, p_4, s_1$

- устойчиви – притежаващи следните балови оценки:

$A "1" = 3; A "2" = 3; A "3" = 1,5; A "4" = 1;$

$B "1" = 1; B "2" = 1;$

$C "1" = 2; C "2" = 1; C "3" = 2;$

- променливи – притежаващи следните балови оценки:

$P "1" = 2; P "2" = 1; P "3" = 3; P "4" = 3; P "5" = 2;$

$Q "1" = 1; Q "2" = 1; Q "3" = 2;$

$S "1" = 2;$

При така вложените стойности за параметрите от реализираното взривно въздействие в установената моделна зависимост, полученият резултат за нивото на общия риск от теста е:

$$R = 0,85$$

Тест върху конкретно реализирано взривяване в специални условия

1. Работна среда в която се извършва взривното въздействие (представяна чрез устойчивите параметри):

Условията на работната среда за която се извършва тестването е централно ситуирана спрямо цялостната индустриална зона и представлява заводско стомано-бетонно съоръжение с преобладаващо съдържание на различни видове и марки метал (изразено в процентно съдържание спрямо бетонната маса между 55 и 65%). Металната маса на места е силно корозирала, предпоставка за наличие на язви, пукнатини и отвори с неправилна геометрична форма. Бетоновата маса в случая включва зони с различна мощност и дебелина на появилата се ерозия, в следствие на значимото количество корозия по контактната граница между метал и бетон. Поради обемни празнини, използвани в нормалния експлоатационен период за акумулиране на течни продукти с висока консистенция и въпреки приложените способности за тяхното източване и изчистване, остава и реалното присъствие на течен продукт в общата работна среда.

Класификацията на устойчивите параметри за конкретизираните основни и съпътстващите ги с по-ниско ниво на значимост неопоменати условия е следната:

- твърдост представена чрез специфичните качества на отделните съставни в общата маса за разрушаване е с висок коефициент на твърдост, съгласно класификацията - ≥ 19 ;

- категоризация по пробиваемост - кат. 1÷2;

- степен на влажност - смесени условия.

2. Показатели на пробивно взривните работи:

Видове използвани ВВ с отчитане на основните взривни показатели:

- чувствителност към механични въздействия – нечувствителни;

- токсичност по време на подготвителни манипулации и зарядни операции - нетоксични;

- токсичност след взривяване – отделен условен СО от килограм ВВ - ≥ 100 л.;

- бризантност:

- при заряд – пластично ВВ -20 мм;
- при заряд – изграден от ДШ - над 20 мм;
- при заряд – АСВВ - 14-16 мм;

- работоспособност - 320-480 см.³

- скорост на взривния процес - 3400-6000 м/сек.

2.1 Метод на взривяването - взривни дупки;

2.2 Дължина на взривната дупка - $0,26 \div 0,32$ м.;

2.3 Вид на заряда - съсредоточен;

2.4 Схеми на взривяване, респективно, категоризирани по специфичност е както следва:

- геометрично разположение на зарядите - съгласно паспортизираната схема;

- времезакъснително милисекундно взривяване

- съгласно паспортизираната схема;

За така представените работна среда и показатели на пробивно взривните работи, дефинираните за моделната зависимост параметри със съответните индекси са:

a1, a2, a3, a4, b1, b2, c1, c2, c3, q1, q2, q3, p1, p2, p3, p4, s1

- устойчиви – притежаващи следните балови оценки:

A "1" = 5; A "2" = 5; A "3" = 3; A "4" = 3;

B "1" = 3; B "2" = 0,75;

C "1" = 4; C "2" = 1; C "3" = 2;

- променливи – притежаващи следните балови оценки:

P "1" = 1; P "2" = 2; P "3" = 2; P "4" = 3; P "5" = 3;

Q "1" = 3; Q "2" = 2; Q "3" = 1;

S "1" = 2;

За така заложените стойности на параметрите от реално реализирано взривно въздействие в установената моделна зависимост, полученият резултат за нивото на общия риск от теста е:

$$R = 3,43$$

III. Анализ върху получените резултати от извършените тестове

Въз основа на получените резултати от извършените четири броя теста върху конкретно реализирани взривявания, биха могли да се направят следните констатации и изводи:

- При извършените взривявания в открит рудник (конкретни минно-технологични условия) и използване на неелектрична технология на взривяване се получава и в двата случая, стойности за общия риск R около 1 (1,04 и 0,85). Тези стойности в съответствие с приетата бална класификация определят нивото на риск като незначително. Така получените нива за риск са вследствие на подходящо подбрани експлозивни и средства за взривяване, отговарящи на нормативните изисквания, като са съобразени с минно-техническите условия и общата организация по изпълнение на взривяването.

- При извършените взривявания в специални условия, получените стойности за R са между 3 и 4 (3,43), които отговарят на ниво между критично и катастрофално. При осигурени качества и свойства на използваните взривни материали, отговарящи на нормативните документи, явно технико-технологичните условия са оказали решаваща роля за получените крайни резултати от извършените взривявания. Такива случаи изискват ползването на конкретни методични мероприятия за избягване на критични дефекти в областта на конструкциите и управлението на зарядите, както и в общо-организационните схеми на взривяване.

IV. Разработената методика и инструментариум, могат да послужат за:

- Съставяне на методика с конкретни мероприятия за ограничаване на възникнали рискови обстоятелства, технико-технологично предизвикани по време на взривния процес и от екстремни изненадващи ситуации в условията на конкретното взривяване.

- Анализ и оценка в други условия и при използване на други технологии.

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

Литература

Предварително зададени нива на рискова значимост за създаване възможност за анализ, оценка и своевременно коректно управление на риска при взривни въздействия. – Годишник МГУ – 2007 г.

Утвърдени паспорти на реализирани ПВР в открити рудници и специални условия. 1999 - 2006 г.

Управление на риска, София, Тракия, 2003 г.

ЕДИН МЕТОД ЗА ОПРЕДЕЛЯНЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИТЕ СВОЙСТВА НА СТОХАСТИЧЕСКАТА ЗЕМНА СРЕДА НА КАНДАУРОВ

Мариана Трифонова Драганова

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

РЕЗЮМЕ. Въз основа на теорията на Кандауров-Димек с метода на функцията на Грин, е решена правата задача в механиката на мулдата. Въз основа на полученото аналитично решение и измерванията на вертикалните премествания на земната повърхност с оптимизационни методи са намерени търсените параметри на средата на Кандауров.

A METHOD FOR DETERMINATION OF PHYSICAL AND MECHANICAL CHARACTERISTICS OF KANDAUROV'S EARTH STOCHASTIC MEDIUM

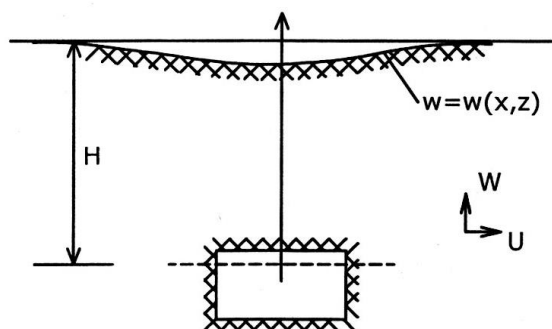
Mariana Trifonova Draganova

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700, E-mail: trifonova_m@mail.bg

ABSTRACT. The direct problem of the mining subsidence mechanics is solved using Green function method and based on Kandaurov-Dymek theory. Using optimization methods the parameters of Kandaurov's earth medium are found on the base of obtained analytical solution and the measuring of earth surface vertical displacement.

1. Въведение

Подземната строителна или минна дейност са причината за появата на депресия (мулда) на земната повърхност (фиг. 1).

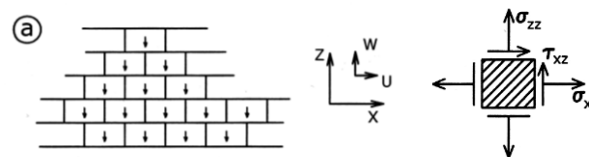


Фиг. 1.

Съществуват много теории за определяне на уравнението на мулдата ($w = w(x, z)$). Тук ние ще се основаваме върху стохастическата механика на Кандауров [Кандауров И. И. 1966] в интерпретацията на Димек [Димек Ф. 1997] като нашата основна цел е да дадем метод за определяне физическите параметри на земната среда.

2. Теория на Кандауров и решение на основната задача за мулдата

За безразпорната среда на Кандауров [Кандауров И. И. 1966] (Фиг. 2) в случая на равнинна деформация



Фиг. 2.

основните уравнения имат вида

$$\begin{aligned} \frac{\partial \sigma_{zz}}{\partial z} &= \frac{1}{2\alpha_x} \frac{\partial^2 \sigma_{zz}}{\partial x^2} \\ \sigma_{zz} &= E \frac{\partial w}{\partial z}, \quad \sigma_{xx} = \frac{1}{4\alpha_x^2} \frac{\partial^2 \sigma_{zz}}{\partial x^2}, \quad (E = \text{const}) \quad (1') \\ \tau_{xz} &= -\frac{1}{2\alpha_x} \frac{\partial \sigma_{zz}}{\partial x}, \quad u = \frac{1}{4\alpha_x^2} \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial z}, \end{aligned}$$

където u и w са преместванията, съответно по осите x и z .

Следвайки Димек [Димек F. 1997] (1') записваме във вида

$$\frac{\partial^2 w}{\partial z^2} = \frac{1}{2\alpha_x} \frac{\partial^3 w}{\partial x^2 \partial z}$$

$$\sigma_{zz} = E \frac{\partial w}{\partial z}, \quad \sigma_{xx} = \frac{1}{4\alpha_x^2} \frac{\partial^2 \sigma_{zz}}{\partial x^2}, \quad (E = \text{const}) \quad (1'')$$

$$\tau_{xz} = -\frac{1}{2\alpha_x} \frac{\partial \sigma_{zz}}{\partial x}, \quad u = \frac{1}{4\alpha_x^2} \frac{\partial^2 w}{\partial x^2},$$

Върху (1'') прилагаме интегралната трансформация и ретрансформация на Фурие [Sneddon I. 1951][Димек F. 1997]

$$\bar{w}(\alpha, z) = \int_{-\infty}^{+\infty} w(x, z) e^{i\alpha x} dx \quad \text{и т.н.}, \quad (2)$$

$$w(x, z) = \frac{1}{2\pi} \int_{-\infty}^{+\infty} \bar{w}(\alpha, z) e^{-i\alpha x} d\alpha \quad \text{и т.н.}, \quad (3)$$

(α - параметър) и получаваме

$$\frac{d^2 \bar{w}(\alpha, z)}{dz^2} + \frac{\alpha^2}{\alpha_x} \bar{w}(\alpha, z) = 0, \quad (4)$$

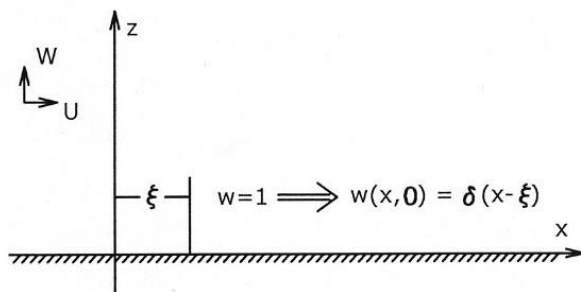
чието общо решение има вида

$$\bar{w}(\alpha, z) = A + B e^{-\frac{\alpha^2 z}{2\alpha_x}}, \quad (5)$$

(A и B са интеграционните константи).

Нека най-напред разгледаме задачата за мулдата в неограничена полуравнина с начални условия

$$w(x, 0) = \delta(x - \xi), \quad w(x, +\infty) = 0 \quad (6)$$



Фиг. 3.

Тук ще приложим метода на Функцията на Грин [Димек F. 1997]. Съгласно този метод, ако знаем Функцията на Грин $G(x, \xi, z)$, то решението на задача с начални условия

$$w(x, 0) = \varphi(x) \quad (7)$$

може да бъде записано във вида

$$w(x, z) = \int_{-\infty}^{+\infty} G(x, \xi, z) \varphi(\xi) d\xi \quad (8)$$

И така, най-напред трябва да определим Функцията на Грин за задачата (6), като след това ще я приложим към основната задача, която ще формулираме по-долу.

Въз основа на (4), (2), (3) и началните условия (7) можем да намерим

$$G(x, \xi, z) = \frac{1}{\pi} \int_0^{+\infty} e^{-\frac{\alpha^2 z}{2\alpha_x}} \cos(\alpha(x - \xi)) d\alpha =$$

$$= \sqrt{\frac{\alpha_x}{2\pi z}} e^{-\frac{\alpha_x(x - \xi)^2}{2z}} \quad (9)$$

Сега за основната задача за определяне уравнението на мулдата при начални условия (фиг. 4)

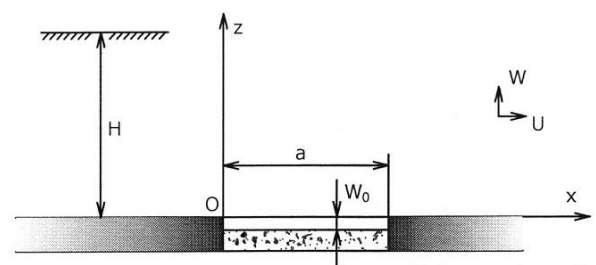
$$w(x, 0) = \begin{cases} -w_0 = \text{const}, & x \in (0, a) \\ 0 & x \notin (0, a) \end{cases} \quad (10)$$

$$w(x, +\infty) = 0$$

написваме

$$w(x, z) = \int_{-\infty}^{+\infty} G(x, \xi, z) w(\xi, 0) d\xi =$$

$$= \int_0^a G(x, \xi, z) (-w_0) d\xi \quad (11)$$



Фиг. 4.

Значи

$$w(x, z) = -\frac{w_0}{2} \left[\Phi\left(\sqrt{\frac{\alpha_x}{2}} x\right) - \Phi\left(\sqrt{\frac{\alpha_x}{2}} (x - a)\right) \right] \quad (12)$$

$$\Phi(x) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} \int_0^x e^{-\frac{1}{2}\lambda^2} d\lambda, \quad \Phi(+\infty) = 1$$

Уравнението (12) е търсеното уравнение на мулдата за произволно z .

3. Определяне физическите параметри на средата

Въвеждаме означението $w(x, H) = w(x)$ и образуваме функцията

$$F(\alpha_x) = \sum_{j=1}^m \left\{ -\frac{w_0}{2} \left[\Phi \left(\sqrt{\frac{\alpha_x}{H}} x_j \right) - \Phi \left(\sqrt{\frac{\alpha_x}{H}} (x_j - a) \right) \right] - w(x_j) \right\}^2 \quad (13)$$

където $w(x_j)$ е измереното слягане на земната повърхност w в точките x_j .

Сега търсим решението на задачата

$$F(\alpha_x) = \sum_{j=1}^m \left\{ -\frac{w_0}{2} \left[\Phi \left(\sqrt{\frac{\alpha_x}{H}} x_j \right) - \Phi \left(\sqrt{\frac{\alpha_x}{H}} (x_j - a) \right) \right] - w(x_j) \right\}^2 \rightarrow \min \quad (14)$$

4. Числен пример

Да се реши задачата (14), т.е. да се определи α_x при следните данни:

- дълбочина на излягане на иззетия пласт (прокарания тунел) $H=500\text{м}$;
- ширина на иззетото пространство (тунела) $a=150\text{м}$;
- слягане на непосредственото горнище $w_0=1.5\text{м}$.

Препоръчана за публикуване
от катедра "Информатика", МЕМФ

Ролята на данни за измерванията *in situ* ще "играе" решението на горната задача съгласно теорията на Балс:

$$w(x) = \int_0^a \frac{-w_0}{H^2 + (x - \xi)^2} d\xi \quad (15)$$

Въз основа на (14) и (15) получаваме $\alpha_x = 0.033371$.

5. Заключение

Методът за определяне физико-механическите параметри на стохастическата среда на Кандауров е оригинален и съществено се отличава от този, към който ни насочва дефиницията на α_x , дадена от Кандауров [Кандауров И. И. 1966].

Литература

- Димова В. Ив. 1995. *Механика на мулдата*, Издателска къща МГУ, София.
- Кандауров И. И. 1966. Механика зернистых сред и её применения в строительстве, С И, Л. – М.
- Bunday B. 1994. Basic optimization methods, *Edward Arnold*, London.
- Dymek F. 1997. Pewne rozwiazania dla osrodka stochastycznego, *ZN AGH*, t. 14, z. 4,
- Hooke R., T. A. Jeeves, Direct search solution of numerical and statistical problems, *J. Assn. Comp. Mach.*
- Sneddon I. 1951. Fourier transform, *N.Y. – Toronto – London*.

ПРИЛОЖЕНИЕ НА МЕТОДА НА ПРЕМЕСТВАНИЯТА ЗА ИЗСЛЕДВАНЕ НА РАМКА ПРИ ОБЩО ПРЕМЕСТВАНЕ НА ОСНОВИТЕ

Виолета Трифонова-Генова

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

РЕЗЮМЕ. За изследване на различни строителни конструкции при общо преместване на основите (транслация и ротация) е приложен „Метода на преместванията“. Той прилага „принципа на сечението“ за предварително решена при статично състояние конструкция и формира статично определена „конзолна колона“. Тя се подлага на общо преместване в основата и се определят разрезните усилия. Разгледана е едноетажна рамка на която основите са подложени на общо преместване и са получени изразите за разрезните усилия. Диаграмите на разрезните усилия са построени за рамка с конкретни размери и натоварване.

APPLICATION OF THE METHOD OF DISPLACEMENTS FOR THE EXAMINATION OF A FRAME DURING GENERAL MOVEMENT OF THE FOUNDATIONS

Violeta Trifonova-Guenova

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

ABSTRACT. The „Method of displacements“ has been applied to a survey of different building constructions which are subject to general movement of the foundations (translation and rotation). This method used the „Method of the section“, solved system in static state and forms static „corbel beam“. It is a subject of general moving at its foundation and the internal forces are determined. The research studied a one-storey frame whose foundations are subject to general moving and the internal forces were measured numerically. The diagrams of the internal forces are made for a frame with certain size and load.

За изследване на статично неопределима рамка, натоварена с постоянен товар, се използва силов метод [1]. Съгласно него от действителната система се отстраняват толкова връзки колкото е необходимо за да се получи статически определена основна система. Тя се използва за получаване на коефициентите в каноничните уравнения. От решението на тези уравнения се получават отстранените връзки, а от там и разрезните усилия в изследваната система.

В практиката често се получават премествания на основите на конструкцията вследствие на земетръс, слягания, динамични вибрации на транспорта и др. В тези случаи горепосочения метод е неприложим поради което е възприет „метод на преместванията“ [2], [3]. Той прилага „принципа на сечението“ в точката на запъването на ригела в колоната и се формира основната статично определена „конзолна колона“ натоварена с усилията от статичното решение на системата N_n , Q_n , M_n . Тя се подлага на динамично преместване на основите. Изследването на всички елементи на конструкцията (колони и ригели) се провежда при деформирано състояние.

Тук се изследва рамка с размери и натоварване според (фиг.1). Основните уравнения са получени не само при хоризонтално преместване $u = 0,3m$ [4], но и при

вертикално преместване $v = 0,1m$ и при завъртане на основите на рамката на ъгъл $\varphi = 2^\circ$. Предполагаме, че материалът е от стоманобетон с модул на еластичността $E = 3000kN / m^2$. Размерите на колоната са 30/50 см и на ригела 30/60 см, а инерционните моменти са $J_1 = 0,003125m^4$ и $J_2 = 0,00540m^4$.

Изследването се провежда спрямо координатна система, която е завъртяна на ъгъл φ . Тогава редуцираните сили за върха на колоната са:

$$Q = Q_n \cos \varphi - N_n \sin \varphi$$

$$N = Q_n \sin \varphi + N_n \cos \varphi \quad (1)$$

При деформирано състояние огъващият момент за произволно сечение x е:

$$M(x) = N(\delta + z) + Q(h + v - x) + M_n. \quad (2)$$

Диференциалното уравнение на огъвателната линия приема вида:

$$z'' + a^2 z = -b - c(h + v - x) - a^2 \delta, \quad (3)$$

където са въведени означенията:

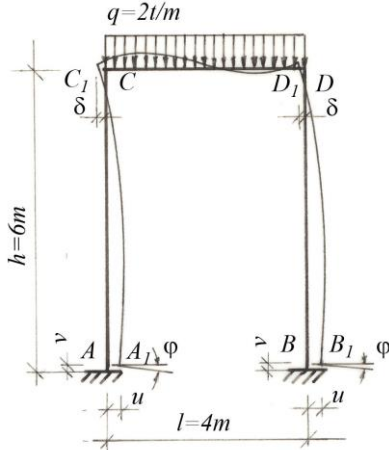
$$a^2 = \frac{N}{EJ_1}, \quad b = \frac{M_n}{EJ_1}, \quad c = \frac{Q}{EJ_1}.$$

Общият интеграл на уравнение (3) при гранични условия

$$x = v \quad z = u$$

$x = v \quad z' = 0$ има вида:

$$z = \left(u + \delta + \frac{ch+b}{a^2} \right) \cos(ax - av) - \frac{c}{a^3} \sin(ax - av) + \frac{cx}{a^3} - \left(\delta + \frac{c(h+v)+b}{a^2} \right). \quad (4)$$



Фиг.1

От условието $x = h + v$ и $z = -\delta$ се получава преместването δ във върха на колоната:

$$\delta = -u + \frac{b}{a^2} \left(\frac{1}{\cos ah} - 1 \right) + \frac{c}{a^3} \left(\frac{\operatorname{tg} ah}{a} - h \right). \quad (5)$$

Заместваме (4) и (5) в (2) и получаваме израза за огъващия момент:

$$M(x) = M_n + Q(h + v - x) + N \left\{ \left(\frac{b}{a^2 \cos ah} + \frac{ctg ah}{a^3} \right) \cos(ax - av) - \frac{c}{a^3} \sin(ax - av) + \frac{cx}{a^2} - \left(\frac{c(h+v)+b}{a^2} \right) \right\}. \quad (6)$$

Така за $x = v \quad z = u$ за момента в основата на колоната се получава

$$M(v) = N(\delta + u) + Qh + M_n,$$

а за $x = h + v$ и $z = -\delta$ моментът във върха на колоната е $M(h + v) = M_n$, което следва да се получи.

Ъгълът на наклона на огъвателната линия се определя от зависимостта:

$$\alpha_x = \alpha(x) = z'(x) = - \left(u + \delta + \frac{ch+b}{a^2} \right) a \sin(ax - av) + \frac{c}{a^2} (1 - \cos(ax - av)). \quad (7)$$

За върха $x = h + v$ ъгълът на наклона е:

$$\alpha = \alpha(h + v) = -a \left(u + \delta + \frac{ch+b}{a^2} \right) \sin ah + \frac{c}{a^2} (1 - \cos ah). \quad (8)$$

Въз основа на израза за α_x може да се определят нормалните и напречни сили за произволно сечение x на колоната които имат вида:

$$N(x) = -N \cos \alpha_x + Q \sin \alpha_x$$

$$Q(x) = -N \sin \alpha_x + Q \cos \alpha_x \quad (9)$$

Ригелът се изследва като еластично подпърна греда на две опори, които са се преместили на хоризонтално разстояние δ , определено по формула (5). Приема се оста x на координатната система да е по оста на недеформирания ригел, а оста z да е насочена вертикално надолу. На ригела му действуват усилията придадени от колоните. При това състояние огъващият момент за произволно сечение x има вида:

$$M(x) = M_n \left(1 - \frac{2x}{l} - \frac{2\delta}{l} \right) + (N \cos \alpha - Q \sin \alpha) z, \quad (10)$$

където α се определя от уравнение (9).

Диференциалното уравнение на огъвателната линия на ригела има вида:

$$z'' + a_1^2 z = -b_1 - \delta d_1 - d_1 x \quad (11)$$

$$\text{където } a_1^2 = \frac{N \cos \alpha - Q \sin \alpha}{EJ_2}, \quad b_1 = \frac{M_n}{EJ_2},$$

$$d_1 = \frac{-2M_n}{lEJ_2}.$$

Общият интеграл на уравнение (11) при гранични условия

$$x = -\delta \quad z = 0$$

$$x = 1 - \delta \quad z = 0 \text{ се получава във вида:}$$

$$z = -\frac{b_1}{a_1^2} \frac{\cos \left[a_1 \left(\frac{l}{2} - \delta - x \right) \right]}{\cos \left(\frac{a_1 l}{2} \right)} - \frac{d_1 l \sin(a_1 x + a_1 \delta)}{a_1^2 \sin(a_1 l)} - \frac{d_1 x}{a_1^2} - \frac{b_1 + d_1 \delta}{a_1^2}. \quad (12)$$

Като се замести (12) в уравнение (10) се получава окончателния израз за огъващия момент:

$$M(x) = M_n \left[1 - \frac{2}{l} (x + \delta) \right] - \frac{N \cos \alpha - Q \sin \alpha}{a_1^2} \left\{ \frac{b_1 \cos \left[a_1 \left(\frac{l}{2} - \delta - x \right) \right]}{\cos \left(\frac{a_1 l}{2} \right)} + \frac{d_1 l \sin(a_1 x + a_1 \delta)}{\sin a_1 l} + d_1 (x + \delta) + b_1 \right\}. \quad (13)$$

Нормалните и напречните усилия се определят от условията за равновесие за сечение x :

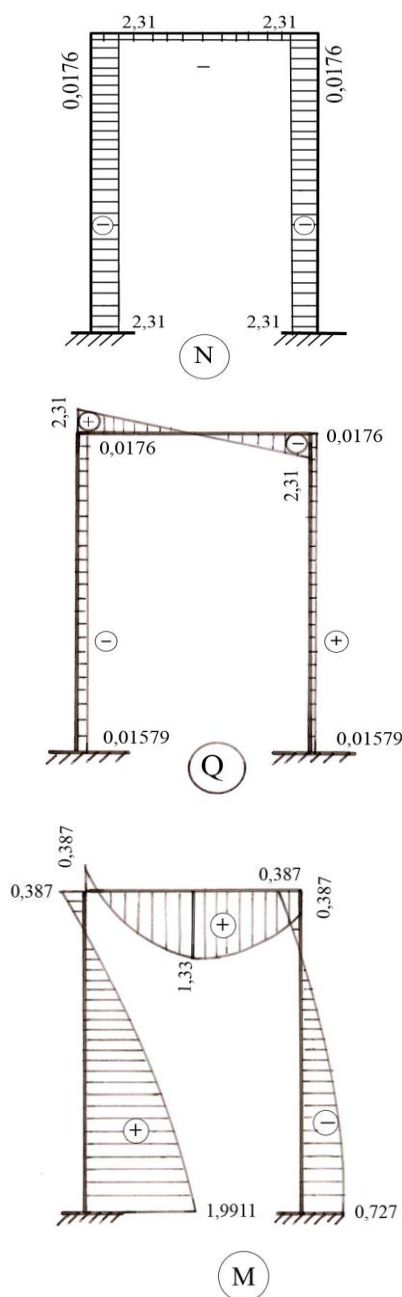
$$\begin{aligned} N(x) &= -\frac{2M_n}{l} \sin \alpha_x - (Q \sin \alpha - N \cos \alpha) \cos \alpha_x; \\ Q(x) &= -\frac{2M_n}{l} \cos \alpha_x - (Q \sin \alpha - N \cos \alpha) \sin \alpha_x. \end{aligned} \quad (14)$$

Тук, ъгълът на наклона на огъвателната линия α_x се получава:

$$\begin{aligned} \alpha_x &= \alpha(x) = z'(x) = \\ &= -\frac{b_1 \sin \left[a_1 \left(\frac{l}{2} - \delta - x \right) \right]}{a_1 \cos \left(\frac{a_1 l}{2} \right)} - \frac{d_1 l \cos(a_1 x + a_1 \delta)}{a_1 \sin(a_1 l)} - \frac{d_1}{a_1^2}. \end{aligned} \quad (15)$$

Въз основа на така получените изрази за разрезните усилия на колоните и ригела могат да се изчислят и построят диаграмите за огъващите моменти $M(x)$, за нормалните $N(x)$ и напречни $Q(x)$ сили на разглежданата едноетажна рамка подложена на постоянно натоварване при общо преместване на основите (фиг.2).

Полученото решение може да се използва и при подземна рамка, която е натоварена според големината на земния натиск. Въз основа на това натоварване се определят разрезните усилия при статично състояние и се използват получените изрази при общо преместване на основите.



Фиг.2

Литература:

1. Дарков А. В., Кузнецов Б. И., 1956, *Строительная механика*, М.
2. Минчев И. Т., 2003, *Теория на катастрофалните разрушения*, С.
3. Минчев И. Т., 2007, *Метод на преместванията*, С.
4. Трифонова-Генова В. М., 2007, *Основни принципи и приложения на метода на преместванията*, Годишник на МГУ „Св. Ив. Рилски“, том 50.

Препоръчана за публикуване
от катедра „Техническа механика“, МТФ

НОВ ПОДХОД КЪМ ОПРЕДЕЛЯНЕТО НА НАЗЕМНАТА ДЕПРЕСИЯ, ПРИЧИНЕНА ОТ ИЗЗЕМВАНЕТО НА НАКЛОНЕН ПЛАСТ

Мариана Трифонова Драганова

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

РЕЗЮМЕ. Наземната депресия (мулда), причинена от изземването на наклонен пласт полезно изкопаемо е третирана в светлината на стохастическата механика на Кандауров. Най-напред е решена основната задача за определяне уравнението на мулдата, причинена от изземването на хоризонтален правоъгълник, а след това изетото пространство е подходящо апроксимирано (сместени гранични условия) и е приложен принципът на суперпозицията. В резултат на това е получено приближеното уравнение на мулдата, причинена от изземването на наклонен пласт полезно изкопаемо.

A NEW APPROACH TO DETERMINATION OF EARTH SURFACE DEPRESSION CAUSED BY INCLINED LAYER MINING

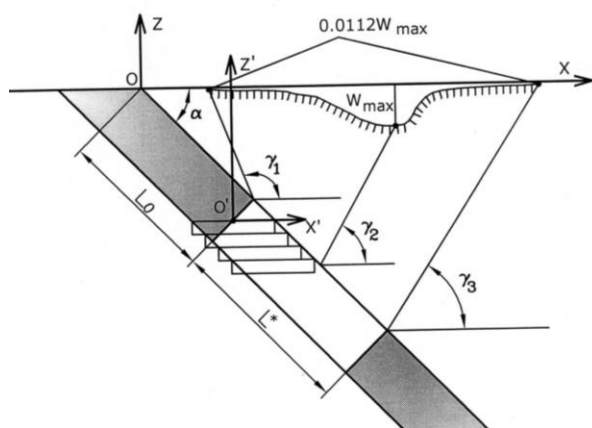
Mariana Trifonova Draganova

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 1700, E-mail: trifonova_m@mail.bg

ABSTRACT. Earth surface depression (mining subsidence) caused by actual mining of inclined layer of mineral resources is treated in the light of Kandaurov's stochastic mechanics. Firstly basic mathematical problem to determine the equation of earth surface depression caused by actual mining within a horizontal rectangle is solved and afterwards the mined space is appropriately approximated (mitigated borderlines conditions) and the superposition principle is applied. As result the approximated equation of the earth surface depression caused by actual mining of inclined layer of mineral resources is found.

1. Въведение

Подземното изземване на полезните изкопаеми е причината за появата на земната повърхност на депресия (мулда), която създава неблагоприятни условия за функционирането на наземните съоръжения. Тук ще съсредоточим нашето внимание върху случая когато изземвания пласт е наклонен (фиг. 1).



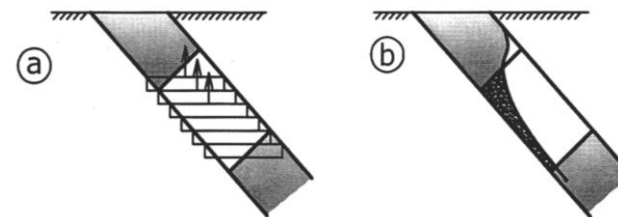
Фиг. 1.

Трудностите, които тук възникват, казано най-общо са следните:

- Какъв модел на средата (скалния масив) да бъде избран?
- Какви начално-гранични условия да се приемат?

Има огромен брой модели на скалния масив [Dimova V. Iv. 1977], [Whittaker B. N. 1989]. Ние ще приемем механиката на стохастическите (гранулираните среди) на Кандауров [Кандауров И. И. 1966].

Изетата част ще апроксимираме както на фиг. 2 с "тънки" правоъгълници, като определим влиянието върху земната повърхност от всеки правоъгълник (ОСНОВНА ДАЗАЧА) и след това приложим принципа на суперпозицията.

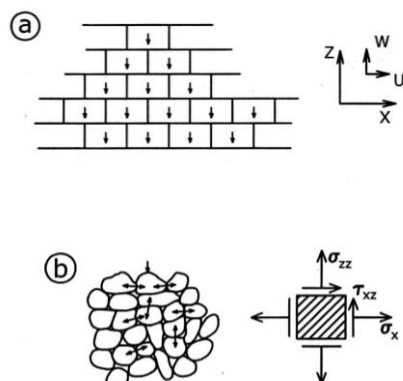


Фиг. 2.

2. Същност на механиката на Кандауров. Решение на спомагателната задача

Кандауров различава [Кандауров И. 1966] безразпорни (фиг. 3^а) и разпорни (фиг. 3^б) гранулирани среди, чиито

основни уравнения са цитирани в [Трифенова 2008] (виж

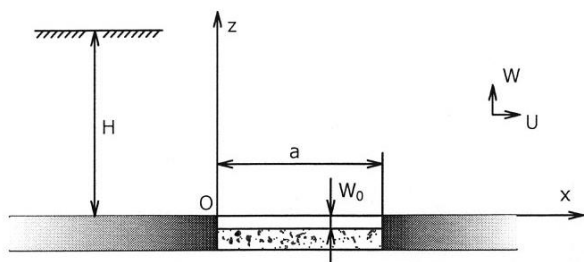


Фиг. 3.

настоящия Сборник). Там е дадено, следвайки [Думек Ф. 1997] и решението на спомагателната задача за определяне уравнението на мулдата при “начални” (z – времеподобна) условия (Фиг. 4):

$$w(x, 0) = \begin{cases} -w_0 = \text{const}, & x \in (0, a) \\ 0 & x \notin (0, a) \end{cases} \quad (1)$$

$$w(x, +\infty) = 0,$$



Фиг. 4.

което има вида

$$w(x, z) = -\frac{w_0}{2} \left[\Phi \left(\sqrt{\frac{\alpha_x}{2}} x \right) - \Phi \left(\sqrt{\frac{\alpha_x}{2}} (x-a) \right) \right] \quad (2)$$

$$\Phi(x) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} \int_0^x e^{-\frac{1}{2}\lambda^2} d\lambda, \quad \Phi(+\infty) = 1 \quad (3)$$

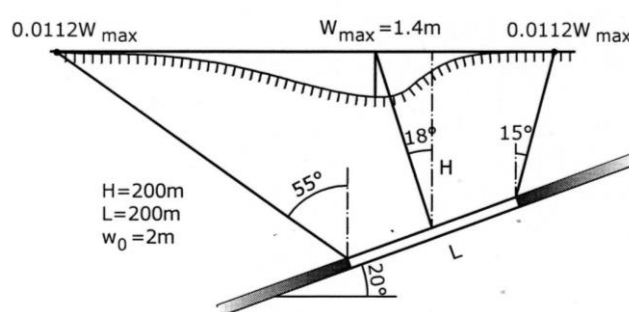
Така вече разполагаме с търсеното уравнение на мулдата за произволно z в случай на хоризонтален пласт на изземване. Релацията (2) е основната в този труд и тя ще бъде използвана съществено по-долу.

3. Числен пример

За да определим уравнението на мулдата за случая, показан на Фиг. 2^a, постъпваме по следния начин:

- Преместваме координатната система, приета на Фиг. 4 така, че нейното начало O' да бъде в точката $x = a/2$ и трансформираме резултата (2) от координатна система Ozx в $O'z'x'$
- Апроксимираме изетото пространство чрез редица “правоъгълничета” (Фиг. 2a)
- Прилагаме принципа на суперпозицията за получената мулда от отделните елементарни “правоъгълничета” и получаваме уравнението на търсената мулда.

На Фиг. 5 е показан резултатът от един числен пример с входни данни: $\alpha = 20^\circ$, $w_0 = 2\text{m}$, $H = 200\text{m}$, $L = 200\text{m}$.



Фиг. 5.

4. Заключение

Предлаганият метод е оригинален, но както всички други методи в науките за Земята не е универсален. Той дава добри резултати до наклон на пласта $\alpha \approx 70^\circ$ (Фиг. 2^a). При по-голям ъгъл мулдата навлиза в изхода на пласта, който има свойства, различни от тези на скалния масив и този факт влияе силно върху резултата. Това налага преди приложението на метода, предложен тук, да се направят числени експерименти.

Литература

- Кандауров И. И. 1966. Механика зернистых сред и её применения в строительстве, С И, Л. – М.
- Трифенова 2008. Един метод за определяне физико-механическите свойства на стохастическата земна среда на Кандауров, Настоящия сборник, София
- Dimova V. Iv. 1977. *Direct and inverse problems in land subsidence mechanics*, UMG Press, Sofia
- Dymek F. 1997. *Pewne rozwiazania dla osrodka stochastycznego*, ZN AGH, t. 14, z. 4,
- Sneddon I. 1951. *Fourier transform*, N.Y. – Toronto – London.
- Whittaker B. N. 1989. *Redish D. J., Subsidence*, Elsevier, Amsterdam-Oxford.

ESTABLISHING THE IMS AT THE "DRMNO" OPEN PIT MINE: THE DEVELOPMENT STRATEGY FOR A THREE-WAY TOPOLOGY

Igor Miljanović*, Aleksandar Petrovski*, Svetomir Maksimović, Andica Kričковиć****

* Faculty of Mining and Geology, University of Belgrade, Belgrade, Serbia

** Electric Networks of Serbia, Belgrade, Serbia

ABSTRACT. With the aim of further modernization of the coal open pit mines, recently, a Study on establishing the computer supported information-management system at the EA TPPM "Kostolac", i.e. the coal open pit mine "Drmno", being the core of coal production in the Kostolac Coal Basin, was completed. The Study gives a review of the concept, logical and physical topology, communicational ambience, architecture, course of further activities, development dynamics, and framework of expenses and benefits of computer supported information-management system construction. The paper presents a short review of the real system, goals, basic demands, concept and topology of the information-management system establishment. A development strategy and effects expected upon the establishment of the information-management system are presented at the end of paper.

Keywords: PROCESS AUTOMATION, SURVEILLANCE, INFORMATION-MANAGEMENT SYSTEM, COMPUTER INTEGRATED SYSTEMS, COAL, OPENCAST MINING, DRMNO, KOSTOLAC, ELECTRIC POWER INDUSTRY OF SERBIA

ИЗГРАЖДАНЕ НА ИНФОРМАЦИОННА СИСТЕМА ЗА УПРАВЛЕНИЕ ЗА ОТКРИТА МИНА „ДРЪМНО”: СТРАТЕГИЯ НА РАЗВИТИЕ ЗА ТРИТЕ АСПЕКТА НА ТОПОЛОГИЯТА

Игор Миљанович*, Александър Петровски*, Светомир Максимович, Андрича Крикович****

* Минно-геоложки факултет, Белградски университет, Белград, Сърбия

** Електрически мрежи в Сърбия, Белград, Сърбия

РЕЗЮМЕ. За понататъшното модернизиране на открития добив на въглища и за нуждите на EA TPPM „Костолац”, т.е. за открита мина за добив на въглища „Дръмно”, която е най-големия производител на въглища в Костолац е извършено проучване за изграждането на компютърна информационна система за управление. В проучване е направен преглед на концептуалната, логическата и физическата топология, комуникационната среда, архитектурата, насоката на бъдещите дейности, динамиката на развитието и рамката на разходите и ползите от въвеждането на компютърна информационна система за управление. Докладът представя на кратко реалната система, целите, основните изисквания, концепцията и топологията на информационната система за управление. В заключение на доклада са представени стратегията за развитие и очакваните резултати от въвеждането на информационната система за управление.

Ключови думи: АВТОМАТИЗАЦИЯ НА ПРОЦЕСИТЕ, КОНТРОЛ, ИНФОРМАЦИОННА СИСТЕМА ЗА УПРАВЛЕНИЕ, КОМПЮТЪРНИ СИСТЕМИ, ОТКРИТ ДОБИВ НА ВЪГЛИЩА, ДРЪМНО, КОСТОЛАЦ, ЕЛЕКТРОЕНЕРГЕТИКА В СЪРБИЯ

1. OPENING REMARKS

Aiming at further improvement of market competitiveness and production reliability, the intentions and efforts at the "Drmno" open pit mine, developing its business as a part of Economic Association Thermal Power Plant and Mines Kostolac, are directed to the procurement of new generation capital mining machinery, reconstruction and revitalization of existing machinery, introduction of modern technological solutions, increase in temporal and capacity recovery by improving the mechanization operational preparedness, decrease in production costs, more rational utilization of resources available, etc. The determination is to advance toward technical-technological solutions, in accordance with the contemporary trends in coal industry, which are complementary to modern standards in this field. It is assessed that the main condition for achieving the goals set is to establish the efficient surveillance and management over production process.

The existing method of "Drmno" open pit mine production functions surveillance and monitoring does not support efficient leading of the process in real time. This realization, together with significant increase in coal production and the fact that coal exploitation and dewatering conditions will get worse as open pit mine is advancing, are underlining the inevitability of construction of contemporary, integrated and computer supported system for real time surveillance and management of production and logistic processes.

By accepting the condition assessment and a view on problem solution offered, as a first and logical step in creation, development and construction of the computer supported information-management system, a Study on establishing the information-management system was completed. The Study was completed by the Department of Applied Computing and System Engineering of the Faculty of Mining and Geology at the University of Belgrade in cooperation with the experts of the Electric Power Industry of Serbia and Informatika, Belgrade. The topology and concept solution of the

information-management system at the “Drmno” open pit mine, offered by the Study, is presented further in this paper.

2. BASIC REVIEW OF THE REAL SYSTEM

The open pit mine “Drmno” is the largest open pit mine within the Kostolac mine basin. The mine was opened in 1983, and coal exploitation begun in 1987. The designed annual capacity is $6,5 \times 10^6$ (t) of coal and $22,6 \times 10^6$ (t) of overburden. An increase in annual production is planned to 9×10^6 (t) of coal and approximately 35×10^6 (t) of overburden during the following years.

The technology of coal and overburden exploitation at the open pit mine “Drmno” is of continual type, with excavation being performed by bucket-wheel and bucket-chain excavators, with continual transport by belt conveyors and continual deposition of overburden, i.e. coal. Four ECS (excavator-conveyor-spreader) systems are operating on excavation, transport and deposition of overburden. The exploitation, transport and crushing of coal are accomplished by an ECC (excavator-conveyor-crusher) system. Behind the crushing plant, the coal is collected by two machines for combined operations, disposal and takeover of coal from the disposal site. The machines are operating on coal disposal at the disposal site within the Thermal Power Plant “Kostolac B”.

The underground waters pose a particular problem in the course of exploitation works at the “Drmno” open pit mine. The efficient dewatering is an imperative prerequisite for the conduction of exploitation works at the open pit mine. The protection of Open pit mine from surface waters is accomplished by two autonomous dewatering systems: one system is removing the surface water and another is removing the underground waters. The surface waters (atmospheric and underground waters which are drained from the slopes) are

being collected and streamed by channels to the sump, situated at the lowest elevation point of the open pit mine, from where they are pumped out to the Mlava River. The dewatering and protection from the influx of underground waters is established by waterproof screen and drainage wells. The wells are distributed in groups (11 line barrages) around the open pit, in front of the excavation front, and are being built in synchronisation with the open pit mine development dynamics. The number of wells is variable, ranging between 210 and 220.

3. GOALS AND BASIC DEMANDS OF IMS ESTABLISHING

By construction and establishing the computer supported information-management system (IMS) into the production system of the “Drmno” open pit mine, several goals should be achieved: increase in work productivity; decrease of production costs; establish more efficient surveillance of all production functions; improve operational safety and reliability; improve equipment maintenance efficacy; improve conditions for rational and timely management decisions.

In the sense of functionality, the IMS of the “Drmno” open pit mine should enable: measurements at the basic production-technological level (e.g. flow of material on conveyors, spatial positioning of machines etc.), accepting the signals from sensors; realization of management logic; data transfer toward higher hierarchical levels of surveillance and decision making; real time display and processing of data; data and information archiving, display of archived data (tables, charts, combined presentations ...); filtration of data and selective distribution; feedback-management actions on the real system components; transparency of surveillance-management and production processes; easier decision making; instant availability of additional information.

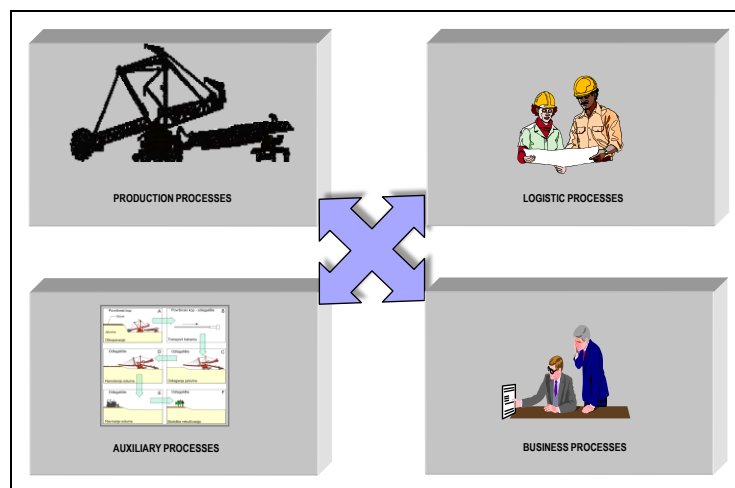


Fig. 1. Base structure and interactive connections between the subsystems of the “Drmno” open pit mine IMS

By identifying the productive and logistic functions and data classes, it was ascertained that it is most suitable to group real processes into four surveillance-management functional entities, i.e. subsystems within the open pit mine “Drmno” IMS. Figure 1 represents the conceptual schematics of the base structures, originated from such approach, with the following subsystems: production, accessory, logistics and business

processes. According to the assessment of the Study team, it is most suitable to set the structure of the “Drmno” open pit mine as a six degree centralized system, with flexible and adaptive integration of hardware, software and information resources. Table 1 gives the review of the IMS hierarchical levels.

Table 1. Hierarchical levels of the “Drmno” open pit mine IMS

Level	Level function	Functional description of the level	Real system position
I	Measure-regulation	Measurement and monitoring of the processes, immediate management actions on processes	Equipment, machines, machinery operators
II	PLC and communication integration	Data acquisition from production, logistic, and accessory processes, local management actions and data transfer	In online regime PLC, or offline regime of activities of certain services
III	SCADA	Remote executive surveillance and feedback management actions on the process	Command/dispatch centre (DC)
IV	Expert analytical activities	System event analysis, prognostics, planning, technical solutions, etc.	Specialized services
V	Operational management	Operational surveillance of system events, management decision making	Open pit mine manager with the expert team
VI	Central management	Central level of surveillance and decision making	General manager with the expert team

4. IMS TOPOLOGY

The surveillance-management structure, location (spatial distribution) and functions of the real system entities have the immediate impact over physical topology of the IMS. The IMS of the “Drmno” open pit mine is made of three topological segments: measure-regulation, communication, and computer.

Measure-regulation segment: is made of sensors and measuring equipment as sources of data and information on the production (technical and technological) processes, logistics and accessory activities at the open pit mine. The regulators, regulation devices, limiters, overload protection and similar elements are enabling the feedback, regulation – management actions on the technical and technological flows of the real system, or they have a protective function regarding overload, violation and similar events that can lead to accident situations in the system.

Communication segment: integrates, and creates a unique ambience for connecting and enabling communication between the measure-regulation and computer segment. It is made of communication equipment: radio modem devices, cable connections and accessory tools. For spatial disposition of “Drmno” open pit mine physical objects, it is typical that stationary objects are located at a relatively small space of approximately 1.000 (m) in diameter, while the position of non-stationary objects is changing instantly in the range of 5 (km). These realizations recommend the hybrid solution for the communication system. The communication between the non-stationary objects and central communication node in the command centre would be accomplished by wireless connection, while cable connection should be established between the stationary entities at the IMS levels III, IV, V and VI.

Computer segment: unifies surveillance and management functions of the IMS, i.e. it enables acquisition, processing and archiving of data and information on a real system. It enables the analysis of information, conclusions bringing, management decision making and feedback actions on the production, logistics and accessory processes.

Figure 2 represents the conceptual model of the physical topology of the “Drmno” open pit mine IMS. We believe that the illustration is clear and descriptive, however due to the limited space, the detailed description is not provided here.

This solution for the configuration of the surveillance management system is imposed as a rational from the aspect of the existing status on the “Drmno” open pit mine, the need for certain functional entities to have autonomy in work, and also from the aspect of fulfilling the strong demands in operational reliability and safety, operational availability of entities and the system in whole, i.e. in order to achieve the key goal – maximum surveillance and management efficiency. The IMS of the “Drmno” open pit mine is structured as a composite entity, made of functional and communicational elements

5. STRATEGY OF IMS CONSTRUCTION

The construction and development of the IMS can be performed in stages. Staged development is recommendable, not just because of the easier path of investments, but also because of adaptation and easier reception of new, sophisticated technology by the employees, staged gain of control and harmonization in acquiring of new knowledge. However, due to fast outdated of informatics equipment, the construction and development of the IMS should not last more than three years. The recommendation made in the Study is to construct the IMS in stages, according to the “piling of Lego cubes”, meaning that every new cube fits into the existing structure of already piled cubes.

It is suggested that the first phase encompass the development of the information-management subsystem of the ECC or one of the ECS systems as a pilot model of the “Drmno” open pit mine IMS, which would be useful for staff education, acquisition of necessary experiences and safety. The development of the pilot model should pose an introduction to the sequential establishing of the final IMS configuration.

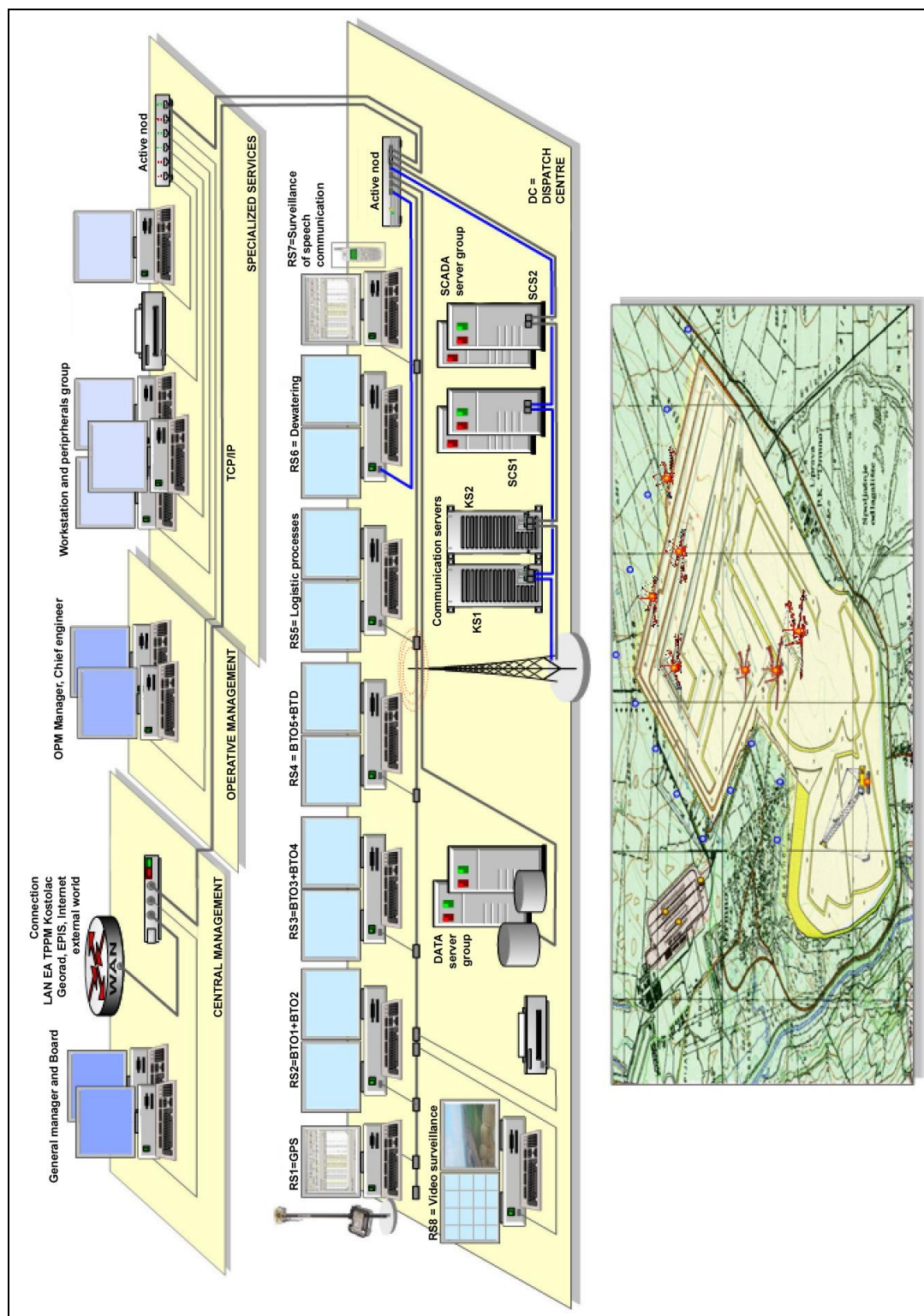


Fig. 2 A conceptual model of physical topology of the "Drmno" open pit mine

6. EFFECTS EXPECTED

According to the assessments, the construction of the IMS will have a long term influence on the routing of further development of the "Drmno" open pit mine. Based on the experiences gathered so far, a series of useful effects such as: decrease in energy consumption and increase in energetic efficiency; increase in efficiency of production and operation of logistic system; increase in temporal and capacity recovery of equipment and machinery; improvements in reliability and safety of system work; decrease of operational costs; more efficient monitoring of productive and business flows; more efficient diagnostics of stoppages in system operation; prognostics possibility of unfavourable outcomes and situations, and timely reacting by preventive measures; decrease of total exploitation costs; increase in logistic and accessory services work efficiency, etc. are expected. The effects expected after establishing the computer supported IMS at the "Drmno" open pit mine are:

- Surveillance of machinery and equipment (prevention of faults, malfunctions and maintenance regime, prevention of borderline and accident situations and operational regimes of equipment and machinery, thus eliminating or decreasing malfunctions, failures and damage of equipment thus prolonging its exploitation life, with simultaneous decrease of maintenance and repairs);
- Process control (indication of crisis and accident operational regimes);
- Process management (regulation of machinery and equipment and managing process parameters);
- Equipment functionality and reliability (optimization of exploitation parameters of machinery and equipment)
- Efficacy of the technological process (technological process guided at the assigned level and work regime);
- Efficacy of management decision making (timely and expert confirmed grounds);
- Economical utilization of resources available (management response on operation conditions change);
- Minimization of subjective role of human factor, particularly in condition of sudden and critical disturbances in equipment and plant operation);
- Positive incentives and motivation of staff (training, development, education)
- Work safety (decrease of interfering influence of atmospheric circumstances, diminished visibility, snow, rain, ...);

According to perceptions laid out in the Study, the total cost of IMS construction amounts to 1,753,985 Euros. Under assumption that, by establishing the IMS, the savings will amount to the level of average savings of open pit mines where IMS was established, it can be expected that the investment in system construction is paid off in less than 2.5 years.

REFERENCES:

1. Vujić S., et al., (2007), STUDY ON ESTABLISHING THE COMPUTER SUPPORTED INFORMATION-MANAGEMENT SYSTEM OF EA TPPM KOSTOLAC, Faculty of Mining and Geology, University of Belgrade, 2007, 145 pp. (in Serbian).
2. Vujić S., Žunić M. and Maksimović S., (2000), BASIC DESIGN ELEMENTS OF A MONITORING-MANAGEMENT SYSTEM FOR THE "TAMNAVA ZAPADNO POLJE" COAL OPEN PIT MINE, LIFE 2000 - Lignite Innovations for Future in Europe, Freiberg, Germany, (137-140).
3. Vujić, S. (2001), A COMPUTER MONITORING-MANAGEMENT SYSTEM FOR A CONTINUOUS TECHNOLOGICAL COMPLEX OF THE "MAJDAN III" OPEN PIT MINE: ARCHITECTURE OF THE SYSTEM AND THE RESULTS ACHIEVED, Continuous surface mining - Stand und perspektiven der kontinuierlichen tagebautechnik, VI International Symposium ISCSM 2001, Freiberg, Germany, (411-418).
4. Vujić S., (2001), A COMPUTER INTEGRATED SYSTEM FOR REMOTE MONITORING, MANAGEMENT AND SPATIAL NAVIGATION OF MACHINES AT THE "MAJDAN III" OPEN PIT MINE, 29th International Symposium on Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry, APCOM 2001, Section 5: Mine transport and Equipment, China University of Mining and Technology (CUMT), Beijing, China, 2001. (pp. 5). Zajedno sa K.Kasaš.
5. Vujić S., (2005) AN INTELLIGENT SYSTEM FOR VISUAL MONITORING OF THE ECS COMPLEX OF THE "MAJDAN III" OPEN PIT MINE, POTISJE KANJIZA, YUGOSLAVIA, Application of computers and operations research in the minerals industries, The South African Institute of Mining and Metallurgy, (Series S31), Cape Town, 2003., (73-780). Zajedno sa A.Živković, K.Kasaš, J.Kermeci i Š.Sečei.
6. Vujić S., Krstić Ž., et al., INFORMATION-MANAGEMENT SYTEM OF THE "DRMNO" OPEN PIT MINE: A TOPOLOGY AND A COCEPT, 2nd Balkan Mining Congress, Academy of Engineering Sciences of Serbia & Faculty of Mining and Geology University of Belgrade, 2007, (383-389).
7. Vujić S., et al., INFORMACIONO-UPRAVLJAČKI SISTEM POVRŠINSKOG KOPA UGLJA "DRMNO": TOPOLOGIJA I KONCEPCIJA, New technologies and achievements in mining and geology, SIT of the Republic of Srpska, Trebinje, 2007, Vol. I, (136-142), (in Serbian).
8. Vujić S., RUDNIČKI RAČUNARSKI PODRŽANI NADZORNO-UPRAVLJAČKI SISTEMI, INFOTECH 2008 - ICT Conference and Exhibition, JURIT and IEEE, June 2nd-5th, 2008, V. Banja, CD, (1-7). Opening plenary paper upon invitation. (in Serbian).
9. Vujić S., I. Miljanović, et al., A CONCEPT OF THE ESTABLISHING THE COMPUTER SUPPORTED INFORMATION-MANAGEMENT SYSTEM AT THE "DRMNO" OPEN PIT MINE, COAL BASIN KOSTOLAC, Journal of Mining Science (accepted for publishing)

MODULAR HIERARCHICAL STRUCTURE OF THE SURVEILLANCE-MANAGEMENT SYSTEM AT THE "BOGUTOVO SELO" OPEN PIT MINE

Igor Miljanović*, Aleksandar Petrovski*, Tomo Benović**

** Faculty of Mining and Geology, University of Belgrade, Belgrade, Serbia*

*** The Mine and the Power plant Ugljevik, Republic of Srpska*

ABSTRACT: A conceptual solution for the architecture of the integrated and computer supported surveillance-management system at the "Bogutovo Selo" open pit mine, operating within the Mine and Thermal Power Plant Ugljevik, Republic of Srpska, is presented in the paper.

Keywords: Conceptual representation, Architecture, Surveillance, Management, Process Automation, Information-Management technologies

МОДУЛНА ЙЕРАРХИЧНА СТРУКТУРА НА СИСТЕМАТА ЗА УПРАВЛЕНИЕ В ОТКРИТА МИНА „БОГУТОВО СЕЛО“

Игор Миљановић*, Александър Петровски*, Томо Беновић**

** Минно-геолошки факултет, Белградски универзитет, Белград, Сърбия*

*** Мина и ТЕЦ Угљевиќ, Република Срѓбска*

РЕЗЮМЕ: В доклада е представено идейното решение за архитектурата на интегрирана компютърна система за управление за открита мина „Богutowo село“, която се експлоатира в рамките на предприятието „Мина и ТЕЦ Угљевиќ“, Република Срѓбска.

Ключови думи: Концептуално представяне, архитектура, контрол, управление, автоматизация на процесите, информационни технологии

1. INTRODUCTION

"Bogutovo selo" open pit mine is operating within the Mine and Thermal Power Plant Ugljevik, as a part of the Electric Power Industry of the Republic of Srpska. It is situated near the town of Ugljevik in the Republic of Srpska.

Approximately 2 millions of tons of coal intended for use at the Thermal Power Plant (300 MW) is being excavated annually, at the open pit mine, while minor quantities are being sold at the market. Up to 8.3 millions of tons of overburden is excavated each year. The coal is brown to lignite, with Net calorific value at approximately 9,500 (kJ/kg). The Ugljevik Basin has been an excavation site for a hundred years, while production at the "Bogutovo selo" Open pit mine started some thirty years ago.

A discontinual technology is being used for coal exploitation and overburden excavation. The overburden is excavated and loaded with hydraulic bucket-wheel excavators with bucket volume of 4.5-14 (m³). The overburden is transported to the waste dump with 75-120(t) capacity trucks, and the material is levelled by bulldozers after the drop from the truck box. Bucket wheel excavators with bucket volume of 4.6-9(m³) are used for coal excavation. The coal is excavated selectively, due to interlacing of coal with impurities. Processing of coal for the Thermal Power Plant is done in the crushing plant. Crushed coal is

afterwards transported to the Thermal Power Plant stockpile by 2 (km) long belt conveyor.

The adequate protection from surface and underground waters is a prerequisite for successful performance of the exploitation at the open pit mine. The dewatering system consists of channels, water collectors, pump stations and pipelines. The system is variable both physically and in time, i.e. adaptive according to the current conditions at the open pit mine.

The existing production process surveillance and control system at the Open pit mine is based on the conventional hierarchical concept, which is, from the functional capabilities aspect, made technically and technologically obsolete. It was the key reason for Mine management to impose a decision for modernisation of the surveillance-management system. The definition of the computer supported surveillance-control system (SCS) concept and development of the Principle Project was assigned to the Department of Applied Computing and System Engineering at the Faculty of Mining and Geology, University of Belgrade. The text below is a review of the conceptual solution for the surveillance-control system.

2. BASIC DEMANDS

It was determined by an analysis, that the processes and data classes at the Open pit mine „Bogutovo selo“ can be classified into three surveillance-management functional

entities, i.e. three subsystems. Having in mind the functions and tasks of the SCS and the functional structure of the subsystems on the other side, it has been concluded that it is most suitable to have centralized and selective operation of the surveillance-management processes at several hierarchical levels.

According to the solutions suggested, the SCS should be conceptualized as a distributed system for surveillance and management, with flexible and adaptive integration of hardware, software and information resources, and with hierarchical structure organized through five levels (Table 1).

Table 1. Hierarchical levels of the SCS

Level	Level functions	Functional description of the level	Real system position
I	Measurement-regulation	Measurement and process monitoring, immediate management process actions.	Equipment, machinery, machinery operators.
II	PLC and communication integration	Production, logistic and auxiliary processes data acquisition, local management actions and data transfer.	PLC in the online regime, appropriate services in offline regime (geological, geodetic, ...)
III	SCADA	Executive remote process surveillance and feedback for management actions.	Dispatch (command) centre.
IV	Operational management	Operational management of the Mine, and activities of process monitoring and decision making services.	Mine manager, chief engineer, technical managers of operational entities, specialized services.
V	Central management	Central level of surveillance and decision making.	Manager and MTPP management.

The SCS operation is conceptually based on provision of operational surveillance, aimed for production process data acquisition, and on the possibility of management feedback for technological, logistic and auxiliary processes at the Open pit mine. The overall goal is the achievement of maximum production effects, high level of occupational safety and reliability of production.

3. CONCEPTUAL SCS SOLUTION

The SCS is conceptualized as an integrated and hierarchically distributed computer system for surveillance and management over production, logistic and business related processes at the "Bogutovo selo" open pit mine. As it was already stated, the hierarchical structure of the system is characterized by five surveillance-management levels (Figure 1).

The first level consists of measurement and regulation equipment installed on mobile capital machinery and equipment, at the crushing plant, coal processing plant, meteorological conditions monitoring systems, dewatering and electric power supply systems, and partially on auxiliary machinery.

The second level consists of process logic controllers, which are used for acquisition of signals from the first level (from sensors, actuators, measurement equipment, working elements, potentially loose contacts etc, over standard signals 4-20 mA, 0-10V, 24 VDC), for local management actions and feedback control from the Dispatch centre. The PLC computers were added to the surveyed entities of the Open pit mine

technological complex, with adjusted configuration of input/output modules.

Computers with SCADA functions are intended for coverage of technical-technological entities (load-excavator, transport-trucks, auxiliary operations-bulldozers, crushing plant, coal processing plant, dewatering, electric power supply, oil and oil derivatives supply) at the third level in the Dispatch centre. The reference GPS receiver is joined with the computer for the purpose of differential GPS, i.e. the processing of signals for spatial positioning and navigation of machinery and equipment at the open pit mine, and also for geodetic survey.

Mine manager, chief engineer, technical managers of the operational entities and specialized services, at the fourth level, are equipped with PC computers and software applications for production-business and engineering analysis, expert assessment, conclusions bringing, processing, interpretation, data storage, communications etc. This level collects information from level III, level V and from other sources.

The highest level in the management structure – the fifth level (Director and management of Mine and Thermal Power Plant), is equipped with specialized software for interpretation of executive resumes, analysis and decision making. The fifth level is receiving information from the third and the fourth level, and access to communication is enabled hierarchically.

The main communication nod consists of Gateway and Central Server. The Central Server is providing communicational integration of the system at the local level, while Gateway enables the communication of the SMS with external surrounding.

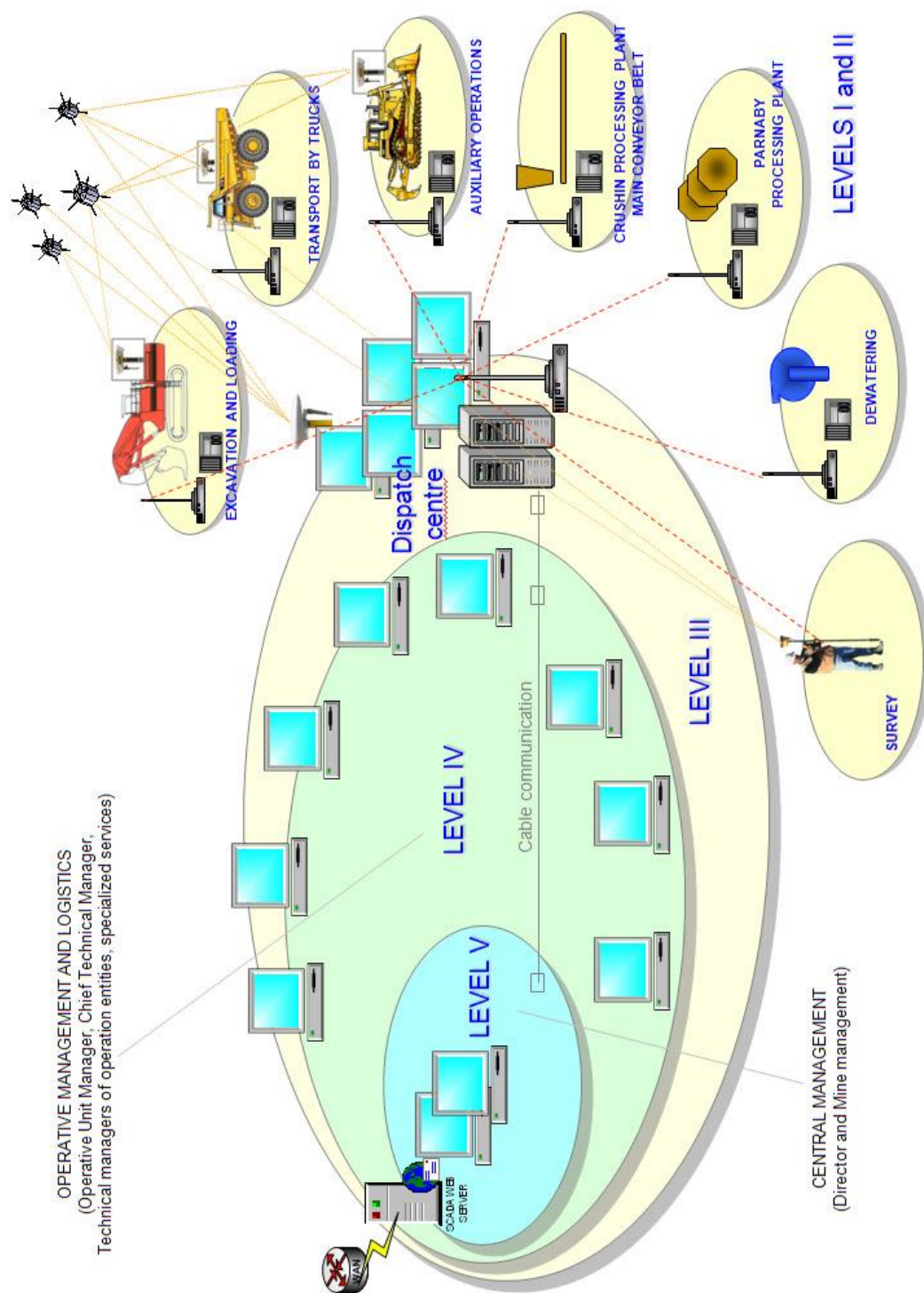


Fig.1. SCS configuration at the Open pit mine "Bogutovo selo"

System distribution was accomplished via production, logistic and auxiliary functional entities, with five hierarchical information-management levels of the real system.

The integration of the SMS entities is assured via communication connections. The computer network of the SMS is physically realized by cable and radio transfer. The cable connects the stationary entities of the SMS. Radio connection is established between the stationary and non-stationary or between the non-stationary entities themselves. This communication integration is appropriate for needs and conditions; it enables fast and secure communication between all members of the system.

The system is conceptualized as a modular, meaning that it can be expanded, upgraded, transformed and innovated without obstacles both in functional, hardware and software sense.

4. INSTEAD OF CONCLUSION

All the necessary prerequisites for Project implementation exists. The machinery structure at the Open pit mine is providing favourable technical and technological environment for SCS implementation. Construction of the system by phases and less strain in investment dynamics during the construction are enabled by the flexible architecture and topology of the SCS. The financial resources required for the construction and maintenance of the SCS are relatively modest when compared to capital equipment investments. The cost-benefit analysis based on the Conceptual Project (Vujic, 2007), shows that the investment in SMS can be returned in full in less than two years, by means of increased productivity, energetic efficiency and other direct savings at the open pit mine.

REFERENCES

- Vujic S., Miljanovic I., et al. (2007), Conceptual Project for development and construction of the computer supported surveillance-management System at the "Bogutovo Selo" Open Pit Mine, University of Belgrade, Department of Applied Computing and System Engineering.
- Vujić S., Žunić M. and Maksimović S.,(2000), *Basic design elements of a monitoring-management system for the "Tamnava Zapadno polje" coal open pit mine*, LIFE 2000 - Lignite Innovations for Future in Europe, Freiberg, Germany, (137-140).
- Vujić, S. (2001), *A computer monitoring management system for a continuous technological complex of the "Majdan III" open pit mine: architecture of the system and the results achieved*, Continuous surface mining - Stand und perspektiven der kontinuierlichen tagebautechnik, VI International Symposium ISCSM 2001, Freiberg, Germany, (411-418).
- Vujić S., et al., (2003), *An intelligent system for visual monitoring of the ECS complex of the "Majdan III" open pit mine, Potisje Kanjiza, Yugoslavia*, Application of computers and operations research in the minerals industries, The South African Institute of Mining and Metallurgy, (Series S31), Cape Town, 200.
- Vujić S., Miljanović I., Petrovski A., CONCEPTUAL SOLUTION OF THE MONITORING-MANAGEMENT SYSTEM ARCHITECTURE AT THE "BOGUTOVO SELO" OPEN PIT MINE, 2nd Balkan Mining Congress, Academy of Engineering Sciences of Serbia & Faculty of Mining and Geology University of Belgrade, 2007, (377-381).
- Vujić S., RUDNIČKI RAČUNARSKI PODRŽANI NADZORNO-UPRAVLJAČKI SISTEMI, INFOTECH 2008 - ICT Conference and Exhibition, JURIT and IEEE, June 2nd-5th, 2008, V. Banja, CD, (1-7). Opening plenary paper upon invitation. (in Serbian).

Recommended for publication of Editorial board

EFFECT OF ARTIFICIAL FACTORS ON FOG DISPERSAL PRACTICED IN LIGNITE MINES IN SERBIA

Svetomir Maksimović*, Anđica Kričković*, Igor Miljanović, Aleksandar Petrovski****

**Electric Networks of Serbia, Belgrade, Serbia*

***Faculty of Mining and Geology, University of Belgrade, Belgrade, Serbia*

ABSTRACT. Research and operational dispersal of super cooled fog has been practiced at the „Kolubara“ open - pit coal mines for a number of years now. This activity is now being commenced also at other open – pit lignite mines in Serbia. The paper includes some of the knowledge acquired from the mathematics model presentations.

Key words: SUPERCOOLED FOG, OPEN-PIT MINING, VISIBILITY, MATHEMATICAL MODELS, MINING

ПРОУЧВАНЕ НА ВЛИЯНИЕ НА ТЕХНОГЕННИТЕ ФАКТОРИ ПРИ РАЗПРОСТРАНЕНИЕ НА МЪГЛАТА В ЛИГНИТНИТЕ МИНИ В СЪРБИЯ

Светомир Максимович*, Андрица Крикович*, Игор Милянвич, Александър Петровски****

**Електрически мрежи в Сърбия, Белград, Сърбия*

***Минно-геоложки факултет, Белградски университет, Белград, Сърбия*

РЕЗЮМЕ. През последните години в открита въглищна мина „Колубара“ се извършва проучване на разпределението супер охладена мъгла. Тази дейност в момента започва и в други открити мини за лигнитни въглища в Сърбия. Докладът включва познанията получени при математическото моделиране на процесите.

Ключови думи: Суперохладена мъгла, открит добив, видимост, математическо моделиране, минно дело

1. INTRODUCTION

The hitherto experience in lignite mining at „Kolubara“ open pit mines has shown that the highest output in lignite is registered under winter operating conditions are producing an adverse effect on production processes: low air temperatures, heavy fog, heavy precipitation and strong gusts of wind.

The problem of their adverse effect on the overall pit operations was dealt with reliably by selecting a method involving the action of liquid propane on supercooled fogs.

Liquid propane is sprayed using accurately positioned stationary and mobile diffusers. Visibility can be improved in certain areas (e.g., coal system) or in the whole open pit mine.

2. CLASSIFICATION OF FOG

Fog consists of a large number of water droplets or ice crystals, whose weight is so small that they hover in the air. Oversaturation with steam and a sufficient number of condensation and crystallization are necessary for the formation of fog.

According to the way of their formation, fogs can be divided into those which are formed inside air masses and frontal fogs.

The fogs inside air masses can be:

- radiant
- adjective
- orographic
- evaporation fogs
- and town fog

From the aspect of artificial influence, fogs are divided into:

- warm
- supercooled
- icy

3. SUPERCOOLED FOGS

Supercooled fogs are formed at temperatures from 0°C to -29°C. They consist mostly of supercooled water droplets whose concentration depends on temperature. Under natural conditions, a very small number of droplets freeze at temperatures exceeding -4°C.

The most common freezing temperature of large droplets is -12°C and that of the small ones, -20°C. A remarkably important

process taking place under natural conditions, on which the possibility of acting on supercooled fogs artificially is based, is Fyndeysen process. The consequence of the difference between the pressure above water and ice is the creation of a steam density gradient from liquid droplets to ice crystals, which causes the water droplets to evaporate and increases of crystals.

4. COOLING REAGENTS

Cooling reagents are gasses kept in liquid state under very high pressure. When these substances are introduced into

supercooled fog at normal pressure, they evaporate instantly, taking heat energy from the surroundings for their phase transition.

One of the more suitable cooling reagents is liquid propane, a gas which is sprayed into the fog in the form of tiny droplets whose evaporation cools the surroundings and causes the supercooled droplets to crystallize.

The evaporation of a gram of liquid propane in the temperature range from -5°C to -10°C results in the formation of 10^{11} crystals which grow to the size at which they precipitate.

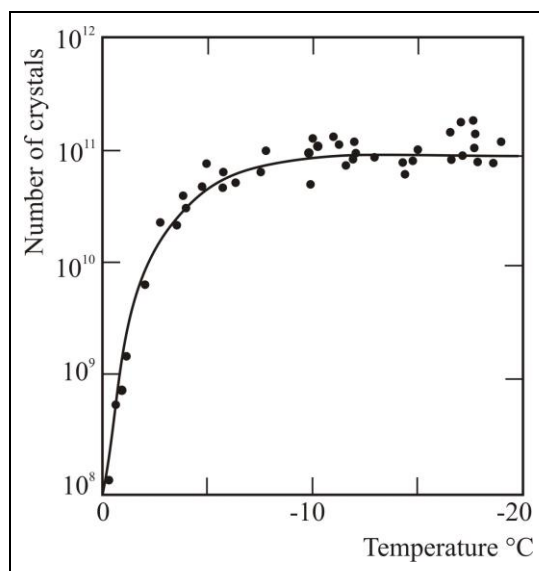


Fig. 1. Model of the dependence of the number of crystals per gram of liquid propane on temperature

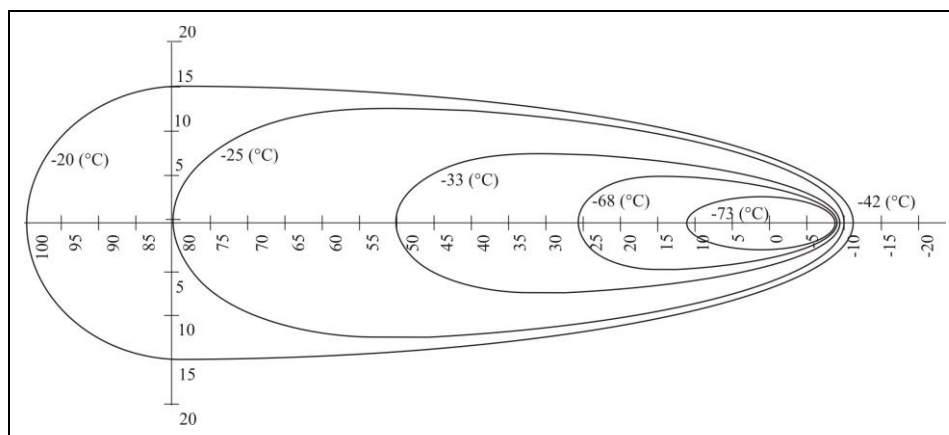


Fig. 2. Temperature distribution in a stream of liquid propane coming out of a nozzle at the rate of 28 (kg/h) (RHMZ, 1986.).

5. DISPERSAL OF SUPERCOOLED FOG

The purpose of dispersing fog is to improve visibility at open pit mines. Visibility is improved by spraying fog with liquid propane. Visibility is calculated in such cases from the following equation:

$$V = 3.912 / (SK_i N_i r^2) \quad i = 1 \text{ to } n \text{ where:}$$

N - water droplet or crystal concentration in fog

r - fog particle radius

K - fog particle contraction effectiveness

It arises from the equation that visibility is in an inverse proportion to the square of the fog particle radius.

The commencement of spraying and duration depend on:

- fog intensity
- air temperature
- prevailing flows
- fog water content
- orography
- road network

Reagent proportioning should be varied depending on:

- fog type
- density
- temperature
- wind velocity

It has been experimentally determined constant that $\alpha \approx 1$ and $C_1 \approx 1/3$

For the thus determined constant, equation (2) becomes:

$$l = d^2/3vt \quad (3)$$

Using π theorem, it is possible to obtain the relations for calculating the width of crystallization:

$$l = C_1 d^{1+\alpha} / v^\alpha t^\alpha \quad (2)$$

It is possible to derive the relations for determining the reach over the other physical parameters:

$$d = C_d d^{1+\alpha} / v^\alpha t^\alpha \quad (4)$$

In this case $\alpha \approx 1$ and $C_1 \approx 9$ so that we get

$$d = 9/2\sqrt{vt} \quad (5)$$

where:

C_1 – constant

α – constant

v – wind velocity

t – dispersal duration

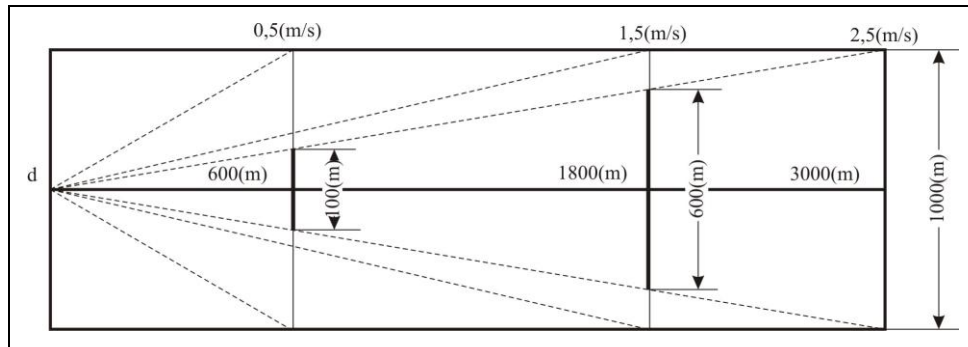


Fig. 3. Model of the spread of crystallization zone from one diffuser at different velocities and in moderate inversion (crystallization 20 min. From the commencement of spraying)

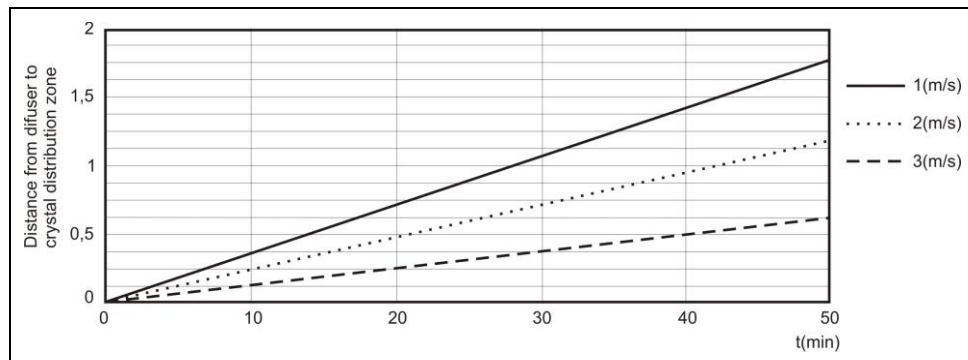


Fig. 4. Model of the width of crystal distribution zone at different wind velocities

6. DETERMINATION OF SUITABLE LOCATION FOR THE INSTALLATION OF STATIONARY DIFFUSERS

The determination of the most suitable locations for the installation of stationary devices for spraying supercooled fog depends on:

- prevailing flows
- position of equipment, excavators on the site
- temperature
- inversion intensity
- fog water content
- state of road network

For the sake of efficient dispersal, it is recommended that diffusers be positioned in a line down wind. The system consists of three diffusers positioned at the distance of 500-800 (m) (triangle system). Mobile units should be used in the situations when the prevailing flow directions are unfavourable in relation to the network of stationary diffusers.

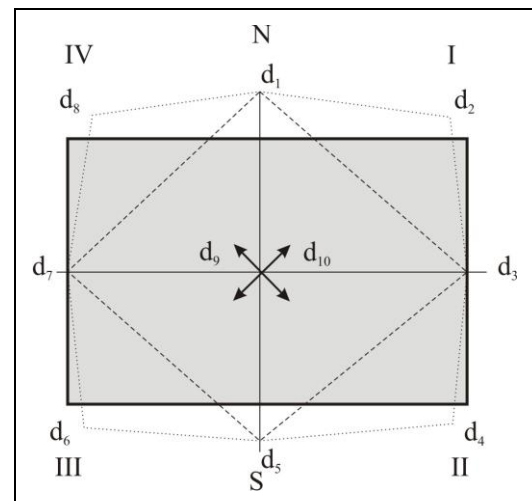


Fig.5. Model of setting up the network of stationary diffusers

7. INVESTIGATION RESULTS IN THE PERIOD UNDER OBSERVATION

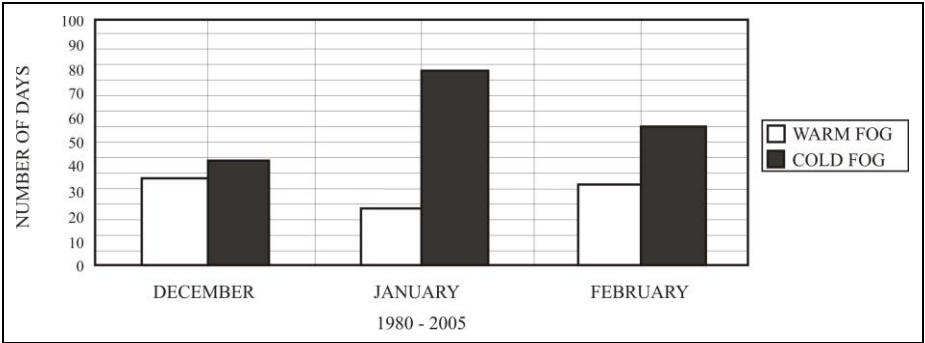


Fig. 6. Discrete model of the incidence of fog in the period under observation

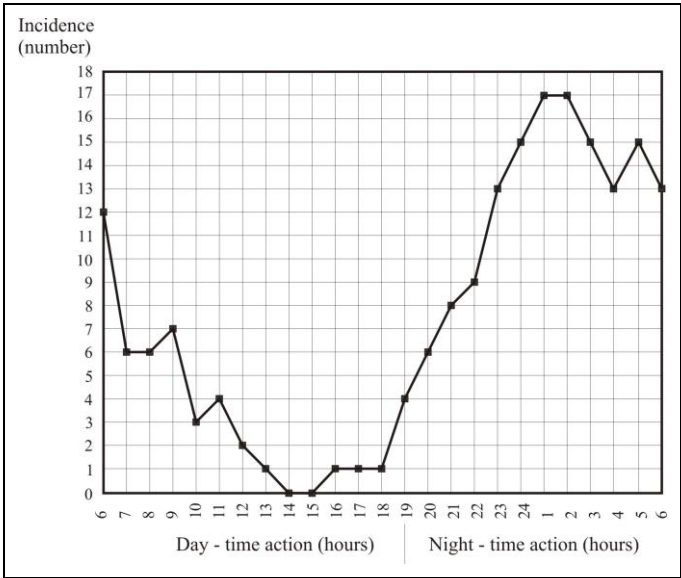


Fig. 7. Incidence of acting on supercooled fog in the period under observation

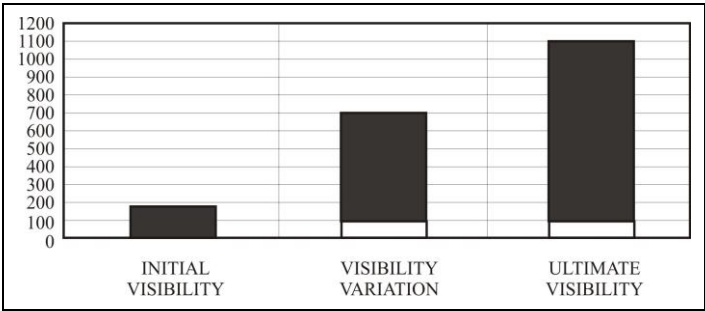


Fig. 8. Discrete model of improving visibility during action on supercooled fog

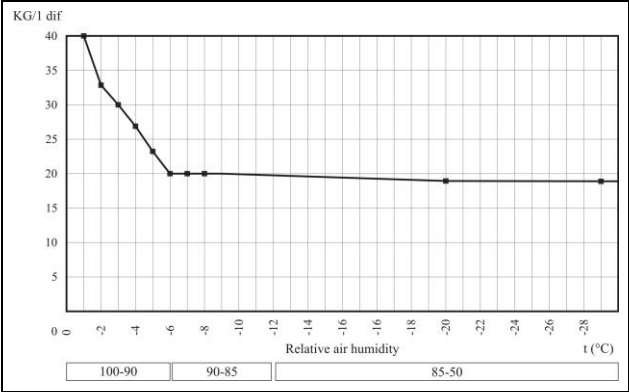


Fig. 9. Model of proportioning liquid propane depending on air temperature and relative humidity

8. CONCLUSION

Adequate application of systems for dispersal of super cooled fog shows positive results in terms of time utilization of open pit mines mechanization, higher safety at work and other effects considering energy savings and ecology. It is very important to keep in mind that these systems could be installed at the airports in order to achieve greater safety when the visibility is smaller than allowed, for the road infrastructure and cities in which super cooled fog appears frequently.

REFERENCES

- Hicks, J.R. 1967. Improving visibility near airports during periods of fog. *Journal of Appl. Meteorology* 6.
- Gardel, R.W., 1968. Note on the Use of Liquefied Propane for Fog Dispersal at the Medford-Jackson Airport, Oregon. *Journal of Appl. Meteorology* 7,
- Kumai, M. 1982., Formation of Ice Crystals and Dissipation of Supercooled Fog by Artificial Nucleation, and Variations of Crystal Habit at Early Growth Stages. *Journal of Appl. Meteorology* 21
- Maksimovic, S. 1996., Making Mathematics Models of effect of artificial factors on fog dispersal practiced lignite mines in Yugoslavia, V Međunarodnij Simpozium po primenijju matematičkih metodov i kompjuterv v geologii, gornom dele i metalurgii, Dubna, Rossija.
- Milosevic, D. et. al. 1985 Experiment of supercooled fog dispersal at Sarajevo Airport and slopes of the 14th Winter Olympic Games. Fourth WMO Scientific on Weather Modification, Honolulu, Hawaii, USA
- Milosevic, D. et. al. Eksperimentalno-operativno rasturanje magle na PK „Tamnava-Istočno Polje“, 1987.
- Vujić S., Maksimović S., et al. Preliminary design of a monitoring-managing system on "Tamnava - zapadno polje" Coal open pit mine, VI International Symposium Application of Mathematical Methods and Computers in Mining, Geology and Metallurgy, 1997., Prague, Czech Republic
- Vujić S., Žunić M., Maksimović S., Basic design elements of a monitoring-managing system for the "Tamnava zapadno polje" coal open pit mine, LIFE 2000 - Lignite Innovations for Future in Europe, Freiberg, Germany, (137-140), Plenary lecture, invitational paper.

Recommended for publication of Editorial board

SUPPORTING ROLE OF INFORMATION MANAGEMENT SYSTEMS IN LAND RECLAMATION AT THE COAL OPEN PIT MINES

Igor Miljanović*, Aleksandar Petrovski*, Stefko Boševski**

**Faculty of Mining and Geology, University of Belgrade, Serbia*

***Rudproekt, Skopje, Macedonia*

ABSTRACT. For the purposes of Electric Power Industry of Serbia, a Study on need of establishment of computer information system aimed to support the environmental protection, land reclamation, revitalization and arrangement of the degraded areas of coal open pit mines is completed. The paper gives a short review of the real system, functions of information support system, data classes system, communicational integration of the system, and a description of system architecture.

Key words: INFORMATION SYSTEM, INFORMATION SUPPORT, LAND RECLAMATION, SPATIAL ARRANGEMENT, KOLUBARA, KOSTOLAC, ELECTRIC POWER INDUSTRY OF SERBIA

ПОДКРЕПЯЩА РОЛЯ НА ИНФОРМАЦИОННА СИТЕМА ЗА УПРАВЛЕНИЕ ПРИ ДЕЙНОСТИ ПО РЕКУЛТИВАЦИЯ НА ТЕРЕНИ, ЗАСЕГНАТИ ОТ ОТКРИТ ВЪГЛЕДОБИВ

Игор Миљановић*, Александър Петровски*, Стефко Босевски**

**Минно-геолошки факултет, Белградски университет, Сърбия*

***Рудпроект, Скопие, Македония*

РЕЗЮМЕ. За нуждите на електроенергетиката на Сърбия е извършено проучване на необходимостта от създаване на компютърна информационна система, която да оказва съдействие при дейностите по опазването на околната среда, рекултивацията, възстановяването и устройството на терени, нарушени от минната дейност. В доклада е представена накратко действащата система, функциите, които изпълнява, комуникационната обвързаност на системата и описание на нейната архитектура.

Ключови думи: Информационни системи, рекултивация на терени, устройство на територията, Колубара, Костолац, Електроенергетика на Сърбия

1. INTRODUCTION

Data and information, available in different forms (numerical, textual, alphanumerical, graphical, photographs, video files, animation, hybrid, multimedia, etc.) of dispersed functional features and purposes (mining, geodetics, geology, urbanism, spatial planning, civil engineering, hydrology, biology, forestry, agriculture, landscape architecture, chemistry, geochemistry, pedology, meteorology, economy, sociology, anthropology, medicine, etc.), spatially and temporally dislocated, are the foundation for support to decision making and management over land reclamation, revitalization and spatial arrangement of the degraded areas, and also for management of newly created resources. Therefore, the assumption behind the successful management over land reclamation, revitalization and spatial arrangement of the degraded areas is an appropriate information support that encompasses identification, selection, acquisition, processing, interpretation, storage and distribution of relevant data and information in real time.

The organized, computer supported information support to the environmental protection, land reclamation, revitalization and arrangement of the demoted areas of mining field is not yet developed at open pit mines, of the Electric Power Industry of Serbia (EPIS). This is a problem appearing when putting legislation in effect, introducing standards, operational

monitoring, providing short and long term prognostics, planning, decision making and management over these sensitive multidisciplinary processes.

Mining operations at EPIS coal basins occupy approximately 9,000 (ha) of land, with approximately 32(%) of these surfaces reclaimed. The land reclamation and arrangement of areas degraded by exploitation works is one of more important tasks of EPIS. The degree of success of realization depends on the level of integration of anticipation, planning, design, realization, surveillance and management over activities. The reclaimed and arranged areas will have a positive influence on the environment condition, and, according to the criteria of sustainable development, the economic effects and benefits that can be achieved, have big specific weight and significance for the EPIS and the country in whole. Services at basins and EPIS that should realize substantial and complex tasks of land reclamation and arrangement of areas degraded by coal exploitation by coordinated mechanisms, and in later phase to manage newly created terrain and land resources, will find hard to meet the demands of these tasks without the appropriate information support.

International integration courses in which is our country involved are causing the application of certain legislation, standards, declarations and resolutions in environmental

protection and informatics organization. By reviewing, for instance, ISO 14000 set of standards that relate to the environmental management, and are mandatory for certification purposes; or numerous references on international legislation in environmental protection and sustainable development (Stockholm 1972, World Charter for Nature – UN General Assembly 1982, Nairobi Declaration 1982, Declaration on Environment and Development – Rio de Janeiro 1992, Lisbon resolution 1998) brought under auspices of the United Nations, aimed to stop or to diminish demoting influences on the environment, and on the other side the excessive exploitation of renewable and non-renewable natural resources, the need for establishing the procedures for identification, storing and deposition of data is well pointed out.

All this knowledge and problems present, have initiated the rendering of the Study on establishing the system for informational logistics of reclamation, revitalization and spatial arrangement of the exploitation fields at coal mines of EPIS, completed in 2006, by the Department of Applied Computing and System Engineering of the Faculty of Mining and Geology, University of Belgrade. The paper presents a concept of the subject system of informational support.

2. REAL SYSTEM ENTITIES

The ratio of coal in the production of electric power amounts to 56(%). All the active lignite open pit mines are a part of the EPIS. If, due to international circumstances, Kosovo coal basin is left behind, opencast mining of lignite is taking place in two basins, Kolubara and Kostolac. From the functional aspect of environmental protection, land reclamation of areas demoted by mining activities, arrangement of areas created by lignite exploitation, and information coverage of these processes, there are three entities within the EPIS system:

1. Department for Strategy and Investment, with specialized service:
Sector for Environmental Protection;
2. Mining basin Kolubara, with specialized service:
Service for land reclamation and environmental protection;
3. Economic association "Thermal Power Plants and Mines Kostolac",
without specialized service for land reclamation

The functions of the entity are subordinated to coal i.e. electric power production. However, with respect to problems in question, entities differ, belonging to one of two groups.

Group "A": Sector for Environmental Protection at the Department for Strategy and Investment in Belgrade, as the carrier of coordination, creative initiatives, counselling, innovation and harmonization of activities and environmental protection operation at the level of EPIS. As the users of information resources of the SIL, the Department for Energy Production, Service for Standardization and the Management Board of EPIS are also belonging to this group.

Group "B": RB Kolubara and EA TPMM Kostolac. The common features of those are that they are the entities of the system in which lignite production, i.e. mining works that lead to land demotion and other negative influences on the environment

takes place. Land reclamation and spatial arrangement taking place in these entities. Hence, the characteristic of group "B" entities is that inside of them the concrete problems of environmental protection are created and solved.

3. FUNCTIONS OF INFORMATION SUPPORT SYSTEM

By analyzing the real system and actions in the field of environmental protection, land reclamation and arrangement of space created after the completion of mining works at the EPIS open pit mines, seven functional entities were identified. This classification is optional, by authors accepted as the rational, accurately positioned on the common level for all three entities of the real system, and a good depicter of the processes.

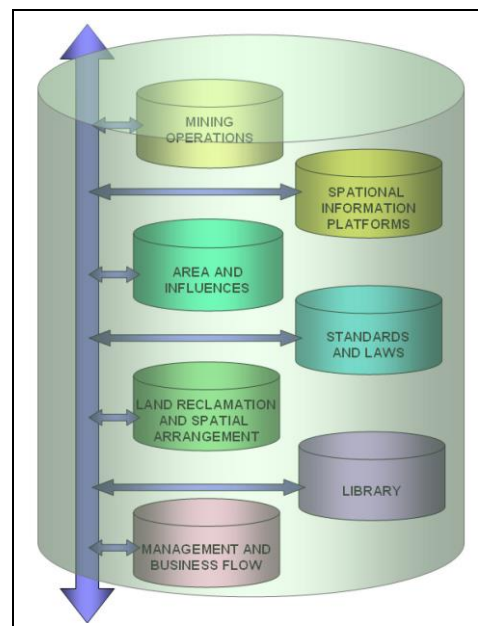


Fig. 1. Classes of data of SIL

Functional entities of the SIL are:

- ACQUISITION functional entity consist of collecting data on working environment and the area in on/offline regime, control, selection, thematic integration, archiving, management and updating;
- HEALING-EXTERNAL functional entity contains the cadastre of works, plans and designs. Individually or in a complex, they are digital or analogue platforms depicting geological structure and deposit boundaries, geometry of mining fields, designed and actual boundaries of open pit mines and waste dumps, objects of infrastructure, dewatering system objects, boundaries of protected zones, developed areas, boundaries of real estates, urban and spatial planning, dynamic planning, regulation planning, pedology maps, cadastre maps of agricultural parcels, expropriation plans, boundaries of reclaimed areas, satellite and aero photo shots, geo-coded ortophoto plans etc;

- CREATIVE functional entity contains activities in the field of prognostics, analysis, mathematical modelling, simulation, engineering creativity (planning and design), econometry, surveillance and management;
- LOGISTIC functional entity contains legislation and norms, standards, internal regulations, bibliography of literature units, documentation etc.;
- BUSINESS functional entity contains business processes of real system in the field of environmental protection, land reclamation and spatial arrangement, in relation to tenders, investments, cost monitoring, procurement, income achieved etc.;
- INFORMATION functional entity deals with broadcasting information to wider audience, competent ministries, governmental agencies and local community institutions;
- TECHNICAL functional entity deals with exploitation maintenance of the SIL (databases, telemetry, hardware, software, communication, security) in order to achieve full readiness for working process.

4. DATA CLASSES

Having in mind that the SIL is a specialized integrated information system of three EPIS entities, thematically oriented toward problems of environmental protection, land reclamation and spatial arrangement of areas created as the consequence of mining works at the coal open pit mines, the SIL has all the properties of spatial, i.e. geo information system, which means that it uses two classes of data, relational and geo (short of geographical) data, from which spatial i.e. geo information are extracted by processing. This model of data class identification is broadband and it is not suitable for accurate thematic classification of data.

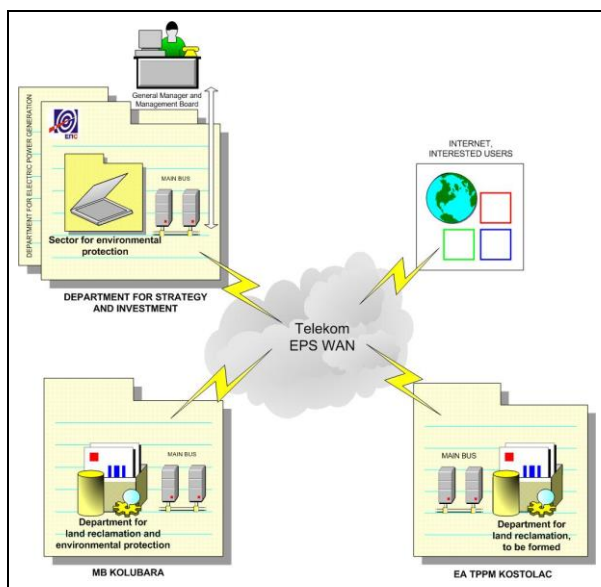


Fig. 2. Principle outline of logic topology and SIL integration

The analysis of the real system, analysis of functional demands of the information logistics, analysis of user queries and applications generate information resources of SIL into classes of data: mining works, data on area and influences, spatial information platforms, land reclamation and spatial arrangement, management and business flows, standards and laws, library. Figure 1 shows the structure of data classes. It is characterized by branching of themes and dispersion of the contents.

5. SYSTEM ARCHITECTURE

The three entities of the information logistics system, the Sector for Environmental protection of the Department of Strategy and Investment in Belgrade, Service for land reclamation and environmental protection of Kolubara and a Service with similar tasks that should be formed in Kostolac, are dislocated on the area with radius of approximately 80(km). With respect to organization, functions, information and staff, the entities are mutually autonomous. The information connection of entities into the system of information logistics has several common goals:

1. Informational arrangement of the process of environmental protection, land reclamation and spatial arrangement of areas created by mining activities at EPIS;
2. More efficient transfer of innovations, continuity in development and innovation research in order to enhance and improve operational, functional and informational performances of the system;
3. Harmonization of historical data conversion into digital database;
4. Rationality, lower cost of construction and system exploitation, faster functional animation of system;
5. More efficient and more effective management of information and logistic flows in the subject area.

The suggested solution for the architecture of the System of Information Logistics should simultaneously enable autonomous – entity and coupled – common functioning. In order to satisfy these non contradictory conditions, the logic in solving the system architecture points to the utilization of a concept “each one alone and all together”. By accepting this approach and by having in mind the uniqueness of the entities, a conclusion is imposed that the architectures of information logistic systems at the level of group “B” entities (Kolubara and Kostolac) are equivalent, and that they are somewhat different from the entities of group “A”. The differences are predominantly in segments for acquisition, mobile operations, measurements and management.

The architectures of the information subsystems of the SIL (entities) are determined functionally, according to the level of the Study, and certain exceptions can be made due to changes in local information demands, changes in information, ambient or other real system conditions. Figure 2 presents the principle outline of SIL entities integration, and figures 3 and 4. Principle outlines of the functional architecture of the SIL entities, groups “A” and “B”.

Architecture of group “A” (figure 3): The subsystem of information logistics of the Sector of Environmental Protection of the Department of Strategy and Investment in Belgrade is integrated in network of five workstations – computers with PC

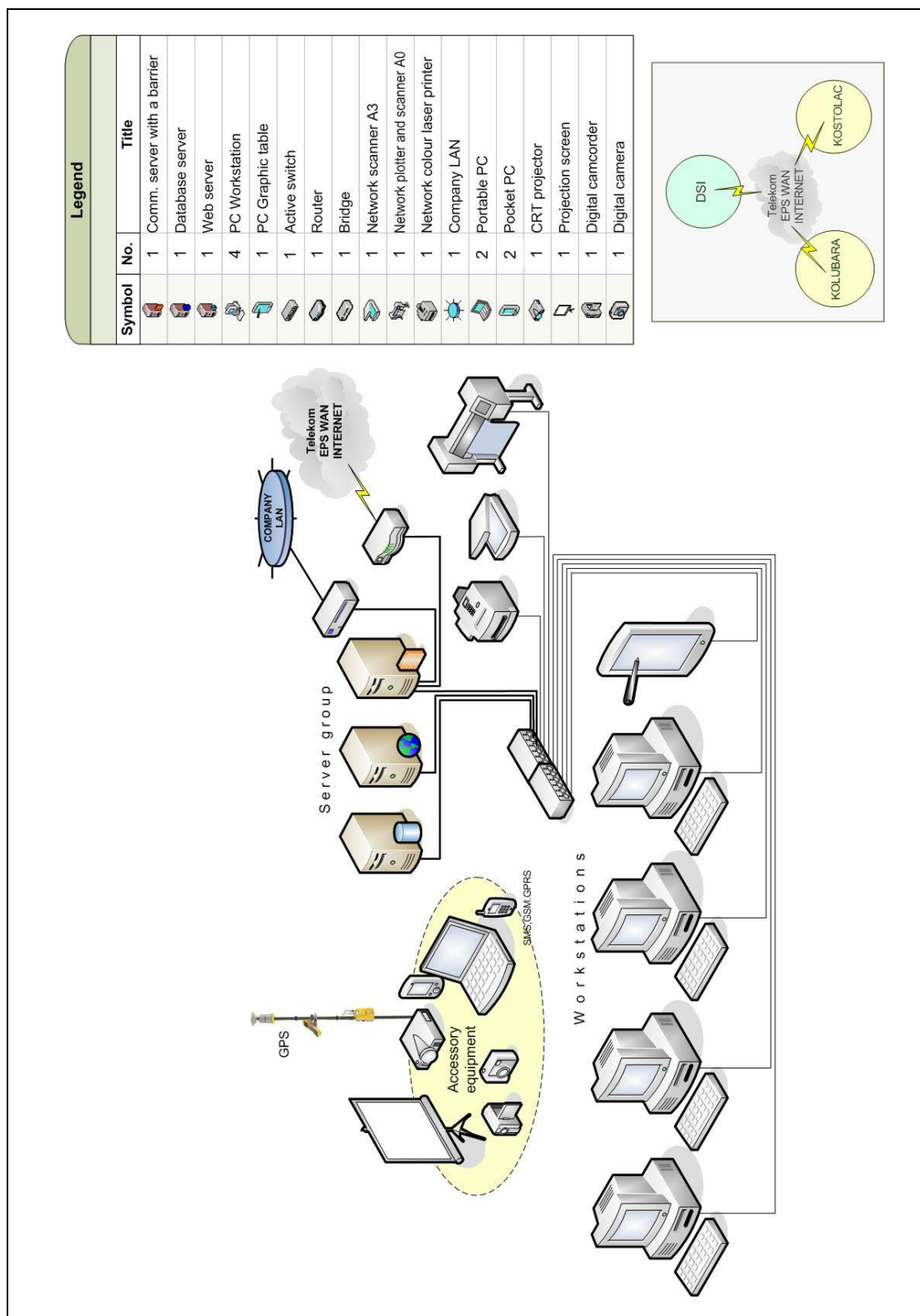


Fig. 3. Principle outline of the SIL subsystem functional architecture at DSI

platforms (an assessment is made that four standard PC's and a PC graphics board should satisfy the needs of the SIL during the inception and the subsequent development phase), the two-functional network plotter and scanner of A0 size and a network colour laser printer. A local client/server network with three dedicated servers: communication, database and Web server is suggested.

The universal Fast Ethernet standard is suggested for data exchange within the network. This standard is already used in the computer network of EPIS. The LAN of the Sector of Environmental Protection of the Department of Strategy and Investment is connected to the EPIS network and Telekom WAN network via bridge and a switch.

Due to uniqueness of the tasks and the functional needs, for the system architecture, auxiliary equipment is also suggested: two laptops, two pocket PC's, a video camera, a digital camera, video beam and a GPS set.

Architecture of group "B" (figure 4): Due to similar needs and functions of the SIL subsystem, belonging to the Kolubara and Kostolac, the same architecture is suggested for both entities, integrating five workstations (four PC's and PC graphics board) a plotter of A0 format, colour laser printer and a scanner of A3 format. Client/server networks of the entities in Kolubara and Kostolac will be supported by two servers: Communication and a database server. Their functions in the local networks of these entities are equivalent to the already described functions of the servers having the same name in the local network of the Sector for Environmental Protection. The suggested way of connecting the local networks of the entities onto the company local networks, WAN Telekom and Internet VPN is similar to the solution of LAN at the Sector for Environmental Protection at the Department of Strategy and Investment.

For the configuration of both entities, somewhat different auxiliary equipment from the Sector of Environmental Protection is suggested, according to the specifics of the tasks and functional needs. The suggested set comprise of: GPS survey set, two laptops, two pocket PC's, a digital camera and two probes for measuring the quality of water chemistry.

6. CONCLUSION

Apart from the actual practical goals, the SIL has the task to influence the creation of affirmative atmosphere and spreading of knowledge on the significance and the need of establishing the computer integrated information and information-management technologies into the coal open pit mining at EPIS.

All preconditions for SIL project realization. Knowledge on the necessity and inevitability of introduction and application of top computer and computer integrated information and surveillance technologies. For the successful realization of the SIL project, it is necessary to have a critical mass of qualified and prepared experts. The entities of the SIL, the Department of Strategy and Investment, Kolubara and Kostolac, possess highly qualified engineering staff, ready to accept the challenges of the project. The resources required to build the SIL are relatively small, amounting to approximately 300,000€. The architecture of the SIL enables staged development and less strain in investment dynamics. The analysis shows that the ratio of construction and exploitation of SIL costs and immediate and indirect benefits of information system is highly in favour of benefits. In general, by introduction of the SIL, a better and more efficient environmental protection would be achieved, better conditions for monitoring and surveillance of the status, for analytics, for creativity in solving the

problems of land reclamation, revitalization and spatial arrangement of areas created by exploitation works in both basins.

REFERENCES

- GIS FOR SUBSURFACE MODELING, Compiled by L.D. Setijadji, Prepared for ESRI Book Publication entitled: Subsurface Modeling With GIS, Redlands, California, USA, (26).
- Kenedy M. and S.Koop, UNDERSTANDING MAP PROJECTIONS, Environmental Systems Research Institute, Inc., ESRI Press, Redlands, USA, 1994, (116).
- Vujić S. et al., ANTHROPOGENIC EFFECTS OF MINING WORKS ON LIVING ENVIRONMENT IN THE COAL BASINS OF THE ELECTRIC POWER INDUSTRY OF SERBIA, First Balkan Mining Congress, Varna, Bulgaria, ISBN 954-91547-2-6, 2005, (344-353).
- Vujić S., S.Kovačević et al., STUDY ON JUSTIFICATION OF STUDIJA OPRAVDANOSTI SELEKTIVNOG OTKOPAVANJA I ODLAGANJA OTKRIVKE-PRVA FAZA, RGF Beograd, 2003, (222).
- Vujić S. i dr., STUDIJA OPRAVDANOSTI SELEKTIVNOG OTKOPAVANJA I ODLAGANJA OTKRIVKE-DRUGA FAZA: INFORMACIONA LOGISTIKA REKULTIVACIJE, REVITALIZACIJE I PROSTORNOG UREĐENJA EKSPLOATACIONIH POLJA RUDNIKA UGLJA EPS-a, RGF Beograd, 2005, (118).
- Wolfgang F., Holger G., Werner L., AUFBAU UND EINSATZ VON GIS FÜR NATURSCHUTZFACHLICHE BEARBEITUNGEN IN BRAUNKOHLLENLANDSCHAFTEN MITTELDEUTSCHLANDS, CUI Consultinggesellschaft für Umwelt und Infrastruktur mbH; Eisenbahnstraße 10, 06132, ISDN: 0345/77426.1996.
- Wolfgang Besch-Ffrotscher und Holger Goj, GIS - GESTÜTZTE RAUMBEOBACHTUNG UND UMWELTBEWERTUNG IN BERGBAULAND UND SCHAFTEN MITTELDEUTSCHLANDS, e.mail: cui-raumplanung@t-online.de
- Zeiler M., MODELING OUR WORLD, The ESRI Guide to Geodatabase Design, Redlands, California, USA, (202).
- Zoltan A., GEOLOGIC DATA MODELS AND CORDILLERAN GEOLOGY, Submitted for GSA Memory, ESRI Press, Redlands, California, USA (6).
- Vujić S., Miljanović I., Petrovski A., Petrović T., A CONCEPT OF INFORMATION SUPPORT FOR LAND RECLAMATION AND SPATIAL ARRANGEMENT OF THE OPEN PIT MINES OF ELECTRIC POWER INDUSTRY OF SERBIA, 2nd Balkan Mining Congress, Academy of Engineering Sciences of Serbia & Faculty of Mining and Geology University of Belgrade, 2007, (361-369).
- Vujić S., RUDNIČKI RAČUNARSKI PODRŽANI NADZORNO-UPRAVLJAČKI SISTEMI, INFOTECH 2008 - ICT Conference and Exhibition, JURIT and IEEE, June 2nd-5th, 2008, V. Banja, CD, (1-7). Opening plenary paper upon invitation. (in Serbian).

ON-LINE SYSTEM FOR A UNIVERSITY STUDENTS' REGISTRATION

Adrian Runceanu¹, Targu-Jiu², Mihaela Runceanu³, Targu-Jiu⁴

¹ University Constantin Brâncuși, ROMANIA

² ROMANIA, adrian_r@utgjiu.ro

³ High School Ecaterina Teodoroiu, ROMANIA

⁴ Romania, mihaela@utgjiu.ro

ABSTRACT. A content management system based on a database could be use to create websites for manage activities in domain of education. The database incorporates information's about student activities such laboratory and practical projects. This paper presents an on-line system for student management.

ОН-ЛАЙН СИСТЕМА ЗА РЕГИСТРАЦИЯ НА СТУДЕНТИТЕ

Адриан Рунчеани¹, Таргу Жиу², Михаела Рунчеани³, Таргу Жиу⁴

¹ Университет Константин Бранкуш, Румъния

² adrian_r@utgjiu.ro, Румъния

³ Висше училище „Екатерина Теодору”, Румъния

⁴ mihaela@utgjiu.ro, Румъния

РЕЗЮМЕ. Система за управление, създадена на основата на база данни може да се използва за създаване на уеб-сайт за управление на дейностите в сферата на образованието. Базата данни съдържа информация за студентските дейности като лабораторни упражнения и курсови проекти. Докладът представя он-лайн система за управление на студентите.

1. Introduction

The idea was to use the resources each department has and to present a practical solution with keeping security of the data in mind. Due to the constraints regarding the budget on the project allocated until now and the time frame for the project, one of the most suitable solution was to use free open source software's (Apache as a web server, MySQL server as a backend database and php as a server side language). These three programs will be installed on each machine in every department. Considering the complexity of configuring Apache, MySQL and php, the solution is to use XAMPP (<http://www.apachefriends.org/en/xampp.html>).

It is a free packaged preconfigured Apache, MySQL, php bundle, which simply needs to be installed.

Each department communicates to its own local database via a web browser, so they can insert, delete, update and select data via the web browser. At every fixed point they make a dump file of the data that are not updated to the Main database. This action is performed by first creating a duplicate of each table and inserting them with all the data that has not been updated to the Main until that moment. Which is known from a column called copied (Boolean value), if copied 1 else 0. After the creation of new tables and insertion of non updated data, this new table is dumped into file using *mysqldump* command.

```
mysqldump -u %mysqluser% -p%mysqlpassword% node  
student_dump%workdir%\student_dump.sql
```

This is done via a batch file, which creates the dump file, zips the file and encrypts it. This data is now ready to be dispatched to the Main.

On the other side, the Main, decrypts the data, unzips it and the data is updated in its database. This action is also performed through a batch file, which recreates these dump table from the dump file.

```
mysql -u %mysqluser% -p%mysqlpassword% departments  
<%workdir%\student_dump.sql
```

The data from the dump file is now inserted into the final table and the dump file is dropped from the Main database.

That way, it avoids the need of a constant internet connection to the central database, complexity of the task is kept to minimum and security of the data is constantly maintained.

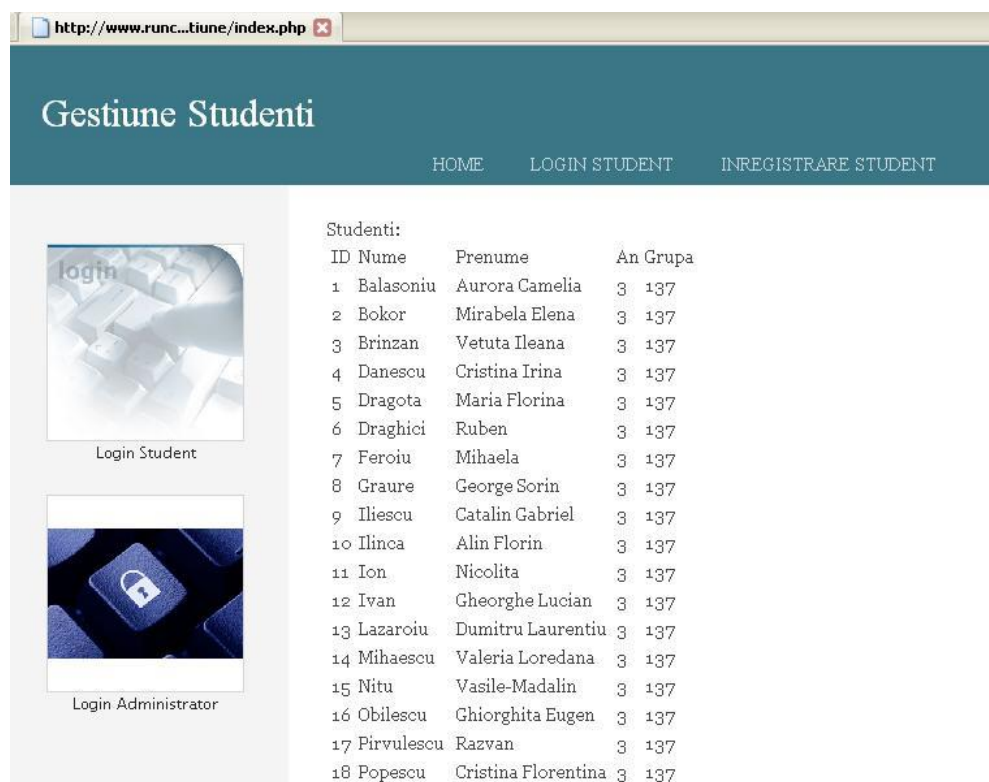
2. User guide

This application wants to be useful for managing students, through the prism of their participation in overtime laboratory.

The application is also for both the users students, they can get their marks, to upload the laboratory project theme or to choose their semester project, and for assistants to introduce projects, to allocate themes and projects for each student, to give mark for laboratory works and the drafts, indicating a few observations of each student handbook

The application can be find at
<http://www.runceanu.ro/adrian/gestiune/index.php>.

The application has two types of users: students and administrator. Only the administrator, in fact the assistant or the teacher who manage the database of projects and students, has passwords for the access on a module in administration. Other users of this software, the students, have access only on the interface specifically intended for them. After login in, a student will be able to upload theme of the project and to view the marks given by a teacher at the laboratory work and projects



2.1. Module for students

2.1.1. Registration and logging

A student, to have access to the facilities offered by the site, must register. This is done through the button "Student registration" under the menu in the upper right side of the first page.

For registration the student will have to introduce in the form personal data (username, name, year, the group, email, password).

Once registered will be able to login using login box on the first page. Only logged, a student will be able to upload the project or to view the marks obtained by a time.

An unregistered visitor of the site will only be able to see a list of students, and their details.

The menu at the top of the graphical user interface has 3 sections, namely: "Home", "Login Student" and "Student registration".

2.1.2. The list of students

After registration, a new student can connect to applications using the button logging students. The menu that appears is

comprised of 4 sections: "Home", "Student Page", "Marks" and "Logout".

Using the "Student Page" of the top menu it be will opened a page in which the new student added in the database announced that he has no project allocated.

Using the "Marks" from the top menu will open a page in which the new student added in the database is announced that it he has no marks granted any notes on topics of practical laboratory.

2.1.3. Viewing the details of a student

Clicking on the link "Student Page" of the table students, it will be opened a page containing all details relating to the student.

In the case of a student to whom the application manager assigned a project task and possibly gave marks to certain laboratory work, in the student page will appear the following information:

- The name of the project;
- The description of the student's project theme
- The marks granted to certain (or all) practical laboratory.

The student may upload the project theme allocated by a professor (assistant) anytime he wants.

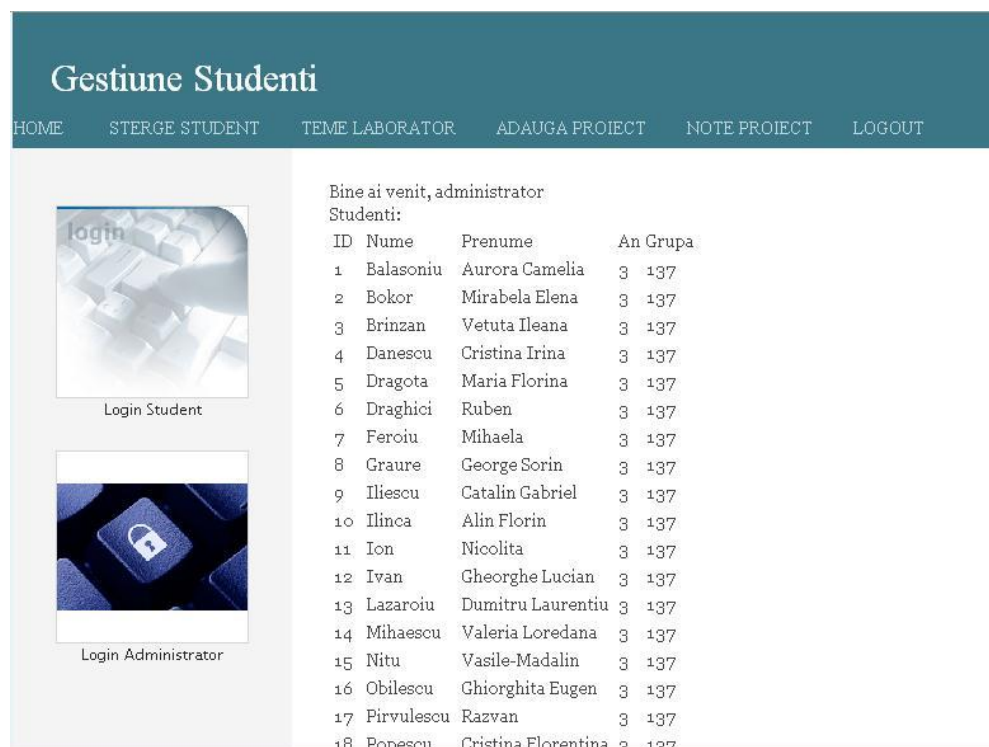
2.2. The administration

The administrator of this site has access to the module by admin authentication password-based set of application.

Through a management interface the professor (assistant) can control the records of students).

You can set:

- Add, change or delete projects
- Scoring a theme
- Evaluating a project
- You can remove students from the database (in case they graduated IV year or V year).



The menu that appears it's consist of 6 sections: "Home", "Remove Student", "Theme Laboratory", "Add Project", "Project Notes" and "Logout". Clicking on the button "Delete Student" it will appear the list of all students from the database, at that time, and they have on right side an erase marker "x", which is used to delete students from the database.

Clicking on the button "Laboratory Theme", it will appear the list of all students from the database, at that time.

For each selected student may be given a mark for a laboratory practice theme paper. The number of laboratory themes is established by the administrator.

Clicking on the button "Add Project" they can be run two activities related to the evidence of students allocated to projects namely:

- Adding a new project;
- Allocating an existing project of a student.

1. The adding of a new project can be done in the first part of the page. You can add the name of the project (which should be different from the names of existing projects) and details of the requirements that need to be accomplished by the project in teacher's (assistant's) vision, who established the theme of the project.

2. Assigning a theme project to a student can be done in the second part of the same page. It may be choose the name of

the student who has no project assigned at that time and the name of the project. Both information (student name and the project name) are selected from two unrolled lists.

As an observation, we thought that a student who has received a draft not to appear anymore in the unroll list of all students, to avoid the situation in which a student receives two or more project names.

Also, the names of the projects that have already been allocated to students, disappear from the appropriate unroll list, to avoid the situation where a draft of the same name to be assigned to two or more students.

Clicking on the button "Project Marks" a mark can be give to a student who uploaded earlier the project theme allocated.

The professor (assistant) has the opportunity to download the *.zip archive file which contain the solution proposed by each student to the project which was allocated and then to give you the considered mark.

3. Programmer's guide

The application "on-line registration system for university students" has been implemented by PHP technology, which allows a systematic development of an application with databases. As we used Application Server Apache, the

database is MySQL, environment and development has been used Macromedia Dreamweaver 8.0.

The application is a solution to keep the record of students who participate to a laboratory.

3.1. Database

In the database we keep all the interfering elements in our application and types of connections between them. So, we

proiecte

Table comments: denumirile temelor de proiecte

Field	Type	Null	Default	Links to	Comments	MIME
proiect_id	int(8)	No				
nume	varchar(100)	No				
descriere	text	No				

situatie_note

Table comments: situatia notelor primite la temele de laborator

Field	Type	Null	Default	Links to	Comments	MIME
sn_id	int(8)	No				
student_id	int(8)	No		student -> student_id		
tema_id	int(4)	No				
nota	float	No				

situatie_proiect

Table comments: situatia notelor obtinute la proiect

Field	Type	Null	Default	Links to	Comments	MIME
sn_id	int(8)	No				
student_id	int(8)	No		student -> student_id		
proiect_id	int(8)	No		proiecte -> proiect_id		
nota	float	No				
comentariu	text	No				
tema	varchar(50)	No				

student

Table comments: informatiile despre studentii dintr-o grupa

Field	Type	Null	Default	Links to	Comments	MIME
student_id	int(8)	No				
username	varchar(20)	No				
parola	varchar(35)	No				
email	varchar(50)	No				
nume	varchar(30)	No				
prenume	varchar(30)	No				
grupa	varchar(10)	No				

1. The table "students" contains items that students define a student enrolled at the site, namely: name, password, email and the group.

2. The table "situatie_note" contains records with the fields: situatie_note, sn_id, student_id, and tema_id. This table is the association between a student, a sent theme and the mark received by the student. student_id must exist in table students.

3. The table "situatie_proiect" is similar, making the connection between a student and chosen project.

4. The table "proiecte" contains records representing projects. The projects are characterized by the following fields: proiect_id, title, description.

created the 4 necessary tables. The tables of the database were created using PhpMyAdmin.

In the next picture are presented the next four tables that make up the database required, as well as connections between them.

REFERENCES

- Barry, D.K. 1996. The Object database handbook. How to select, implement, and use object-oriented databases. John Wiley and Sons. USA.
- Larry Ullman, Php and MySQL for web sites: visual quickpro guide, 2nd edition, Pearson Educational, 2005
- PHP: <http://www.php.net/docs.php>
- <http://www.zend.com>
- <http://www.phpbuilder.com>
- Apache: <http://www.apache.org/>
- MySQL: <http://www.mysql.com/>
- www.phpmyadmin.net
- www.sqlcourse.com
- www.sqlcourse2.com
- www.w3schools.com
- Macromedia Dreamweaver:
- <http://www.teacherclick.com/dreamweaver8/index.htm>

РЕКУЛТИВАЦИЯ НА ОТПАДЪКОХРАНИЛИЩА

Мартин Банов¹, Николай Динев¹, Любен Тотев²

¹ *Институт по почвознание „Никола Пушкиров“, София*

² *Минно-геоложки Университет „Св. Иван Рилски“, София*

РЕЗЮМЕ. Изследвана е територията на отпадъкохранилище /утаителни полета/ за сатурачна вар получена при очистване на захарни сиропи. Извършена е характеристика на материала като отпаден продукт. Изготвено е становище за потенциалната или реална опасност за околната среда. Разработена е технология за закриване чрез рекултивация на полетата.

RECUITIVATION OF WASTE DEPOSITORIES

Martin Banov¹, Nikolai Dinev¹, Luben Totev²

¹ *Institute of pedology "Nikola Pushkarov" - Sofia*

² *University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski"*

ABSTRACT. The territory of a waste depository /sedimentary fields/ for saturated lime, obtained during purifying of sugar syrup has been investigated. A characterization of the material as a waste product has been made. A conclusion concerning the potential or real danger for the environment has been drawn up. A technology for its liquidation by means of recultivation of the fields has been developed.

УВОД

Преработвателната промишленост е свързана с отделянето на редица отпадъчни вещества, които като правило се складираат /депонират/ в отпадъкохранилища. Тяхното последващо използване изисква провеждането на рекултивационни /ремедиационни/ мероприятия, които премахват опасността от негативно влияние върху компонентите на околната среда и водят до цялостно възстановяване на ландшафта в района на депата.

МАТЕРИАЛ И МЕТОДИ

Изследвани са депа за съхранение на сатурачна вар, която се получава като отпадък при очистването на захарни сиропи. Захарният сироп се обработва с калциева основа, като процеса се нарича дефекация, след което този разтвор се обработва с CO₂, при което варното мляко се карбонизира и достига до калциев карбонат. Тази фина утайка се отделя, разрежда с вода и се транспортира в утаителни /сатурачни/ полета.

Сатурачните полета са разположени в непосредствена близост до предприятието за производство на захар /„Захарни заводи“ АД/, местност „Калтинска мера“, в землището на гр.Горна Оряховица, на площ от 130 dka, разпределна както следва:

- Сатурачно поле I – спряно от експлоатация – 65 dka;
- Сатурачно поле II – действащо – 65 dka.

Кратка климатична характеристика

Според географското си разположение територията на обекта попада в Европейско-континенталната област, Умерено-континенталната подобласт.

Фактически територията на проучвания обект спада към средния климатичен район на Дунавската хълмиста равнина, характеризиращ се с ясно изразен континентален характер – студена зима и горещо лято.

Топлото време започва от месец май и продължава до края на месец октомври – около 180 дни. Най-високите месечни температури са през месеците юли и август.

През зимата средната месечна температура се движи от 0,3 °C до -1,9 °C. Най-студените зимни месеци са януари и февруари, през които средната месечна температура е под 0 °C. При недостатъчно дебела снежна покривка през зимата не е изключено измръзване на зимните посеви.

При отглеждане на култури с дълъг вегетационен период, трябва да се вземат под внимание отрицателно действащите климатични фактори – сланите и студовите през зимата, с оглед да бъде намалено до възможния минимум тяхното отрицателно влияние.

Разпределението на валежите през годината оказва решително влияние върху развитието и добивите на земеделските култури.

Средната годишна сума на валежите за района на обекта е 577 mm. Първият валежен максимум обхваща

периода от месец април до месец юли, а вторият – месеците октомври и ноември.

Най-ниски са валежите през зимата – от месец януари до месец март. Ниска е месечната сума на валежите и през месец септември. Годишният им ход се характеризира с подчертан пролетно-летен максимум. Установява се и втори максимум през месеците май и юни.

Състояние на почвената покривка в района на обекта

В резултат от полското и аналитично изследване е изготвена подробна физико-химична и морфологична характеристика на почвената покривка в непосредствена близост до сатурачните полета. Установено е, че тя е представена от алувиално (делувиално) ливадни почви, слабо и средно мощни. Тези почви се отличават със следните морфологични и физико-химични характеристики, разгледани по-долу.

Разпространени са върху заливната и надзаливната тераса на р. Янтра като делувиално-ливадните заемат дънните части на по-широките долини.

Почвообразуващи материали, са алувиалните и делувиални наноси, с различен произход и характеристики.

Тези почви имат разтегнат хумусен хоризонт, достигащ до 90 – 100 cm. Общата мощност на профила е 120 - 130 cm.

Механичният състав в повърхностните хоризонти е леко пясъкливо-глинест.

Под тях следват по-леки по механичен състав, пясъкливо-глинести хоризонти. По цялата дълбочина на профила преобладава фракцията на дребния пясък (размер на частиците от 0,25 до 0,05 mm), следвана от фракцията на едрия прах (размер на частиците от 0,05 до 0,01 mm). Тези фракции благоприятстват добрата динамика на водния и въздушен режим в почвите, но влияят слабо върху структурните им свойства.

Почвите са слабо хумусни и съдържанието на органично вещество плавно намалява в дълбочина. Запасеността им с общ азот е слаба, а с общ фосфор – средна. Карбонати се установяват от повърхността. Почвената реакция е алкална.

РЕЗУЛТАТИ И ОБСЪЖДАНЕ

С оглед установяване на възможните технологични решения за ландшафтно оформяне и рекултивация на сатурачните полета са взети проби от отпадните

материали (сатурачна вар). Пробонабирането е извършено с почвоведска сонда от група от Институт по почвознание „Н.Пушкаргов“ по приети в системата за мониторинг на почвата методи - съставяне на средна проба от 9 бода за всяка от посочените дълбочини: 0 - 30 cm, 30 - 60 cm и 60 - 90 cm. Бяха събрани общо 11 бр. проби – 2 бр. от действащото сатурачно поле и 9 бр. проби от спряното от експлоатация поле. Опробването на дълбочина до 90 cm дава възможност за оценка на сатурачната вар в целия профил. Пробите бяха подложени на изсушаване, съхранение и подготвени за анализ съгласно ISO стандартите.

За проучване на потенциалната или реална опасност от наличие на опасни вещества в сатурачната вар бяха използвани изискванията на Наредба № 8 за условията и изискванията за изграждане и експлоатация на депа и други съоръжения и инсталации за оползотворяване и обезвреждане на отпадъци, обн. ДВ, бр. 83 от 24 септември 2004 година.

Получените аналитични резултати /таблицы №№ 1, 2 и 3/ показват изравненост на пробите от сатурачните полета както в хоризонтална, така и във вертикална посока. Свежо получената сатурачна вар има алкална реакция на средата – $pH = 12,5$. Физико-химичните характеристики на материала са сходни с установените във варовите материали, което показва, че този продукт се променя незначително в процеса на производство. Отсъствието на примеси, съдържащи тежки метали и металоиди - As, Ba, Cd, Cr, Cu, Hg, Mo, Ni, Pb, Sb, Se и Zn, както и ниското съдържание на хлориди, флуориди, сулфати, респективно общо разтворими твърди вещества позволяват този продукт да се класифицира като зърнест не опасен отпадък, съгласно указанията в Наредба № 8, която регламентира условията и изискванията за оползотворяване и обезвреждане на отпадъците.

Престояването на този материал в изсушителните полета не променя свойствата му, с изключение на pH и съдържанието на влага. Реакцията на средата силно намалява, но остава в алкалния интервал. Установяването на pH в един интервал от много близки стойности, както в хоризонтална, така и във вертикална посока на тези полета предполага, че процесите на химична трансформация на материала, предизвикана от активизираните окислителни процеси в периода на сушене са приключили.

Микробиологичната активност е много ниска, особено в свежата сатурачна вар. В процеса на престояване и най-вече на обработване на полетата нараства броя и групите на микробиологичните съобщества.

Физико-химични характеристики на материал от сатурачни полета на "Захарни заводи" АД, гр. Горна Оряховица
Таблица № 1

№	Описание на пробата	Дълбочина на пробата см	pH във вода	Неутрализираща способност	
				мекв/100 g	g/1 мекв
1	Свежа сатурачна вар	0-30	11.8	3150	0.032
2	Свежа сатурачна вар	0-30	12.4	3200	0.031
3	Сатурачно поле, спряно от експлоатация	0-30	8.95	3010	0.033
4	Сатурачно поле, спряно от експлоатация	30-60	8.82	2900	0.034
5	Сатурачно поле, спряно от експлоатация	60-90	8.80	2900	0.034
6	Сатурачно поле, спряно от експлоатация	0-30	8.80	2480	0.040
7	Сатурачно поле, спряно от експлоатация	30-60	8.80	2500	0.040
8	Сатурачно поле, спряно от експлоатация	60-90	8.60	2450	0.030
9	Сатурачно поле, спряно от експлоатация	0-30	8.70	3050	0.033
10	Сатурачно поле, спряно от експлоатация	30-60	8.77	3050	0.033
11	Сатурачно поле, спряно от експлоатация	60-90	8.74	3020	0.033

Химични характеристики на материал от сатурачни полета на "Захарни заводи" АД, гр. Горна Оряховица
Таблица № 2

№ проба	Дълбочина на пробата см	pH (KCl)	NH ₄ -N	NO ₃ -N	P ₂ O ₅	K ₂ O	C %
			mg/kg		mg/100 g		
1	0-30	12.3	6.3	2.0	6.5	4.2	1.82
2	0-30	12.5	8.0	2.0	7.1	4.2	1.82
3	0-30	8.1	6.3	2.0	48.1	4.2	1.80
4	30-60	8.1	5.0	2.0	112.8	1.2	1.88
5	60-90	8.0	5.7	5.7	167.7	1.2	1.84
6	0-30	8.0	6.3	66.3	108.6	4.2	2.30
7	30-60	8.0	5.3	13.3	133.9	5.2	2.13
8	60-90	8.0	5.0	19.3	163.4	1.2	1.80
9	0-30	8.0	8.0	2.7	133.3	1.2	2.12
10	30-60	8.1	9.0	3.0	132.0	4.2	2.10
11	60-90	8.0	6.3	2.7	132.6	1.2	2.02

Микробиологични характеристики на материал от сатурачни полета на "Захарни заводи" АД, гр. Горна Оряховица

Таблица № 3

№ проба	Описание на пробата	Хетеротрофни	Актиномицети	Гъби	Целулозо-разлагащи	Азот фиксиращи
1	1+2 0-30 cm	1x10 ⁴	0	7	200	0
2	3+6+9 0-30 cm	3,95x10 ⁶	0,41x10 ⁶	0	85	125
3	4+7+10 30-60 cm	2,07x10 ⁶	0,05x10 ⁵	0	0	0
4	5+8+11 60-90 cm	1,84x10 ⁶	0,24x10 ⁵	0	40	100

Характеристика на материалите (субстратите) за рекултивация

Изборът на варианти за рекултивация /ремедиация/ на сатурачните полета, до голяма степен се определя от наличието в близост до обекта на подходящи по физико-химични свойства материали, които да бъдат използвани при провеждането на техническата рекултивация. По повод намирането на такива субстрати беше извършено опробване и аналитично замерване на три вида материали – пепелина от ТЕЦ, отпадни материали, получени при

измиването на захарно цвекло и глинестите кариерни материали. И трите типа изследвани материали са разположени в непосредствена близост до сатурачните полета.

Пробите са анализирани по отношение на редица показатели, като получените аналитични резултати са представени в таблици № 4 и № 5.

Получените аналитични резултатиПроведените изпитвания показват, че пелината от ТЕЦ съдържа тежки метали под пределно допустимите концентрации /ПДК/, определени съгласно изискванията на Наредба № 3 за норми относно допустимото съдържание на вредни вещества в почвата.

Пробите от пепелина бяха анализирани и гама-спектрометрично за съдържание на гама-емитиращи естествени и техногенни радионуклиди, като при измерването е използван гама спектрометричен тракт CANBERRA.

Пълният неструктивен гама-спектрометричен анализ бе проведен по разработена и валидирана в Лабораторията по радиоокология и радиоизотопни изследвания методика, предназначена за нискофоново определяне на естествени и техногенни гама-емитери в селскостопански обекти. Методът е предназначен за нискофоново определяне на естествени и техногенни гама-емитери в проби от околната среда – почви, води, утайки, растителни проби и др.

В изследваните проби беше определено съдържанието на следните естествени радионуклиди: уран-235, уран 238, калий-40, актиний-228, бисмут-214 и олово-214. Определено е и съдържанието на цезий-137, който е техногенен радиоизотоп.

От получените резултати става ясно, че не се регистрират отклонения от фоновите съдържания на естествени и техногенни гама-емитиращи радионуклиди в представените проби от пепелина.

Не се установява наличие на значими количества хранителни елементи за растенията – азот, фосфор и калий.

Отпадните материали, получени при измиването на захарното цвекло притежават характеристики близки до хумусния хоризонт на почвите от района на обекта, но количеството им е недостатъчно за покриване на цялата нарушена площ. Независимо от това, тяхното използване в процеса на техническа и биологична рекултивация на сатурачните полета е напълно възможно и ще позволи намаляване на транспортните разходи за доставка на хумусни материали от по-големи разстояния.

Глинестите кариерни материали се отличават със съдържание на физична глина от порядъка на 45,0% – 55,0%, което ги класифицира като леко до средно пясъкливо-глинести. Не съдържат токсични количества тежки метали. Слабо запасени са с азот и фосфор и средно запасени с калий. Използването им като субстрат /комбинация от геологични и отпадни материали/ при техническото изграждане на рекултивирани терени ще доведе до преодоляване на възникналите нарушения на почвите на територията на сатурачните полета и възстановяване на ландшафта на територията на обекта.

Физико-химични характеристики на материали за рекултивация от района на "Захарни заводи" АД, гр. Горна Оряховица

Таблица № 4

№ проба	Описание на пробата	pH във вода	Неутрализираща способност	
			мекв/100 g	g/1 мекв
1	Материали /утайка/ от измиване на захарно цвекло	8.52	300	0.033
2	Пепелина от ТЕЦ	8.67	70	0.143
3	Пепелина от ТЕЦ	8.60	70	0.143
4	Гинестите кариерни материали	8.90	1100	0.091

Химични характеристики на материали за рекултивация от района на "Захарни заводи" АД, гр. Горна Оряховица

Таблица № 5

№ проба	N %	P ₂ O ₅	K ₂ O	pH (H ₂ O)	C %
		mg/100 g			
1	16.7	41.4	21.0	7.5	1.97
2	0.60	26.0	21.0	7.3	15.38
3	0.40	34.0	29.0	7.6	18.63
4	0.90	15.3	19.5	6.9	0.61

ИЗВОДИ И ПРЕПОРЪКИ

Предварителните изследвания на геологичните и отпадни материали от територията на обекта и в непосредствена близост, позволиха да се разработи технологична схема за рекултивация на сатурачните полета, съгласно изискванията на Наредба №26 за

рекултивация на нарушени терени, подобряване на слабопродуктивни земи, отнемане и оползотворяване на хумусния пласт и Наредба № 8 от 24.08.2004 г. за условията и изискванията за изграждане и експлоатация на депа и други съоръжения и инсталации за оползотворяване и обезвреждане на отпадъци, обн. ДВ, бр. 83/24.09.2004 г.

На базата на конкретните климатични условия в района на обекта, посочените изисквания и проведените аналитични измервания на различните геологични материали и субстрати е предложен следния метод за техническа и биологична рекултивация на сатурачните полета на "Захарни заводи" АД, гр. Горна Оряховица:

1. Изграждане на екран от геологични кариерни материали върху повърхността на сатурачните полета. Мощност на слоя – 100 cm.

2. Разстилане на слой от хумусен материал /отпадни материали, получени при измиването на захарно цвекло/ върху вече нанесените геологични материали. Мощност на слоя – 40 см. По този начин ще се осигури необходимата среда за развитие на кореновата система на тревните видове, които ще се използват по време на биологичния етап на рекултивация.

3. Затревяването ще се извърши чрез засяване на тревни смеси. При избора на състава на тревните видове са взети предвид специфичните почвено-климатични и температурни условия в района на обекта, надморската височина, вида на терена и др. Дава се превес на нискорастящи дълготрайни треви, които създават здрав и устойчив тревостой. Подборът на видовете за тревни смеси е съобразен с агресивността и конкурентно-способността на отделните видове според групите, в които попадат:

- I група – видове с висока конкурентна способност;
- II група – видове със средна конкурентна способност;
- III група – видове, които се подтискат от видовете от I и II група;

Съобразно гореизложеното в състава на тревните смеси са включени следните тревни видове: звездан, червена власатка и червена детелина.

ЛИТЕРАТУРА

1. "Основни норми за радиационна защита" (ОНРЗ-2000) на КИАЕМЦ, утвърдени с Постановление № 5 на МС на Република България от 10.01.2001 г., обн. ДВ, бр. 5 от 2001 г.

2. Наредба № 1/15.11.1999 г. на КИАЕМЦ, МОСВ и МЗ за норми за целите на радиационната защита и безопасност при ликвидиране на последствията от урановата промишленост в Република България, обнародван в ДВ бр.101/1999 г.
3. Наредба №26 за рекултивация на нарушени терени, подобряване на слабопродуктивни земи, отнемане и оползотворяване на хумусния пласт, ДВ бр. 89/1996 г.
4. Наредба № 3 за норми относно допустимото съдържание на вредни вещества в почвата, ДВ, бр.36, 1979 г. и бр.5, 1996 г..
5. Наредба за допълнение на Наредба №3 за норми относно допустимото съдържание на вредни вещества в почвата, ДВ, бр.54, 1997 г.
6. "Инструкция за определяне на вида и степента на замърсяването на земеделските земи по землища и режима на тяхното използване" – приложение №2 към чл.6, ал.1 и ал.2, МЗ, 1994 г.
7. Наредба № 8 от 24.08.2004 г. за условията и изискванията за изграждане и експлоатация на депа и други съоръжения и инсталации за оползотворяване и обезвреждане на отпадъци, обн. ДВ, бр. 83/24.09.2004 г
8. Почвена карта на България в М 1:400 000, София, 1968
9. Аринушкина, Е.В. - Руководство по химическому анализу почв, М., 1970
10. Качинский, Н.А. - Механический и микроагрегатный состав почвы, методы его изучения, М., 1958
11. Пономарьова, В.В., Т. А. Плотникова - Методические указания по определению содержания и состава гумуса в почвах (минеральных и торфяных), Ленинград, 1975
12. Урумова А. - Метод за разлагане на пробите при определяне на общ азот и общ фосфор в почвата, сп. Почвознание и агрохимия, кн.5, 1974

Препоръчана за публикуване от
катедра „Подземно строителство“, МТФ

ИЗПОЛЗВАНЕ НА ОТПАДНИ МАТЕРИАЛИ ЗА РЕКУЛТИВАЦИЯ НА ЗЕМИ

Мартин Банов¹, Светла Маринова¹, Любен Тотев²

¹ *Институт по почвознание „Никола Пушкиarov“, София*

² *Минно-геоложки университет „Св. Иван Рилски“, София*

РЕЗЮМЕ. Изследвани са възможностите за използването на отпадни продукти /утайки от пречиствателните станции за отпадъчни води/, преработени по метода "Oxalor" за рекултивация /подобряване плодородието/ на слабо продуктивни почви на територията на РБългария.

На базата на лабораторни изследвания и вегетационни експерименти е установено, че изпитваните материали се характеризират със сравнително високо съдържание на органично вещество, алкална реакция на средата и относително добре балансирани количества на азот и фосфор. Съдържанието на водоразтворимите соли е в границата на средното засоляване. Съдържанието на тежки метали е под пределно допустимите концентрации /ПДК/.

Установен е оптималния ефект от третирането на почвите с преработените по метода "Oxalor" отпадни продукти, което се изразява в повишаване продуктивността на почвите, оптимизиране реакцията на средата /pH във вода/, нормално развитие на тест-културата (люцерна) и др.

USING BY-PRODUCTS IN RECULTIVATING SOILS

Martin Banov¹, Svetla Marinova¹, Luben Totev²

¹ *Institute of pedology "Nikola Pushkarov" - Sofia*

² *University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski" - Sofia*

ABSTRACT. The possibilities for using by-products /sediments from purgation stations for waste water/ have been investigated. The "Oxalor" method for recultivation /improving the fertility/ of poor soils in Bulgaria has been used for their processing.

On the basis of laboratory and vegetation experiments it was determined that the examined materials had comparatively high contents of organic matter, alkaline reaction upon the environment and relatively well balanced quantities of nitrogen and phosphorus. The content of water soluble salts is within the borders of the average saltiness. The content of heavy metals is below the utmost admissible concentrations /ПДКУ/.

The optimum effect of treating soils with the recycled waste materials, using the "Oxalor" method, has been determined. The result was increasing the productivity of soils, optimizing the reaction upon the environment /pH in water/ and normal growth of the test-culture /lucerne/

УВОД

Във връзка с новите изисквания към земеделието и намаляващото количество на органични торове през последните години все по-активно се търсят нови източници за повишаване на почвеното плодородие. Използуваните минерални торове са скъпи и не могат да възстановят нарушения баланс на органично вещество в българските почви. Това налага да се търсят допълнителни органични резерви.

МАТЕРИАЛ И МЕТОДИ

Изследвани са преработени по метода "Oxalor" отпадни материали /утайки от пречиствателните станции за отпадъчни води/.

За анализ и оценка на материалите са използвани предоставени партиди, с които е изведен вегетационния опит. От тях са формирани представителни средни проби, които са анализирани за основните химични и санитарно-микробиологични показатели. Анализите са извършени в акредитирани лаборатории, като са използвани стандартизирани и валидирани вътрешно-лабораторни методи на изпитване.

Вегетационния опит е изведен върху два почвени типа – канелена горска почва от района на с. Поибрене и

псевдоподзолиста оглеена горска почва от района на гр. Нови Хан. Тези почвени типа са много подходящи за провеждане на настоящето изследване по няколко причини:

1. Почвите са слабо продуктивни и се нуждаят от мелиоративни мероприятия за повишаване на тяхното плодородие
2. Характеризират се с неблагоприятни химични свойства, определени от нарушения киселинно-основен баланс и последващо кисляване на средата, което също трябва да се коригира и поддържа
3. Почвите са едни от широко разпространените в България

Опитът е заложен в съдове от 1 кг /поради ограниченото количество на предоставените ни образци/ в 3 повторения.

Отгледана е тест-култура - люцерна. На определен етап от развитието на люцерната /фаза бутонизация / на едното повторение е прибавен минерален тор в норма N₂₀₀P₂₀₀K₂₅₀.

Изпитани са следните варианти /Таблица № 1/:

През периода на вегетацията е поддържана постоянна почвена влажност и са провеждани биометрични измервания.

При прибиране на първия откос е отчетен добива от зелена маса. Растителната продукция и почвените субстрати са анализирани по отношение на:

- обменен натрий – ацетатен метод на Бауер;
- сорбционен капацитет – метод на Ганев и Арсова;
- рН – потенциометрично в суспензия почва : вода = 1 : 2,5;
- хумус – метод на Тюрин;
- общ азот – метод на Келдал;
- общ фосфор и калий – разлагане с перхлорна киселина;
- механичен състав – по пипетния метод на Качински;

- общо съдържание на микроелементи (тежки метали) – атомно-адсорбционен метод;
- електропроводимост – кондуктометрично във воден извлек при съотношение почва : вода = 1 : 5
- водоразтворими соли - определени във воден извлек при съотношение почва : вода = 1 : 5 по следните методи:

- алкалност от разтворими карбонати и бикарбонати – ацидиметрично;
- хлориди – метод на Мор;
- сулфати – класически тегловен метод;
- калций и магнезий – комплексометрично;
- калий и натрий – пламъчно-фотометрично.

Таблица № 1.

Схема на вегетационния опит

№ по ред	Вариант 1	№ по ред	Вариант 2
	Канелена горска почва		Псевдоподзолиста горска почва
1	Контрола - чиста почва	7	Контрола - чиста почва
2	Почва + 1 % от отпадните материали	8	Почва + 1 % от отпадните материали
3	Почва + 3 % от отпадните материали	9	Почва + 3 % от първи образец
4	Почва + 5 % от отпадните материали	10	Почва + 5 % от отпадните материали
5	Почва + 7 % от отпадните материали	11	Почва + 7 % от отпадните материали
6	Почва + 9 % от отпадните материали	12	Почва + 9 % от отпадните материали

РЕЗУЛТАТИ И ОБСЪЖДАНЕ

На таблица № 2 са представени резултатите от химичната характеристика на отпадни продукти /утайки от пречиствателните станции за отпадъчни води/, преработени по метода "Oxalor".

От данните се вижда, че съдържанието на органичен въглерод е относително високо, което влияе положително върху съдържанието на азот. Поради обработката на материалите с вар се наблюдава високо съдържание на калциев окис. Реакцията на средата е силно алкална – 12,43. Съдържанието на амониев азот е по-високо в сравнение с нитратния, което говори за незавършен процес на минерализация на органично вещество.

Съдържанието на водоразтворимите соли е в граници на средното засоляване, според Инструкция № РД-00-11/13.07.1995 г. на МЗГ. Това означава, че при използване на този продукт в земеделието също трябва да се следи изменението на солите в почвата.

Съдържанието на тежки метали е под ПДК.

Изследването /таблица № 3/ на основните санитарно-микробиологични показатели: Salmonella, E. coli, Cl. Perfringens, Ентерококи и Колиформи показва, че количеството им е в допустимите граници.

Таблица № 2. Химична характеристика на отпадни продукти /утайки от пречиствателните станции за отпадъчни води/, преработени по метода "Oxalor"

Показатели	Мерна единица	Стойност
Сухо вещество	(%)	59.8
Органичен въглерод	(%)	20.2
Съотношение C:N	-	24
Общ азот	(%)	0.84
Амонячен азот	(%)	0.042
Общ фосфор	(% P ₂ O ₅)	0.91
Общ калий	(% K ₂ O)	0.22
Общ калций	(% CaO)	30.5
Общ магнезий	(% MgO)	2.88
Cd	(mg/kg)	0.33
Pb	(mg/kg)	63.5
Cu	(mg/kg)	79.6
Zn	(mg/kg)	316.2
As	(mg/kg)	4.52
Hg	(mg/kg)	0.239
pH	pH	12.43
Електропроводимост	mS/cm	9.73
Водоразтворими нитрати	(mg/kg)	110.0
Водоразт. амониєви соли	(mg/kg)	252.0
Водоразтворим фосфор	(mg/kg)	Не се установява
Водоразтворим калий	(mg/kg)	1 170.0
Водоразтворим калций	(mg/kg)	15 540.0
Водоразтворим магнезий	(mg/kg)	Не се установява
Водоразтворим хлор	(mg/kg)	420.0
Водоразтворим натрий	(mg/kg)	920.0
Водоразт. карбонати	(mg/kg)	34 800.0

Таблица 3.

Съдържание на патогенни микроорганизми в отпадни продукти /утайки от пречиствателните станции за отпадъчни води/, преработени по метода "Oxalor"

Показатели	Единица мярка	Стойност	Допустими стойности
Salmonella sp.	Наличие в 20 g	Не се изолира	Не се допуска
Колиформи	Титър в 1 g	Над 1	-
E. coli	Титър в 1 g	Над 1	Над 1 g
Ентерококи	Титър в 1 g	Над 1	-
Cl.perfringens	Титър в 1 g	Над 1	Над 1 g

Използваните за извеждане на вегетационния експеримент почвени материали се отличават с напреднал стадий на киселяване, което обхваща и част от силнокиселинните позиции на почвения адсорбент, т.е., свободните водородни катиони заемат част от адсорбционните позиции. Степента на наситеност с бази е по-ниска от величината на силнокиселинния йонообменител, което предполага, че възниква термодинамична нестабилност на колоидните структури. Това благоприятства развитието на деградационни процеси и влошава режима на хранене на отглежданите растения.

Проведените периодични наблюдения върху развитието на люцерната във вегетационни условия показват, че в началния период тя се развива с по-бавен темп, което е

напълно нормално с оглед по-слабото вкореняване през есено-зимния период и по-трудното презимуване.

Във фаза бутонизация е извършено допълнително торене с минерален тор на едно от повторенията. Това допълнително третиране оказва благоприятен ефект върху развитието на растенията, макар и в по-бавен темп, резултат от неблагоприятните физико-химични характеристики на използваните почвени материали.

В началния етап на развитието на тест-културата не се наблюдават съществени различия в отделните варианти, в сравнение с контролния. Очевидно растенията се развиват при стресови условия, породени от недостига на хранителни елементи. С напредване на вегетацията тези симптоми постепенно отшумяват и растенията придобиват добър хабитус.

Установява се повишаване продуктивността на сформираните субстрати във вариантите с канелена горска почва /таблица № 4/, докато в някои варианти с псевдоподзолиста почва /таблица № 5/ се наблюдава подтискащо влияние. Това показва, че все още почвените условия контролират както развитието на растенията, така и процесите на трансформация на внесените продукти.

Наблюдава се ясно изразено повишаване на добивите в третираните с продукта варианти, включително и в неторените повторения, което е показателно за положителния ефект от приложената мелиорация.

Таблица № 4.

Добиви от люцерна, получени при извеждане на вегетационен опит с канелена горска почва

Варианти на опита	Сухо тегло (g)	Сухо тегло (g)
	Торени доп.	Неторени
1. Почва + 1 % от отпадните материали	1,20	0.75
2. Почва + 3 % от отпадните материали	1,00	0.55
3. Почва + 5 % от отпадните материали	0,70	0.80
4. Почва + 7 % от отпадните материали	1,10	0.60
5. Почва + 9 % от отпадните материали	0,80	0.70

Таблица № 5.

Добиви от люцерна, получени при извеждане на вегетационен опит с псевдоподзолиста горска почва

Варианти на опита	Сухо тегло (g)	Сухо тегло (g)
	Торени доп.	Неторени
1. Почва + 1 % от отпадните материали	2,40	1.20
2. Почва + 3 % от отпадните материали	0,50	0.25
3. Почва + 5 % от отпадните материали	0,80	0.30
4. Почва + 7 % от отпадните материали	0.80	0.80
5. Почва + 9 % от отпадните материали	0.85	0,70

Получените относително ниски добиви, както вече отбелязахме, са свързани с химичните характеристики на използваните почвени субстрати и слабата им запасеност с основни хранителни елементи.

Установява се ясно забележимо повишаване в стойностите на реакцията на средата (pH във вода), което е резултат от използването на продукта. Повишаване на pH до оптималния за развитието на растенията интервал се наблюдава при прилагане на малки концентрации /от 1% до 3%/ от изпитваните материали. Това количество обаче не е достатъчно, за да промени съществено адсорбцията на базичните елементи и да предотврати повторното киселяване на средата – степента на наситеност (V) с бази остава под 94%. По-високите норми на образците – над 3% за канелената горска почва и над 5% за псевдоподзолистата променят коренно химичната обстановка в почвените субстрати и осигуряват траен неутрализиращ ефект.

Таблица № 6.

Общо съдържание на основни хранителни елементи (%) в почвите

Варианти на опита	Хумус	Азот	Фосфор	Калий
Канелени горски почви				
1. Контрола - чиста почва	0.99	0.05	0.06	0.09
2. Почва + 1 % от отпадните материали	1.16	0.06	0.06	0.09
3. Почва + 3 % от отпадните материали	1.33	0.08	0.08	0.11
4. Почва + 5 % от отпадните материали	1.62	0.08	0.07	0.11
5. Почва + 7 % от отпадните материали	1.79	0.09	0.08	0.11
6. Почва + 9 % от отпадните материали	2.02	0.07	0.03	0.02
Псевдоподзолиста оглеена горска почва				
7. Контрола - чиста почва	1.69	0.09	0.05	0.04
8. Почва + 1 % от отпадните материали	1.92	0.11	0.05	0.03
9. Почва + 3 % от отпадните материали	2.49	0.12	0.06	0.03
10. Почва + 5 % от отпадните материали	2.39	0.12	0.05	0.03
11. Почва + 7 % от отпадните материали	2.19	0.12	0.06	0.03
12. Почва + 9 % от отпадните материали	2.09	0.12	0.06	0.03

Таблица № 7.

Съдържание на усвоими азот, фосфор и калий в почвите

Варианти на опита	Азот (mg/kg)		Фосфор	Калий
	NH ⁴⁺	NO ³⁻	mg/100 g	
Канелени горски почви				
1. Контрола - чиста почва	5.49	1.49	1.9	14.5
2. Почва + 1 % от отпадните материали	4.89	3.02	5.1	6.2
3. Почва + 3 % от отпадните материали	4.49	7.49	8.0	5.2
4. Почва + 5 % от отпадните материали	4.96	13.82	11.5	6.2
5. Почва + 7 % от отпадните материали	7.16	9.16	14.1	4.2
6. Почва + 9 % от отпадните материали	7.49	6.16	19.0	5.2
Псевдоподзолиста оглеена горска почва				
7. Контрола - чиста почва	6.16	0.16	1.6	5.2
8. Почва + 1 % от отпадните материали	9.16	5.16	3.2	4.2
9. Почва + 3 % от отпадните материали	4.83	6.16	6.5	3.2
10. Почва + 5 % от отпадните материали	8.82	11.16	76.8	4.2
11. Почва + 7 % от отпадните материали	7.16	6.49	13.7	3.2
12. Почва + 9 % от отпадните материали	9.82	16.16	14.7	5.2

Таблица № 8.

Съдържание на микроелементи и натрий в почвите

Варианти на опита	Na	Cu	Zn	Pb	Cd
	mg/100g	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg
Канелени горски почви					
1. Контрола - чиста почва	1.94	24.5	60.0	15.3	< 0.50
2. Почва + 1 % от отпадните материали	7.00	24.0	57.5	13.3	< 0.50
3. Почва + 3 % от отпадните материали	11.7	25.3	72.5	15.5	< 0.50
4. Почва + 5 % от отпадните материали	14.5	24.5	72.5	15.3	< 0.50
5. Почва + 7 % от отпадните материали	16.4	23.8	77.5	17.0	< 0.50
6. Почва + 9 % от отпадните материали	1.14	8.25	24.8	29.3	< 0.50
Псевдоподзолиста оглеена горска почва					
7. Контрола - чиста почва	1.30	8.75	21.5	32.5	< 0.50
8. Почва + 1 % от отпадните материали	6.80	11.3	29.0	39.5	< 0.50
9. Почва + 3 % от отпадните материали	10.7	10.5	30.8	36.0	< 0.50
10. Почва + 5 % от отпадните материали	11.7	9.75	35.8	33.8	< 0.50
11. Почва + 7 % от отпадните материали	17.5	11.0	33.0	36.8	< 0.50
12. Почва + 9 % от отпадните материали	17.9	9.6	35.0	39.0	< 0.50

Съдържанието на основните хранителни елементи в почвените субстрати от вариантите на вегетационния опит /таблица № 6 и таблица № 7/ е ниско, както в торените, така и в неторените варианти. Това е резултат от ниското естествено плодородие на почвените материали.

Същевременно съдържанието на органично вещество (хумус) показва тенденция към повишаване с нарастване на съдържанието на изпитваните материали. Изследваните подвижни макроелементи не показват тенденции на изменение в зависимост от нормата на внесените продукти в почвата.

Съдържанието на изследваните тежки метали не превишава пределно допустимите концентрации и не води до негативни последици за развитието на растенията.

ИЗВОДИ И ПРЕПОРЪКИ

Проведеното във вегетационна и лабораторна обстановка изследване и оценка на отпадни продукти /утайки от пречиствателните станции за отпадъчни води/, преработени по метода "Oxalor" позволява да се направят следните по-важни изводи и препоръки.

1. Използваните за извеждане на вегетационния експеримент почви се характеризират със широко разпространение на територията на България, ниска продуктивност, неблагоприятни химични свойства, определени от нарушения киселинно-основен баланс и последващо вкисляване на средата. Това позволява в максимална степен да се изпитат качествата на изследваните материали.

2. Представените за изследване материали се характеризират със сравнително високо съдържание на органично вещество, алкална реакция на средата и относително добре балансирани количества на азот и фосфор. Съдържанието на водоразтворимите соли е в границата на средното засоляване. Съдържанието на тежки метали е под пределно допустимите концентрации /ПДК/.

3. Изведените съгласно стандартната методика на изпитване варианти позволяват да се установи оптималния ефект от третирането на двата типа почви с така обработените продукти. Във вариантите с канелена горска почва се наблюдава повишаване на продуктивността на сформираните субстрати. Същият ефект се получава при част от вариантите с псевдоподзолиста горска почва.

4. Наблюдава се ясно изразена тенденция към повишаване на добивите, включително и в неторените с минерални торове повторения, което е показателно за положителния ефект от приложената мелиорация.

5. Установява се нормализиране на реакцията на средата /рН във вода/, характерно за вариантите със средни количества на внесените материали.

6. Като общо заключение може да се отбележи, че независимо от краткото време на провеждане на експеримента, използването на отпадни продукти /утайки от пречиствателните станции за отпадъчни води/, преработени по метода "Oxalor" е довело до подобряване продуктивността на канелената горска почва и псевдоподзолистата оглеена горска почва и е спомогнало за нормалното развитие на тест-културата (люцерна).

ЛИТЕРАТУРА

1. Агрохимические методы исследования почв, АН на СССР, 1984.
2. Аринушкина Е. В. 1970. Руководство по химическому анализу почв. Изд-во Московского университета.
3. Брашнарова А. 1978. Дисертация ИППД, С.
4. Ганев С., Арсова А. 1980. Методи за определяне на силнокиселинния и слабоекиселинния катионен обмен в почвата. Почвоведение и агрохимия, кн.3, 22-33.
5. Качинский Н. А. 1958. Механический и микроагрегатный состав почвы, методы его изучения. М.
6. Качинский Н. А. 1965. Физика почвы. М.
7. Милчева М., Брашнарова А. 1975. Сравнително изпитване на някои начини за минерализиране на

растителни материали при сериен анализ за определянето на P, K, Ca, Mg, Na, Zn, Mn, Cu, Fe по методите на съвремената спектрофотометрия. Почвоведение и агрохимия, кн. 1.

8. Орлов Д.С., Гришина Л.А. 1981. Практикум по химии гумуса. Москва.

9. Пономарева В. В., Плотникова Т. А. 1975. Методические указания по определению содержания и состава гумуса в почвах, минеральных и торфяных. Ленинград.

10. Тюрин И. В. 1937. Органическое вещество почвы.

11. Analytical methods for atomic absorption spectrophotometry. Uberlingen-Bodensee, Perkin-Elmer, 1972.

12. Hesse P. A. 1971. A textbook of Chemical Soil Analyses. J. Murray, London.

Препоръчана за публикуване от
катедра „Подземно строителство“, МТФ