

## ГОРНАЯ МЕХАНИКА

### И МАШИНОСТРОЕНИЕ

**№** 2 2013

#### Учредитель журнала:

ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством»

#### Редакция:

Главный редактор Щерба Владимир Яковлевич

Технический редактор Барановский Анатолий Леонидович

#### Редакционная коллегия:

Андрейко С.С. – доктор технических наук, проф. Богданович П.Н. – доктор технических наук, проф. Данилов В.А. – доктор технических наук, проф. Журавков М.А. – доктор физ.-техн. наук, проф. Зубов В.П. – доктор технических наук, проф. Кислов Н.В. – доктор технических наук, проф. Петровский Б.И. – доктор технических наук

#### Научно-технический журнал

Издается с декабря 1998 г. Выходит четыре раза в год

Журнал включен в Перечень научных изданий ВАК Республики Беларусь

> Заместитель главного редактора Прушак Виктор Яковлевич

Ответственный секретарь Заяц Ирина Михайловна

Басинюк В.Л. – доктор технических наук Бровка Г.П. – доктор технических наук, доцент Губанов В.А. – доктор технических наук Захаров Ю.Н. – доктор технических наук, проф. Иванов В.П. – доктор технических наук, проф Оника С.Г – доктор технических наук, проф. Струк В.А. – доктор технических наук, проф.



Адрес редакции:

Республика Беларусь, 223710, г. Солигорск, ул. Козлова, 69 Тел.: (+375 174) 26 35 32, (+375 174) 28 21 07, факс: (+375 174) 26 28 37

E-mail: ontiipr@tut.by

### СОДЕРЖАНИЕ

#### ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

			Краснопрошин В.В.,	
Круподеров А.В.,	Луговский А.А. Т	ехнологии мониторин	нга крупномасштабных	
			дов дифференциальной	
спутниковой интер	рферометрии с испо	льзованием активных	отражателей. Часть 2.	
Проведение и анал	из экспериментов			5
Турко М.Р., Стро	мский А.С., Бахмут	ская Л.В., Миськов І	Е.М., Журавская А.М.,	
Касенов Т.И., Си	<b>івцов К.В.</b> Исследо	вание и разработка т	ехнологии обогащения	
калийной руды мес	торождения Сатимол	па (Республика Казахст	ган)	14
Кремчеев Э.А. Те	хнологические парам	етры навала сушимого	о торфяного сырья и их	
связь с начальными	и условиями обезвож	ивания		25
Войтенко В.С.,	Кимаев А.Е., Шу	мский А.А., Гоняе	в И.Ф., Шемет С.Ф.,	
			чистой и безотходной	
переработке отходо	ов, низкосортных угл	ей и полиметаллически	их руд	30
Мозговенко М.С.,	, Пузанов Д.А., Тара	аканов С.А., Сенюк І	В.В., Петровский Ю.Б.	
Демонтаж забойно	го оборудования в ла	авах с вынимаемой мог	щностью не более 1,5 м	
путем проведения	и использования спег	циальных выработок		45
Осипов С.Н., Смь	ичник Е.А., Шваб Р.	.Г. О распределении зн	начений коэффициентов	
вариации прочност	и групп образцов гор	оных пород		52
Халявкин Ф.Г., О	ника С.Г., Войтенко	<b>о В.С.</b> Инфузионные п	ротивофильтрационные	
завесы и их расчет.				63
МАШИНОСТРОЕ	<b>ЕНИЕ</b>			
Конопляник И.А.	Конопляник А.В.,	- Ш <b>епба Е.В.</b> Эффе	ктивность применения	
· · · · · · · · · · · · · · · · · · ·			стных комбайнов для	
		-	нвейеры	72
			ва Е.С. Исследование	
•	-		елами качения	77
	~	<u>r</u>		
<i>МАТЕРИАЛОВЕД</i>	<i>ĮЕНИЕ</i>			
<b>Щерба В.Я.</b> Компо	эзиционные материал	ты на основе модифица	ированных полимерных	
матриц				90
Екименко А.Н. Ра	звитие метода плунж	серной экструзии в час	ти реализации заданной	
	-		-	98

Свидетельство о государственной регистрации № 1000 от 12.01.2010 **Подписные индексы: 74933** (для индивидуальных подписчиков), **749332** (для организаций)

## MINE MECHANICAL ENGINEERING AND MACHINE-BUILDING

№ 2 2013

#### Founder of the Journal:

JSC «Soligorsk Institute for Problems of Resources Savings with Pilot Production»

#### **Scientific and Technical Journal**

Published since December, 1998 Issued four times a year

The journal is included in the list of scientific publications of Higher Attestation Commission of the Republic of Belarus

#### **Edition:**

Editor-in-Chief

Shcherba Vladimir Yakovlevich

**Technical Editor** 

**Baranovsky Anatoly Leonidovich** 

#### **Editorial Board:**

Andreiko S.S. – Ph.D., Professor Bogdanovich P.N. – Ph.D., Professor Danilov V.A. – Ph.D., Professor Zhuravkov M.A. – Ph.D., Professor Zubov V.P. – Ph.D., Professor Kislov N.V. – Ph.D., Professor Petrovsky B.I. – Ph.D. Editor-in-Chief Deputy **Prushak Viktor Yakovlevich** 

Executive Secretary

Zayats Irina Mikhailovna

Basinyak V.L. – Ph.D.

Brovka G.P. – Ph.D., Assist. Professor

Gubanov V.A. – Ph.D.

Zaharov Y.N. – Ph.D., Professor

Ivanov V.P. – Ph.D., Professor

Onika S.G. – Ph.D., Professor

Struck V.A. - Ph.D., Professor



#### **Editorial Address:**

The Republic of Belarus, 223710, Soligorsk, Kozlova Street, 69 Tel: (+375 174) 26 35 32, (+375 174) 28 21 07, Fax: (+375 174) 26 28 37

E-mail: ontiipr@tut.by

### **CONTENTS**

#### **GEOTECHNOLOGY**

Denkevich E.T., Zhuravkov M.A., Konovalov O.L., Krasnoproshin V.V.	,
Krupoderov A.V., Lugovsky A.A. Time-lapse technology of large-scale processes o	
earth surface deformation based on differential satellite interferometry with application	1
of active reflectors. Part II. Carrying out and analysis of experiments	5
Turko M.R., Stromsky A.S., Bakhmutskaya L.V., Miskov E.M.	,
Zhuravskaya A.M., Kasenov T.I., Sivtsov K.V. Investigation and development o	f
potassium ore dressing technology of the Satimola deposit (Republic of Kazakhstan)	. 14
Kremcheev E.A. Technological parameters of drying peat layer and their connection	l
with the initial conditions of dehydration	25
Voytenko V.S., Kimaev A.E., Shumsky A.A., Gonyaev I.F., Shemet S.F.	,
<b>Sukhodolsky A.V.</b> Energy complexes on ecological and wasteless recovery of wastes grizzles and complex ores	
Mozgovenko M.S., Puzanov D.A., Tarakanov S.A., Senyuk V.V., Petrovsky Yu.B	•
Dismounting of face equipment in the longwalls with mining height no more than 1,5 m	l
by carrying out and use of special workings	45
Osipov S.N., Smychnik E.A., Shvab R.G. Concerning values distribution of strength	
variation coefficients of groups of rock samples	
Haliavkin F.G., Onika S.G., Voitenko V.S. Infusing and injection-sealing curtains and	
their calculation	63
MACHINE-BUILDING	
Konoplyanik I.A., Konoplyanik A.V., Shcherba E.V. Efficiency of application o multiblade screw cutting heads of shearers for transportation and loading of potash or	
to the face conveyors	72
Lustenkov M.E., Komar V.L., Mashin Yu.V., Fitsova E.S. Analysis of kinematics	
and determination of efficiency of transmissions with intermediate rolling elements	
MATERIALS ENGINEERING	
Shcherba V.Ja. Composite materials on the basis of modified polymer matrices	90
Ekimenko A.N. Development of the ram extrusion method with the given fibres	5
orientation	98

#### ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

УДК 531.714.4

# ТЕХНОЛОГИИ МОНИТОРИНГА КРУПНОМАСШТАБНЫХ ПРОЦЕССОВ ДЕФОРМАЦИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ НА ОСНОВЕ МЕТОДОВ ДИФФЕРЕНЦИАЛЬНОЙ СПУТНИКОВОЙ ИНТЕРФЕРОМЕТРИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АКТИВНЫХ ОТРАЖАТЕЛЕЙ

#### Часть 2. Проведение и анализ экспериментов

Денкевич Э.Т (ОАО «Беларуськалий», г. Солигорск, Беларусь), Журавков М.А., Коновалов О.Л., Краснопрошин В.В., Круподеров А.В., Луговский А.А. (УО «Белорусский государственный университет», г. Минск, Беларусь)

В статье приведены результаты анализа проведенных экспериментов для серии SAR-сцен, полученных с использованием платформы Radarsat-1.

В результате исследований установлено, что исследуемая технология может быть использована в ОАО «Беларуськалий» для мониторинга процессов крупномасштабных оседаний и сдвижений земной поверхности. Особенно актуальным в настоящее время представляется использование предложенной технологии для определения малоамплитудных мульд, являющихся поверхностными проявлениями депрессионных воронок коллекторных пластов.

#### Ввеление

Актуальной задачей являлась проверка эффективности применимости методов SAR-интерферометрии к условиям Старобинского месторождения калийных солей с учетом используемых технологий ведения горных работ, оценка точности восстановления мульд оседаний и разработка технологии повышения точности геокодирования.

Для решения задачи повышения точности геокодирования было предложено создать на SAR-снимке группу контрастных точек, используя искусственные, устанавливаемые на момент съемки отражатели (активные отражатели). Так как на территории республики соответствующие изделия не производятся, то дополнительной проблемой была задача конструирования и создания опытных образцов таких отражателей.

В качестве конечной цели исследований была поставлена задача разработки автоматизированного компьютерного комплекса, содержащего: модуль построения интерферограмм; модуль развертки и построения мульды оседания; модуль геокодирования; модуль визуализации; конвертор результатов в корпоративную автоматизированную систему геолого-маркшейдерского сопровождения горных работ для ОАО «Беларуськалий» [1].

#### 1 Выбор и обустройство испытательного полигона

Для проведения испытаний на территории горного отвода Третьего рудоуправления (3 РУ) ОАО «Беларуськалий» был заложен испытательный полигон. Был выбран участок земной поверхности с низкой эффективной площадью рассеяния (ЭПР) (пашня) и отсутствием ярких естественных отражателей [3-6]. На момент проведения испы-

таний на участке происходили активные процессы оседания, вызванные очистной выемкой с применением столбовой системы разработки.

В качестве испытательного полигона были заложены 5 наблюдательных реперов, которые представляли собой метровые стальные стержни диаметром 20 мм, заглубленные в почву на 1 м (рисунок 1). Участок находился в зоне устойчивого приема базовой GPS станции 3 РУ, что обеспечивало высокоточное определение WGS координат реперов (с точностью до нескольких мм).

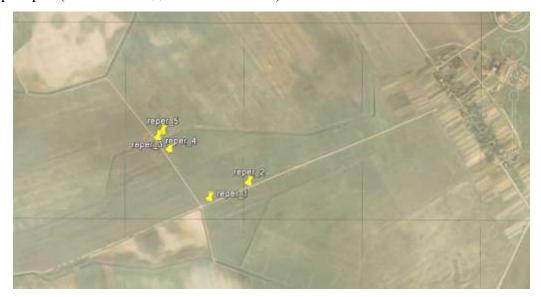


Рисунок 1 – Расположение реперов на местности

#### 2 Проведение экспериментов и обработка материалов съемки

Для исследований были заказаны оперативные съемки испытательного полигона со спутника Radarsat-1 в режиме Fine Beam («Fine 8m»). Даты съемок (27.09.2011 и 21.10.2011) были выбраны таким образом, чтобы обеспечить максимальную корреляцию между снимками. В момент проведения съемок над реперами позиционировались уголковые отражатели. Фазовые центры устанавливались над реперами с помощью отвеса (рисунок 2).



Рисунок 2 – Позиционирование фазового центра отражателя

Оси отражателей ориентировались на пролетающий спутник. Азимут и склонение спутника на момент съемки определялись с помощью ресурса <a href="http://www.n2yo.com">http://www.n2yo.com</a>. Одновременно проводилась GPS-съемка координат отражателей и определялась величина оседания для каждого репера.

Полученные SAR-изображения были обработаны пакетом DORIS для получения интерферограммы. На вещественной части SAR-изображений были выделены отклики отражателей и выполнено геокодирование интерферограммы (рисунок 3).



Рисунок 3 — Сравнение SAR-изображения с реальным расположением уголковых отражателей

На полученной интерферограмме были выделены участки, соответствующие мульдам оседаний (рисунок 4).

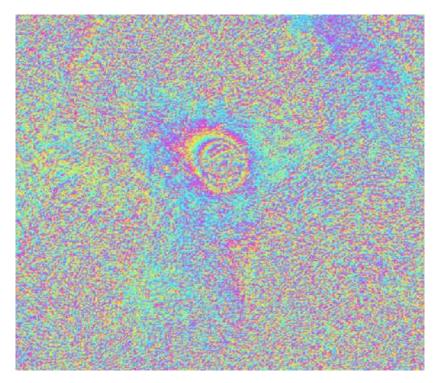


Рисунок 4 - Пример идентификации мульды оседаний

На интерферограмме были выделены изображения десяти мульд. Каждая из мульд была идентифицирована с реальными горными работами, которые велись на руднике 3 РУ ОАО «Беларуськалий» за период с 27.09.2011 по 21.10.2011 (таблица 1).

T C 1 37		_
Таблица 1 – Условные названия м	ильп и описания горных а	OUTERTOR
Taohnda i Schobible hasbanin i	гульд и описания горных ч	OODCKIOD

№	Условное название	Описание горного объекта,
PУ	мульды	идентифицированного с мульдой
1	Городская	Лава № 91 по 4-му слою, мощность 1,25 м, глубина 600 м
2	Дорога	Лава № 38 по 4-му слою, мощность 1,3 м, глубина 600 м
2	Лава 36	Лава № 36 по слоям 2-3 3-го горизонта, мощность 2 м, глубина 580-600 м
3	Деревня	Лава № 18 по слоям 2 и 3 3-го горизонта, мощность 2 м, глубина 800 м
3	Лава 1-2	Лава № 2-1 по 2-му горизонту, мощность 2,3 м, глубина 600 м
3	Лава 77	Лава № 77 на 2-м горизонте, мощность 2,35 м, глубина 600-650 м
3	Мелкая	Лава № 12 на 3-ем горизонте по слоям 2-3, мощность 2 м, глубина 800 м
4	Дальняя	Лава № 14-А-1 по 4-му слою 3-го горизонта
4	Половинка	Лава № 33 по 4-му слою 3-го горизонта. Мощность 1,2-1,3 м, глу-
		бина около 800 м
4	Тесово	Лава № 3-с-1 по 2-му горизонту, мощность 2,3-2,4 м, глубина 630-650 м

#### 3 Анализ проведенных экспериментов

#### 3.1 Анализ точности построения центров мульд оседаний

Для анализа точности построения развития мульд оседаний во времени центры всех построенных мульд были вынесены на планы горных работ и выполнен анализ их соответствия реальным мульдам, сформированным вследствие ведения горных работ.

В качестве примера приведем результаты по мульде «городская». Лава № 91 по 4-му слою (мощность 1,25 м), глубина 600 м. Положение забоя показано на 1.10.2011 г. Ситуация примечательна тем, что мульда зафиксирована в самой начальной стадии (отход лавы от монтажного штрека составляет около 70-80 м). Центр мульды находится практически над центром монтажного штрека. Оценочная амплитуда оседаний составила не более 0,2 м. На втором горизонте велась отработка камерной системой в 60-70-х годах прошлого столетия. На рисунке 5 представлен фрагмент горных работ с вынесенным центром мульды.

В результате выполненных исследований по нескольким горным объектам зафиксировано с точностью до нескольких метров совпадение центра мульды, построенной в результате обработки интерферометрических снимков, с центром соответствующей лавы. Наблюдаемые несовпадения центров мульд и лав могут быть объяснены влияниями ранее произведенной подработки.



Рисунок 5 – Лава № 91 с вынесенным центром мульды оседания

#### 3.2 Анализ точности расчета абсолютной величины оседаний

Для оценки точности расчетов абсолютной величины оседаний использовались расчетные данные по оседанию идентифицированных горных объектов. Вместо анализа самой абсолютной величины оседаний использовался метод подсчета количества интерферометрических колец. Это обусловлено тем, что интерферометрическая картина существенно зашумлена и непосредственное восстановление дает не совсем качественный результат (рисунок 6).

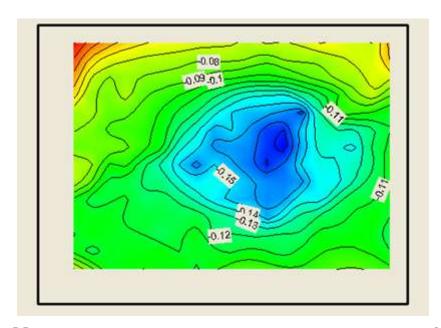


Рисунок 6 – Модель мульды, восстановленная по зашумленной интерферограмме

Таким методом восстанавливается нижняя оценка абсолютной величины оседаний (таблица 2). Величина «фринка» (оседание между интерферометрическими полосами одинакового цвета) равна половине длины волны и составляет 2,25 см.

№ РУ	Условное название мульды	Расчетные оседания за период с 27.09.2011 по 21.10.2011, см	Количество колец на интерферограмме	Нижняя оценка абсолютной величины оседаний, см
1	Городская	10	2	5
3	Деревня	3	1	2,5
3	Лава № 1-2	10	3	7,5
3	Лава № 77	8	2	5
3	Мелкая	3	1	2,5

Таблица 2 – Нижние оценки абсолютной величины оседаний

Таким образом, метод подсчета колец может быть использован для нижней оценки абсолютной величины оседаний. Для получения корректной модели мульды необходимо для центра мульды задавать либо инструментально замеренную величину оседания, либо расчетную, полученную на основе существующей инженерной методики.

#### 3.3 Анализ надежности выделения изменений мульды оседаний со временем

В рамках анализа требований к надежности выделения изменений мульд оседаний со временем были проанализированы все участки местности, соответствующие неидентифицированным горным работам, которые велись в период с 27.09.2011 по 21.10.2011.

Анализ ситуаций с невыявленными мульдами позволил систематизировать причины таких событий. Мульды плохо идентифицируются вследствие:

- специфики типа поверхности (лес, кустарник, водная поверхность);
- резкой изменчивости «вида» поверхности (масштабного строительства или складирования галитовых отходов);
- наличия в непосредственной близости от исследуемой более мощной мульды оседаний.

Существенным фактором, оказывающим влияние на точность выделения мульд, является скорость процесса оседаний дневной поверхности.

#### 3.4 Аналитическая проверка отстраиваемой формы мульды

Выполненный анализ интерферограмм позволил визуализировать реальные изменения мульды оседаний с течением времени.

В связи с этим интерес представляет выполнение исследований по установлению адекватности формы построенной выявленной мульды с реальной мульдой. Так как инструментальные наблюдения для изучаемого региона практически отсутсвовали, то единственным доступным способом было сравнение восстановленных мульд с результатами построения мульд в соответствии с утвержденной расчетной методикой и путем моделирования [2, 7].

В соответствии с разработанной методикой компьютерного моделирования [7, 8] была созданна трехмерная конечно-элементная модель движущейся лавы N = 36 и с ее помощью выполнено моделирование изменений мульды с течением времени. На рисунке 7 показан внешний вид такой модели.

При создании модели были использованы следующие параметры: лава шириной 210 м; глубина ведения горных работ — 590 м; к рассматриваемому моменту времени лава прошла 700 м; скорость движения лавы составляет 900 м/год. Временной период исследований составлял 1,2 месяца. За это время лава прошла 100 м.

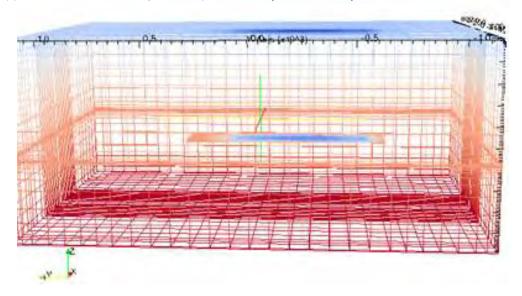


Рисунок 7 – Конечно-элементная модель для построения «динамической» мульды

На рисунке 8 представлены изолинии оседаний, произошедших за это время. Таким образом, «боковой радиус» зоны оседаний составляет 270 м; «радиус по направлению вперед» — 250 м; «радиус по направлению назад» — 350 м. Отметим, что полученные данные соответствуют наблюдаемым на интерферограмме значениям.

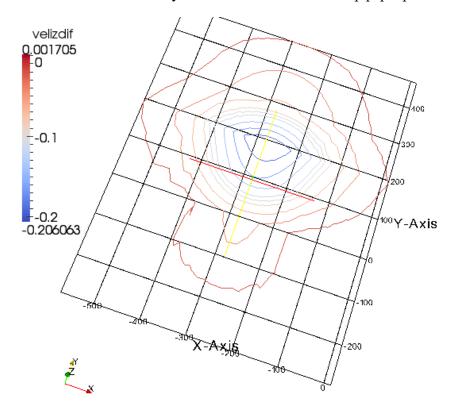


Рисунок 8 – Изолинии оседаний, полученные по результатам компьютерного моделирования

#### Выводы

Выполненные исследования показали высокую эффективность использования технологий, базирующихся на спутниковой интерферометрии, для мониторинга крупномасштабных техногенных процессов деформаций земной поверхности на территории Старобинского месторождения калийных солей. В первую очередь это обусловлено достаточно хорошими отражательными характеристиками земной поверхности в этом районе. Большая площадь современных горных отводов ОАО «Беларуськалий» приходится на поля, поэтому, как следствие, сезонное влияние растительности на отраженный радиолокационный сигнал, особенно в весенние и осенние месяцы, оказывается незначительным.

Разработанный программно-технический комплекс дистанционного мониторинга процессов оседаний земной поверхности на основе спутниковой интерферометрии может быть эффективно использован для оперативного наблюдения за процессами крупномасштабных оседаний; для выявления оседаний, вызванных депрессионными воронками в коллекторных пластах и оседаний, формирующихся в зонах притектонических разуплотнений.

К наиболее значимым результатам работы следует отнести адаптацию под операционную систему Windows программного пакета для обработки данных спутниковой интерферометрии DORIS и разработке на его основе специальных модулей для повышения точности измерений оседаний и сдвижений земной поверхности на основе использования систем отражателей и подспутниковой GPS-съемки. Для создания на SAR-снимке контрастной точки с устойчивым фазовым центром были спроектированы и изготовлены опытные образцы металлических уголковых отражателей с оптимальной пятиугольной гранью. Проведенные эксперименты показали эффективность созданных отражателей и их удобство в эксплуатации.

Для оценки точности восстановления характеристик деформаций земной поверхности на основе предложенной технологии был спроектирован и создан испытательный полигон, на котором производилась установка отражателей и проводилась подспутниковая съемка. Была выполнена активная съемка территории Старобинского месторождения с использованием спутниковой платформы Radarsat-1. Полученные интерферометрические пары были обработаны пакетом DORIS, в результате чего была получена интерферограмма участка Старобинского месторождения на временной интервал в 24 дня. На полученной интерферограмме были получены изображения мульд, построены цифровые модели и изолинии мульд оседаний. Было выполнено сравнение полученных моделей мульд с реальными горными работами ОАО «Беларуськалий» для оценки точности и надежности восстановления оседаний.

На базе ГИС платформы SAGA разработан специальный модуль для запуска DORIS и визуализации результатов каждого шага процесса обработки интерферометрической пары. Кроме того, был разработан модуль для преобразования графических данных из местных координат в систему WGS84. На базе корпоративной ГИС ОАО «Беларуськалий» был разработан специализированный модуль для построения полей. Все разработанные модули объединены в общую систему.

Помимо мониторинга процессов крупномасштабных оседаний система может быть использована для оперативного контроля оседаний, обусловленных текущими горными работами. Изменение формы мульды или смещение ее центра может сигнализировать об опасных процессах, происходящих в массиве. Например, зависание пласта за пройденной лавой, разрушение охранного целика и др.

Если мульда четко выделяется на интерферограмме, то разработанный комплекс позволяет производить количественные измерения и возможно построение цифровой модели мульды, включая поля вертикальных и горизонтальных смещений.

Предложенная технология существенным образом повышает производительность труда маркшейдера и позволяет следить за изменением мульд оседаний со временем на больших территориях и отстраивать оперативную модель рельефа большого региона или его отдельных участков.

#### Список использованных источников

- 1. **Журавков, М.А.** Автоматизированная система геомеханического обеспечения горных работ для месторождений калийных солей Республики Беларусь / М.А. Журавков, О.Л. Коновалов, С.И. Славашевич. Минск: Изд. Центр БГУ, 2006. 67 с.
- 2. ГИС-технологии при добыче полезных ископаемых. Специализированная корпоративная геоинформационная система «МарМanager» / В.В. Видякин, и др.; под общ. ред. М.А. Журавкова. Минск: Изд. центр БГУ, 2004. 208 с.
- 3. **Кобак, В.О.** Радиолокационные отражатели / В.О. Кобак. М.: Советское радио, 1975. 247 с.
- 4. **Peters, L.** Tracking radars for complex targets / L. Peters, F. Weimer // Proc.IEE. 1963. Vol. 110. № 12. P. 2149-2162.
- 5. **Островитянов, Р.В.** Статическая теория радиолокации протяженных целей / Р.В. Островитянов, Ф.А. Басалов. М.: Радио и связь, 1982. 232 с.
- 6. **Борзов, А.Б.** Анализ радиолокационной заметности объекта сложной формы / А.Б. Борзов, А.В. Соколов // Труды 7-ой международной конференции в Фирсановке. Т. 2. 1998. С. 93-98.
- 7. **Zhuravkov, M.A.** The modeling of earth surface displacements in region of underground mining works by computer technologies / M.A. Zhuravkov, O.L. Konovalov, A.V. Krupoderov // Mine Planning and Equipment Selection. MPES 2008. Ed. by R.K. Singhal. Pub. by Balkema/Rotterdam/ Brookfield. 2008.
- 8. Компьютерное моделирование в геомеханике / М.А. Журавков [и др.]; под общ. ред. М.А. Журавкова. Минск: БГУ, 2008.-443 с.

Denkevich E.T., Zhuravkov M.A., Konovalov O.L., Krasnoproshin V.V., Krupoderov A.V., Lugovsky A.A.

Time-lapse technology of large-scale processes of earth surface deformation based on differential satellite interferometry with application of active reflectors.

#### Part II. Carrying out and analysis of experiments

The article deals with results of the analysis of the performed experiments for the series of SAR-scenes obtained with the use of platform Radarsat-1.

As a result of investigations it is stated, that studying technology can be applied in the JSC «Belaruskali» for monitoring of processes of large-scale subsidence and movements of the earth surface. Extremely essential at present time is application of the offered technology for determination of low-amplitude moulds, which are surface manifestations of collector seams' cones of depression.

Поступила в редакцию 07.12.12 г.

УДК 622.7.017.2

## ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ КАЛИЙНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ САТИМОЛА (РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН)

Турко М.Р. (ОАО «Белгорхимпром», г. Солигорск, Беларусь), Стромский А.С. («Белгорхимпром», г. Минск, Беларусь), Бахмутская Л.В., Миськов Е.М., Журавская А.М. (ОАО «Белгорхимпром», г. Солигорск, Беларусь), Касенов Т.И., Сивцов К.В. (ТОО с ИУ «Сатбор», г. Уральск, Казахстан)

С использованием керновых технологических проб калийной руды месторождения Сатимола выполнен комплекс исследований по изучению ее обогатимости, что позволяет прогнозировать ожидаемые технологические показатели при обогащении руды. Проведены тестовые опыты по флотации сильвина из руды флотационной крупности -1,6, -1,25 и -1,0 мм с использованием в качестве жидкой фазы насыщенных растворов (маточника) по солям КСІ и NaCl и насыщенных растворов, приготовленных на руде месторождения Сатимола и воде Индерского карьера  $\mathbb{N}$  102.

#### Введение

Общие запасы калийных солей в мире оцениваются в 40,0 млрд. тонн. Основными странами, владеющими как общими, так и подтвержденными запасами, а также основными мировыми производителями, по данным [1], являются Россия, Канада, Беларусь, Германия, Израиль, Иордания (рисунок 1).

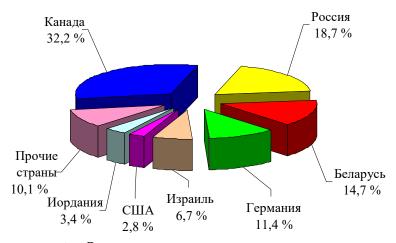


Рисунок 1 – Основные мировые производители калия

Средне-Азиатский регион стран СНГ обладает также значительными запасами калийсодержащих руд. В связи с этим в целях обеспечения внутреннего и международного рынков конкурентноспособными калийными удобрениями ряд стран этого региона (Казахстан, Туркменистан, Узбекистан) в последние 4-5 лет активизировали усилия по освоению собственного производства калийных удобрений. Заинтересованность выпуска странами этого региона калийных удобрений обусловлена еще и близостью крупных рынков сбыта в больших объемах (Китай, Индия и др.) и возможностью по-

вышения технико-экономических показателей работы своих калийных предприятий за счет валютной выручки.

Так, в соответствии с Постановлением Кабинета министров (2004 г.) и Распоряжением Президента Республики Узбекистан (2005 г.), на базе Тюбегатанского месторождения калийных солей построен Дехканабадский завод калийных удобрений. С мая 2010 года началась эксплуатация обогатительной фабрики производительностью по руде 90 т/ч, общая мощность производства – 200 тыс. т/год 95 %-ого КС1 с перспективой ее увеличения до 600 тыс. т/год.

19 июня 2009 года Президентом Республики Туркменистан Г.М. Бердымухамедовым и Президентом Республики Беларусь А.Г. Лукашенко было торжественно открыто строительство Гарлыкского горно-обогатительного комбината в Лебапском велаяте (области) Туркменистана на базе Гарлыкского месторождения калийных солей мощностью 1,4 млн. т/год 95 %-ого КС1.

В настоящее время в Базаршоланском сельском округе Акжайыкского района Западно-Казахстанской области начато освоение месторождения калийных солей Сатимола для создания горно-обогатительного комплекса по переработке руд этого месторождения.

Согласно академическим данным [2], в Казахстане калийные соли изобилуют в Прикаспийской впадине. Состав солей преимущественно хлоридный, пласты их выявлены в свободных частях многих соляных куполов практически на всей территории впадины. В 1963-1972 гг. на площади соляно-купольной структуры Сатимола пробурено 486 поисковых скважин, из которых 74 структурных, глубиной 1000-1200 м. Гидрохимические образования, слагающие ядро купола, представлены породами соляной и верхней сульфатной толщи. Солевые отложения кунгура залегают на глубине 340-350 м. В толще солей закрыт своеобразный комплекс калийных и калийно-магниевых солей различного состава, приуроченных к различным горизонтам в средней части стратиграфического разреза пород кунгура.

Калийные и калийно-магниевые соли по данным [2] представлены сильвинитовыми, полигалитовыми, кизеритовыми, каинитовыми, лангбейнитовыми и карналлитовыми породами.

#### Лабораторные исследования

В 2010 г. технологической лабораторией ОАО «Белгорхимпром» совместно с ООО «ЗУМК-Инжиниринг» (Россия) был проведен комплекс лабораторных исследований по изучению обогатимости калийной руды месторождения Сатимола [3, 4].

В процессе проведения научно-исследовательских работ на технологических пробах руды 1 и 2, сформированных из керновых проб продуктивных пластов 11-и скважин месторождения Сатимола-1, определен ионный и солевой состав проб, по методике [5, 6] рассчитан минералогический состав руды. Изучен гранулометрический и фракционный состав, проведены тестовые флотоопыты и разработана предварительная технологическая схема обогащения исследуемой руды [4].

В 2011 году на основании договора между ОАО «Белгорхимпром» и ТОО с ИУ «Сатбор» (Республика Казахстан) в ОАО «Белгорхимпром» проведены укрупненные исследования и разработана технологическая схема обогащения калийной руды месторождения Сатимола, положенная в основу исходных данных для ТЭО строительства горно-обогатительного комбината.

Технологическая проба руды, представительная для участков Сатимола 1 и Сатимола 2, в виде кернового и дубликата дробленого материала соляной толщи 22-х

ПРОБА 2

ПРОБА 3

42,8

32,9

52,44

60,78

скважин поступила в технологическую лабораторию ОАО «Белгорхимпром» в апреле 2011 года и явилась исходным материалом для проведения исследований.

По предложению специалистов ТОО с ИУ «Сатбор» для исследования руд месторождения Сатимола, в соответствии с условиями отработки месторождения и содержанием в руде полезного компонента, были выделены три технологические пробы: проба 1 — проба со средним содержанием КС1 по месторождению, проба 2 — проба с высоким содержанием КС1 по месторождению, проба 3 — проба первоочередной отработки месторождения по рудным телам IV-6, IV-7, IV-8. Солевой и минералогический состав исследуемых проб представлен в таблицах 1 и 2.

Наименование			Mac	совая дол	я, %			Σ
пробы	KCL	NaCL	CaSO <sub>4</sub>	MgSO <sub>4</sub>	K <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	H.O.	крист. влага	солей, %
ПРОБА 1	27,2	65,11	4,40	1,44	1,13	0,48	0,33	100,10

1,47

2,33

0,96

0,86

0,33

0,48

0,32

0,44

100,11

100,40

Таблица 1 – Солевой состав руды месторождения Сатимола по пробам 1, 2 и 3

1,83

2,65

			Сатимола по пробам 1, 2 и 3
,	1	1 2 ' '	1 /

		Macc	овая доля	минералов, %		Массовая	$\Sigma$
Наименование пробы	сильвин KCL	галит NaCL	ангидрит CaSO <sub>4</sub>	полигалит 2CaSO <sub>4</sub> ·MgSO <sub>4</sub> · K <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> ·2H <sub>2</sub> O			
ПРОБА 1	27,21	65,1	2,63	3,91	0,76	0,48	100,10
ПРОБА 2	42,76	52,4	0,33	3,32	0,93	0,33	100,11
ПРОБА 3	32,86	60,8	1,31	2,98	2,00	0,48	100,41

Рудная масса, составленная из кернового материала, использовалась для проведения исследований на обогатимость, а руда, приготовленная из дробленого кернового материала — для приготовления насыщенного солевого раствора (маточника) по солям, входящим в состав исследуемой руды, который использовали для проведения флотоопытов.

Как известно [7], испытания руды на обогатимость представляют собой комплекс разносторонних исследований по изучению вещественного и минерального состава руды; гранулометрического состава; характера вкрапленности полезных минералов; флотируемости полезного компонента и др. На основании результатов по исследованию обогатимости руды разрабатывается технология обогащения исследуемой руды выбранными методами и прогнозируются основные технологические показатели обогащения.

Исследования гранулометрического состава руд трех технологических проб проводили при рассевах руды сухим способом и рассеве в маточном растворе. Основные исследования были проведены на руде технологической пробы 1 со средним содержанием КС1 по месторождению. Для этой руды были проанализированы гранулометрические составы для крупности -10,0, -1,6, -1,25 и -1,0 мм [8]. Как для руды крупностью -10,0 мм, так и для руды измельченной до -1,0 мм характерен высокий выход крупных классов, а средние классы характеризуются высокой массовой долей в них хлористого калия.

Анализ сухого и мокрого рассева руд проб 1, 2, 3, раздробленных до крупности -10,0 мм, показал схожесть гранулометрических характеристик руды и распределения основных компонентов по классам крупности. Отличие связано со значением массовой доли хлористого калия в исходной руде. Такое же подобие наблюдается для грануло-

метрических характеристик руд, раздробленных до крупности -1,0 мм. Характерным для всех трех изученных проб является то, что значение массовых долей вредных примесей в них незначительное (максимальное по CaSO<sub>4</sub> до 4,5 % в пробе 1). С уменьшением крупности дробления руды от -10,0 мм до -1,0 мм происходит незначительное увеличение выхода тонкодисперсных классов, т.е. для руды характерно невысокое шламообразование, относительно равномерное распределение вредных примесей по классам крупности, максимальное значение их массовых долей находится в классе -0,045 мм.

Иллюстрацией к исследованию гранулометрического состава руды являются данные гранулометрического состава и распределения основных компонентов по классам крупности при рассеве в маточном растворе руды пробы 1, измельченной до крупности -1,0 мм (таблица 3).

Поскольку решающая роль при исследовании руд новых месторождений на обогатимость принадлежит определению степени раскрытия и характера вкрапленности полезного компонента в рудах, в лаборатории был проведен фракционный анализ руды технологической пробы 1, раздробленной и измельченной до крупности -10,0, -1,6, -1,25 и -1,0 мм. Как уже ранее было отмечено, руда месторождения Сатимола характеризуется сложным вещественным составом, большим количеством минералов с разными значениями плотности, среди которых сильвин, галит и сульфатные минералы (кизерит, полигалит). Учитывая это, для разделения классов крупности руды месторождения Сатимола применяли жидкости с калиброванными величинами плотности 2000; 2020; 2040; 2150; 2200 и 2600 кг/м³.

Результаты исследования руды методом фракционного анализа технологической пробы 1 приведены в таблицах 4 и 5, анализ данных которых свидетельствует о наличии в руде вкраплений крупных зерен сильвина, которые раскрываются даже при дроблении руды до крупности -10,0 мм. Наличие вкраплений в зерна сильвина сопутствующих минералов незначительное, что позволяет получать сильвиновую фракцию с массовой долей КС1 выше 96 %, а при дроблении до крупности -1,6 мм и ниже, с массовой долей КС1 даже более 98 %.

Основные показатели концентратных фракций, выделенных при фракционировании в тяжелых жидкостях руды пробы 1 при разной степени ее дробления и определенные по кривым обогатимости руды [8], приведены на рисунке 2. При фракционировании классов крупнее 0,2 мм из раздробленной до крупности -1,6; -1,25 и -1,0 мм руды выделяется концентратная фракция с близкими значениями по всем показателям, при массовой доле хлористого калия в ней более 96 % и выходе (от руды), равном 21-22 %.

Таким образом, по данным фракционного анализа, флотационному обогащению с получением высокого качества флотоконцентрата и низкими потерями КС1 с отвальным продуктом может подвергаться руда, измельченная до крупностей -1,6; -1,25 и -1,0 мм.

Исходя из опыта эксплуатации наиболее распространенных схем обогащения на действующих калийных фабриках, с точки зрения выбора флотационной крупности руд, флотоопыты проводили на руде пробы 1 крупностью -1,0; -1,25 и -1,6 мм.

Основную сильвиновую флотацию руды осуществляли во флотомашине кипящего слоя с объемом камеры 1,1 дм<sup>3</sup>, перечистки чернового концентрата — в лабораторной флотомашине с объемом камеры 0,6 дм<sup>3</sup>. Начальное соотношение жидкой фазы к твердому веществу в пульпе (Ж/Т) питания основной флотации — 2,5, время основной флотации составило 1,5 минуты. Полученные хвосты флотации отправляли на фильтрацию, сушку и последующий химический анализ. Пенный продукт флотации подвергали трем стадиям перечистки при начальном Ж/Т питания I, II, III перечисток, соответственно равным 4,5, 5,5, 6,5. Каждая перечистная операция протекала в течение 1 минуты.

Габлица 3 - Гранулометрический состав и распределение основных компонентов по классам крупности при рассеве в маточном растворе руды пробы 1 (со средним содержанием КСІ по месторождению), измельченной до -1,0 мм

						По час	По частным выходам	лам					
Класс крупности,	Brixon 9%	1		Массова	Массовая доля, %					Извлечение, %	жние, %		
MM	DMAOA, A	KCI	NaCl	CaSO,	MgSO4	K2SO,	H.O.	KCI	NaCl	CaSO,	MgSO4	K,504	H.O.
+ 1,0	1,05	17,64	73,17	6,13	62'0	1,45	0,47	89'0	1,18	1,55	99'0	1,35	0,83
8'0 + 0'I-	17,26	26,29	00'99	4,92	0,94	1,11	0,29	16,71	17,44	20,44	12,91	17,02	8,45
-0,8+0,5	30,75	28,13	60'99	3,78	68'0	95'0	0,16	31,85	31,12	27,97	21,78	15,29	8,30
-0,5 + 0,315	17,24	76,92	69,69	2,88	1,09	6,83	0,15	19,03	17,08	11,95	14,95	12,71	4,36
-0,315 + 0,2	11,17	28,39	90'99	3,19	1,19	29'0	60'0	11,68	11,30	8,57	10,58	9,65	1,70
-0,2 + 0,1	10,38	26,34	67,15	3,46	1,39	1,14	0,20	10,01	10,67	8,64	11,48	10,51	3,50
-0,1+0,045	2,68	24,28	95'29	4,05	1,74	1,61	0,43	6,87	7,94	7,49	10,63	86'01	5,57
-0,045	4,47	18,93	47,74	12,45	4.78	6,42	8,92	3,12	3,27	13,39	17,00	25,49	67,28
Исходная руда	100,0	27,16	18,33	4,16	1,26	1,13	0,59	100,0	0,001	0'001	0'001	0,001	100,0

Таблица 4 - Распределение КСІ, СаSO, и Н.О. в продуктах, выделенных при разделении руды пробы 1 месторождения Сатимола по классу +0,2 мм в тяжелых жидкостях при разной степени ее дробления

		Конце	Концентратная фр < 2020 кг/ м		рракин М	81		П	Ipowesk 202	куточная фра 20-2150 кг/ м	ная ф 0 кг/	куточная фракция 20-2150 кг/ м <sup>3</sup>		Н		Orban 22	Отвальная фракция >2150 кг/ м <sup>3</sup>	Pakith / M <sup>3</sup>	8			X	Класс -0,2 мм	2 MM		
улсния Оущно	Выход	Масс	ассовая поля %	опя,	-	Ізвлечение %	Get.	Выход Л	Массов	вая доля,	MR,	Извле	Извлечение, %		Выход М	вссов:	Массовая доля, %	7. YB	Извлечение, %	13.7	том У	Лассо	Выход Массовая доля, от		Извлечение,	зние,
	руды, %	KCI	CaSO, H.O. KCI	H.O. K	CC1 C	aSO.F	. руды, %		KCI C	SO'I	1.O. K	CI Ca	CaSO4 H.O. KCI CaSO4H.O	D. Pyra	KC	CaS	O. H.C	KCI.	KCI CaSO, H.O. KCI CaSO, H.O.	.O.	, 14h, %	CIC	KC1 CaSO, H.O. KC1 CaSO, H.O.	O. KC	CaSC	о"н.о
-10,0	12,75 94,60 0,47 0,08 43,75	94,60	0,47	0,084	3,75	1,51	1,42 28,88		43,42 2	25 6	22 45	42 15	.78 8.7	78 54,	85 4,(	0 5,	73 1,0	96'1 6	2,25 0,22 45,42 15,78 8,78 54,85 4,00 5,73 1,09 7,96 76,89 84,46 3,53 22,33 7,09 1,03 2,86 5,81	1,46 3,	53 2	2,33	7.09 1.	03 2,8	5,8	5,34
-1.6		Концентратная < 2040 кт/	ситратная фр < 2040 кг/ м		рракция м <sup>2</sup>	13		П	Промеж 2040	куточная фран 0-2150 кг/ м	38я ф 50 кг/	куточная фракция 0-2150 кг/ м <sup>3</sup>				Этвал 22	Отвальная фракция >2150 кг/ м <sup>3</sup>	pakup/M <sup>3</sup>	55			2	Класс -0,2 мм	,2 MM	ч	
	21,96	96,24	99'0	0,08 76,02	6,02	3,85 2	.64 7,	99 3	4,12	3 94.	1,25 9.	83 3,	75 2,9	3 57,	53 17	1,6	8 0,8	3 3,62	1,76 0,25 9,83 3,75 2,93 57,53 1,75 4,68 0,83 3,62 71,46 68,86 12,52 23,09 6,73 1,35 10,53 20,94 25,58	8,86 12	,52 2	3,09	.73 1.	35 10.5	3 20,9	1 25.5
-1,25	21,46	96,29	0.57	0.07 75,43	5,43	3,24 2	2,68 6,	37 3	1,66	3 89.	29 8	09 2,	80 2,7	70 56,	1,3	4,4	18 0,7	9,26	1,68 0,29 8,09 2,80 2,70 56,18 1,59 4,48 0,76 3,26 66,06 64,81	181	15,98 2	2,79 6	22,79 6,94 1,13 13,22 27,90 29,81	13 13,2	2 27,9	0 29.8
-1,0	21,51	18'96	0.65 0,12 75,73	0,12 7	5.73	3,36 4	4,16 5,0	5,00 3	34,41 1	84	,26 6	24 2,	24 2,2	11 55,	70 1,4	4.8	31 0.6	3 2,91	1.84 0,26 6,24 2,24 2,21 55,70 1,44 4,81 0,63 2,91 64,92 56,08 17,79 23,05 7,00 1,41 15,13 29,48 37,54	5,08 17	79 2	3,05	7.00	41 15,1	3 29,4	8 37,5

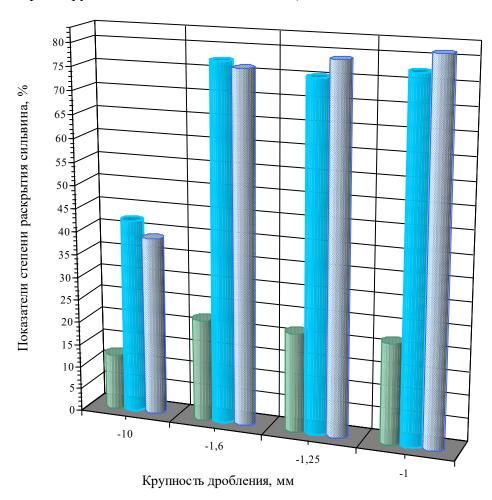
Таблица 5 - Распределение NaC1, MgSO4 и K<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> в продуктах, выделеных при разделении руды пробы 1 месторождения Сатимола по классу +0,2 мм в тяжелых жидкостях при разной степени ее дробления

T	свис,	ENACIMESO K2SO NACIMESO K5SO	96'9		1,46 0,37 7,52 8,52 2,47 57,53 89,23 1,58 1,31 79,37 66,62 69,29 12,52 63,69 2,72 2,75 12,28 23,23 26,62	2,51 15,64 27,52 33,13	1.50 1.04 77.34 59.88 66.76 17.79 63.35 2.47 2.10 17.34 31.70 30.26
	Извлечение, %	MgS	7,25		3 23,2	27.5	31.7
2 MM		Nac	3,52	2 MM	12,28	15,6	17.3
Класс -0,2 мм	ля, %	K <sub>2</sub> SO,	2,62	Класс -0,2 мм	2,75	2,51	2,10
Kria	Массовая доля, %	MgSO.	3,02	Kris	2,72	2,48	2.47
		NaCL	64,13		69'69	63,58	63.35
	%	DYMEL OT DYMEL	3,53		12,52	15,98	17.79
	Ę,	K.50.	78,19		69,29	63,46	66.76
	Извлечение,	(gSO <sub>4</sub> )	74.72		79,99	62,84	50 88
M <sup>3</sup>	Изв	VaCI	72,32	м <sup>3</sup>	76,97	65,77	77 34
зальная фрам >2150 кт/ м	₩, %	K,SO,	2,01 72,32 74,72 78,19 3,53 64,13 3,02 2,62 3,52	≥2150 кг/ м <sup>3</sup>	131	1,25	1.04
Отвальная фракция >2150 кг/ м³	Массовая доля, %	AN NACI MESO, K.504 NACI MESO, K.504		Отвальная фракция >2150 кг/ м <sup>3</sup>	1,58	1,60 56,18 89,62 1,44 1,25 77,59 62,84 63,46 15,98 63,58 2,48	1.50
9	Массо	NaCIN	84,55		89,23	89,62	1 20 55 70 89 80
	%	Bergo	54.85	1	57,53	56,18	45.70
	HC,	K <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	14,41		2,47	1,60	1 20
THE	Извлечение, %	4gSO4K;SO4NaC1MgSO4K;SO4	0,71 23,34 16,95 14,41 54,85 84,55 2,08	КИПО	8,52	7,59	
RC/ N	Из	NaCI	23,34	я фрак	7,52	5,93	4 66
межуточная фрак 2020 — 2150 кг/ м	Ms. %	K,50,	0.71	межуточная фрак 2040—2150 кг/ м	0,37	1,53 0,28 5,93	161 035 466 577
Промежуточная фракция 2020—2150 кг/ м <sup>3</sup>	Массовая доля, %	Mg50,	16'0	Промежуточная фракция 2040—2150 кг/ м³	1,46	1,53	1 61
IIp		or pyan,	51,87	Про	16'09	60,44	60.33
	%	or pythet, 76			16'09 66'1	6,37 60,44	1 20 500 6033
	He,	K <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	0,44 28,88 51,87		191	1,81	1.20
KHIL	Извлечение, %	P. NaCIMESO, K.SO, NaCIMESO, K.SO, BLXOI	1,08	вип	E9'I	2,04	
фрак/м	Из	NaCLI	0,82	ф	6,83	0,84	0.66
стратная фр 2020 кг/ м	AR. %	K <sub>2</sub> SO,	0,06 0,82	снтратная фр < 2040 кг/ м	90'0	70,0	0.00
Концентратная фракция < 2020 кг/ м <sup>3</sup>	Массовая доля, %	MgSO.	-10,0 12,75 4,11 0,12	Концентратияя фракция < 2040 кг/ м	0,10	0,12 0,07 0,84	22 0 200 200 200 200 200
Kol	Macco	NaCI	4,11	Ko	-		1.00
	1.50	похия	12,75		21,96 2,44	-1,25 21,46 2,53	2
,		nandoqu	10,0	1	5	1,25	5

Сатимола
Таблица 6 – Результаты флотации сильвина из руды пробы 1 месторождения Сатимола
руды пробы 1
сильвина из
ы флотации
-Результать
Габлица 6

O SCHOOL STATE						Maccobi	Maccoban Hours, 70	0/	Ì			извлечение, 70	Senio,	I	
AMHH (11&/11.31 /C/M), r/r cr. py,ms	Депрессор, г/т нат. руды (+0,2 мм / -0,2 мм)	Наименованис продуктов	Выход,	KCI	NaCl	CaSO,	MgSO4	K2SO4	H.O.	KC1	NaCl	CaSO <sub>4</sub>	CaSO <sub>4</sub> MgSO <sub>2</sub>	K,50,	н.о.
Режим 1: крупность д	робления руды -1,0	мм; обеспламливание -	мин. от	гирка,	3 OTME	вки; 3	6 мин. оттирка, 3 отмывки; 3 мин. – дотирка,	отярка,		SIBKIL;	маточ	илй рас	2 отмывки; маточный раствор, васышенный по	сышен	that it m
		Конпентият III перечистки	26.03	93.31	4.89		0.27		0.04	90.31	1.94	7.46	5.86		1.05
			06	22.48	16.99	5 30	231	2.52	0.93	1.59	1.92	2.60	3.67	4.24	1.58
		Theorem II management	0.71	32 84	86 28	505	20.6	1 80	0.53	0.80	190	260	133	1.19	0.33
40	000	Hyomaponyki ii uchemetka	0.46	40.64	40.00	4 66	000	1 88	000	1	0.34	0 43	VAV	N 97	11 11
(5/11/13)	100	промиролукт ил перечистки	040	42,04	07'64	200	1.33	200	000	2000	11.00	25.45	92.00	21.76	100
1		XBOCTM	06,40	1,19	49,53	12.04	1,32	777	10.07	3 55	3.0%	15.05	15.33	22 50	44.03
		Исходива руда	10001	26,90	62,39	3.87	1,20	1,13	1.12	1000	0,001	1000	100,0	100,0	100,0
Режим 2: крупность дробления руды -1.25 мм; обесшлами	обления руды -1.25	мм; обесщламливание - 6 мин. оттирка, 3	HR. OTTE		OTMEIR	KH; MATC	отмывки; маточный раствор,		всыщ	ниый	по сол	насыщенный по солям КСІ	H NaCl		
		Конпентат III перечистки	28.29	90.84	734	66.0	0.23		0.15	93.06	3.20	6.35	4.92	1	10.6
		Поомитол Гистемитем	2 18	15.23	76.13	000	600	1.17	0.77	1.31	2.79	0.05	0.17	2.61	3.89
		Theorem I management	000	20.17	23 63	3 38	1 28	1.08	900	080	07.0	0.63	0.81	0.83	59
44	120		70'0	36.30		3.14	1 36	1.04	800	0.87	7	0.44	080	0.61	1 20
15/10/15/	130 057 30 057	Промпрод. Ш перечистки	7000	30,39	_	2,14	27.	17.	0.70	70'0	1000	CV 70	04.50	04.76	16.05
(3/10/13)	(10.201.30.20)	XBOCTM	65,73	1,08	_	2,78	623	15.10	00.50	2,30	10.16	60,43	2000	11 10	38 13
		пламовый продукт	715	00.7	30,30	12,39	5,55	2,43	0,427	1,00	001	11,11	0,74	44,413	30,11
		Исходная руда:	100,0	27,61	64,94	4,39	1,29	1,06	0,47	100,0	0,001	100,0	100,0	100,0	100,0
ежим 3: крупность д	обления руды -1,6 м	Режим 3: крупность дробления руды -1,6 мм; обеспламливание - 6 мин. оттирка, 3 отмывки; маточный раствор, насъпценный по солям КСІ	ин. оттир	3 S. 3 O	TMBIBK	и; маточ	чный рас	твор, в	CEITHE	иный п	ю соля		N NaCl		
		Конпентия III перечистки	26.76	92.78	5.70	86.0	0.25	á	0.10	91.47	2.32	7.24	5.37	i	3,29
		Промиров. 1 передистки	1.85	14.90	77.35	3,19	06.1	1.20	0.97	1,02	2,18	1.62	2,76	1,92	2,21
		Промирод. И перечистки	0.73	34.62	_	2,96	1,53	1,08	0,25	6,0	99'0	0,59	0,88	89'0	0,22
55	120		0.44	39.21	56,20	2.73	1,28	0,43	0,16	0,63	0,37	0,33	0,44	0,16	0,09
(5/10/15)	(70 %/ 30 %)		67.77	1.69	89.77	4,46	1.56	1.50	0,59	4,22	92,75	83,04	83,18	87,65	48,80
		Шламовый гродукт	2,46	19,16		10,62	3,81	4,52	14,99	1.74	1,72	7,18	7.37	65'6	45,39
		Исходная руда	100,0	27,14	27,14 65,60	3,64	1,27	1,16	0,81	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Режим 4: крупность дробления руды -1,0 мм; обесшлами	обления руды -1,0 м	вание	ин. оттир	жа, 3 о	TMEBR	и, мато	- 6 мин. оттирка, 3 отмывки; маточный раствор приготовлен из руды месторождения	твор пр	иготов	лен из	руды	местор	ждения	Сатимола в	на в
воды индерского карьера летод	coa Matuz	Контентрат III перечистки	27.01	92.17	6.05	0.97	0.30		600	92,46	2,51	6,65	6,29	4	3,13
		Промирод   перечистии	137	18.25	72.51	4.72	69.1	2.09	1970	0.93	1.53	1.64	1.92	2.27	1.07
		Промиров И перецистии	0.64	27.31	65.13	3.86	1.46	1.26	0.58	0.65	0.64	0.63	0.78	0.64	0.48
45	120	Howard III necessary	0.49	41 14	52.00	3.68	1.42	0.79	06.0	0.75	0.39	0.46	0.58	0.31	0.57
(5/10/15)	(20%/30%)		67.25	0.94	89.89	4.75	141	1.53	0.61	2,35	92.83	81,12	78.80	81,66	54,50
		HITAMOBER IDOLIVET	3.24	23,82	42.33	11.54	4.32	5.88	11,16	2,87	2,11	9,50	11,63	15,12	40,26
		Hevenued byne	100.0	26.03	-	701	1.18	1.22	0.74	100.0	100.0	100.0	1000	1000	100.0

В качестве собирательной смеси на флотации использовали амин марки Flotigam S и добавки к нему: парафин жидкий (ПЖ); полиэтиленгликоль (ПЭГ); сосновое масло (СМ). Расход собирательной смеси для флотации приведен в г/т стандартной руды (стандартная руда с массовой долей КС1 22 %).



- Выход концентратной фракции (массовая доля КС1-95 %), Извлечение КС1 в концентратную фракцию (массовая доля КС1 95 %),
- Степень раскрытия зерен сильвина,

Рисунок 2 – Показатели степени раскрытия сильвина в руде пробы 1 месторождения Сатимола при разной степени дробления

В лабораторных условиях было установлено, что при подготовке руды к флотационному обогащению, нет необходимости добиваться очень тщательной степени предварительного обесшламливания, так как это не способствует повышению массовой доли полезного компонента в концентрате, а только влечет снижение извлечения КС1 в концентрат из-за увеличения выхода шламового продукта. Не зависимо от способа обесшламливания основное количество вредных примесей удаляется со шламовым продуктом, а оставшееся количество при флотации переходит в основном в хвосты. Результаты флотации сильвина из руды пробы 1 при различных режимах приведены в таблице 6, из данных которой видно, что флотация сильвина из руды, раздробленной до крупности -1,0 мм, осуществляется при достаточно высоких технологических показателях. Изучалась возможность увеличения крупности измельчения исходной руды до -1,25 и -1,6 мм. Для всех трех крупностей концентрат III перечистки получен с достаточно высокой массовой долей КС1 и высокой степенью извлечения, с наличием в нем примеси натрия хлористого и небольшого количества сульфатов, в основном ангидрита, массовая доля которого находится в пределах 1 % [8].

Вместе с тем при флотационной крупности руды -1,6 мм технологические показатели по качеству концентрата и извлечению в него КС1 несколько ниже.

В лабораторных условиях на руде пробы 1 крупностью -1,0 мм и -1,6 мм была проверена возможность применения в технологическом процессе воды Индерского карьера № 102 Республики Казахстан, что принципиально важно для строящегося предприятия, с точки зрения обеспечения его промышленной водой. По результатам флотоопытов установлено, что данную воду возможно использовать для приготовления маточного раствора. Хотя при флотации руды крупностью -1,6 мм значительно снизился выход концентрата и извлечение в него КС1.

Возможность использования воды Индерского карьера для приготовления реагентов — собирательной смеси и депрессора проверяли при проведении флотации сильвина из руды крупностью -1,25 мм. В базовом режиме использовали реагенты при обычном способе их приготовления, а в дальнейших опытах при обычном способе приготовления депрессора подавали амин, приготовленный на воде Индерского карьера, а затем при обычном способе приготовления амина подавали депрессор, также приготовленный на воде Индерского карьера. При приготовлении амина на воде Индерского карьера было отмечено активное выпадение в растворе собирателя хлопьев белого цвета, что связано с образованием нерастворимой соли сульфата амина, так как вода Индерского карьера отличается высокой степенью минерализации и содержит большое количество сульфатов. При использовании для флотации раствора амина, приготовленного на воде Индерского карьера, процесс флотационного разделения заметно ухудшился, извлечение КС1 в черновой концентрат снизилось с 95,69 % до 93,56 % за счет увеличения выхода хвостов флотации с 65,93 % до 67,74 % и увеличения в них массовой доли КС1 с 1,24 % до 2,05 %.

Флотационный процесс с использованием депрессора, приготовленного на воде Индерского карьера, также прошел с некоторым ухудшением результатов в сравнении с базовым режимом. Массовая доля КС1 в черновом концентрате составила  $82,56\,\%$  при выходе  $-31,28\,\%$  и извлечении КС1 в концентрат  $-94,10\,\%$ . Массовая доля КС1 в хвостах флотации была выше, чем при режиме с использованием реагентов, приготовленных на водопроводной воде [8].

На основании проведенных опытов выявилась целесообразность проведения дальнейших исследований по отработке режима с использованием в технологическом процессе депрессора, приготовленного на воде Индерского карьера, тогда как уже на данном этапе исследований было очевидно, что использование амина, приготовленного на воде Индерского карьера, невозможно из-за образования в собирательной суспензии нерастворимых солей амина и снижения тем самым технологических показателей процесса флотации.

Флотация сильвина из руды пробы 2 (с высоким содержанием КС1) и пробы 3 (с участка первоочередной отработки месторождения), измельченных до крупности -1,0 мм, протекала также активно, как и для руды пробы 1.

Благодаря низкой степени шламообразования в руде при ее измельчении и активному разделению минералов в процессе флотации, из руд проб 1, 2 и 3 после трех стадий перечистки чернового продукта получены окончательные флотоконцентраты с извлечением в них КС1 в пределах 92-95 % и с массовой долей КС1 в хвостах флотации ниже допустимых значений.

Товарным продуктом калия хлористого, поставляемого потребителю, является продукт с массовой долей калия хлористого не менее 95 % (по натуральному продукту), а при его производстве этот показатель, для гарантийного получения кондиционного продукта, поддерживают на уровне не менее 95,5 % (по сухому веществу). Опыты по повышению качества концентрата калия хлористого, получаемого флотационным методом из руды месторождения Сатимола, проводили методом выщелачивания, т.е. растворением солей, загрязняющих флотоконцентрат, в данном случае такой солью является хлористый натрий (галит). В качестве выщелачивающего раствора предполагается использование воды после пылегазоочистных операций на фабрике, в которой массовая доля калия хлористого колеблется в пределах 4-12 %.

В опытах концентрат III перечистки подавался на выщелачивание в виде пульпы со степенью разжижения  $\mathbb{K}/\mathbb{T}$  0,8. В качестве выщелачивающего раствора использовали воду с массовой долей  $\mathbb{K}C1-7$  %, при температуре 16-18 °C. При выщелачивании NaCl из концентрата III перечистки с массовой долей солей:  $\mathbb{K}C1-93,39$  %; NaCl -4,82 %;  $\mathbb{C}aSO_4-1,02$  %;  $\mathbb{M}gSO_4-0,22$  %;  $\mathbb{K}_2SO_4-0,0$  %;  $\mathbb{M}gCl_2-0,08$  %;  $\mathbb{H}.O.-0,11$  % при расходе выщелачивающего раствора 0,24 м³/т концентрата, получен продукт следующего состава:  $\mathbb{K}C1-97,04$  % (95,76 % по сухому веществу); NaCl -1,38 %;  $\mathbb{C}aSO_4-1,23$  %;  $\mathbb{M}gSO_4-0,06$  %;  $\mathbb{K}_2SO_4-0,0$  %;  $\mathbb{M}gCl_2-0,0$  %;  $\mathbb{H}.O.-0,18$  %. Расход выщелачивающего раствора зависит от концентрации в нем  $\mathbb{K}C1$  и массовой доли  $\mathbb{K}C1$  в ислользовании операции вытеснения солей маточника орошением водой концентрата при его фильтровании. Необходимо также отметить, что при выщелачивании наблюдается некоторое закрупнение концентрата за счет растворения тонких солевых классов продукта.

#### Заключение

- 1. В результате выполненного комплекса экспериментальных научноисследовательских работ в технологической лаборатории ОАО «Белгорхимпром» по изучению обогатимости калийных руд месторождения Сатимола (Республика Казахстан) установлено:
- калийная руда месторождения Сатимола хлоридно-сульфатного типа со средне-мелкозернистой вкрапленностью зерен полезного компонента эффективно обогащается флотационным способом с получением кондиционного товарного калия хлористого согласно ГОСТ 4568-95 с технологическим извлечением КСl в концентрат 87,5-88,0 %;
- оптимальная флотационная крупность руды может находиться в пределах 1,2-1,0 мм;
- минерализованная вода Индерского карьера № 102 может использоваться на обогатительной фабрике для приготовления насыщенного солевого раствора (маточни-ка), раствора реагентов депрессора и полиакриламида, кроме растворов собирателя, а также для промывки оборудования.
- 2. По результатам проведенных исследований разработана технологическая схема, которая положена в основу исходных данных для ТЭО строительства обогатительной фабрики по переработке калийных руд месторождения Сатимола с получением готового кондиционного продукта.

#### Список использованных источников

- 1. Глобальное [(обще) мировое] предложение минеральных удобрений и сырьевых материалов и балансы спроса / предложения на 2007-2011~гг.: информ. бюл. Новости науки и техники. Вып. 99 / ЗАО ВНИИГалургии; М. Прюдомм. Санкт-Петербург, 2007.-27~c.
- 2. **Камашев, К.К.** Геолого-литологические особенности калийных солей месторождения Сатимола // Известия АН СССР [Серия геологическая]. 1974. № 12.
- 3. Провести исследования по обогатимости проб сильвинитовой руды, предоставленной Заказчиком, и разработать предварительную технологическую схему ее обогащения: промежуточный отчет о НИР: договор № 963.2010, этап 1 / ОАО «Белгорхимпром»; рук. Стромский А.С.; исполн.: Турко М.Р. [и др.] Минск, 2010. 81 с.
- 4. Провести исследования по обогатимости проб сильвинитовой руды, предоставленной Заказчиком, и разработать предварительную технологическую схему ее обогащения: заключительный отчет о НИР: договор № 963.2010, этап 2 / ОАО «Белгорхимпром»; рук. Стромский А.С.; исполн.: Турко М.Р. [и др.] Минск, 2010. 133 с.
- 5. **Морачевский, Ю.В.** Методы анализа рассолов и солей / Ю.В. Морачевский, Е.М. Петрова. М.: Химия, 1964. 403 с.
  - 6. **Юбельт, Р.** Определитель минералов / Р. Юбельт. М.: Мир, 1978. 325 с.
- 7. **Митрофанов, С.И.** Исследование полезных ископаемых на обогатимость / С.И. Митрофанов, Л.А. Барский, В.Д. Самыгин. М.: Недра, 1974. 352 с.
- 8. Провести укрупненные научно-исследовательские работы по разработке окончательной технологической схемы обогащения калийной руды месторождения Сатимола: отчет о НИР: договор №203.С.2011, этап 1 / ОАО «Белгорхимпром»; рук. Стромский А.С.; исполн.: Турко М.Р. и [и др.] Минск, 2012. 307 с.

Turko M.R., Stromsky A.S., Bakhmutskaya L.V., Miskov E.M., Zhuravskaya A.M., Kasenov T.I., Sivtsov K.V.

Investigation and development of potassium ore dressing technology of the Satimola deposit (Republic of Kazakhstan)

With the use of core technological tests of potassium ore of the Satimola deposit a complex of investigations on its dressability is carried out, that allows forecasting expected technological indexes while ore dressing. The experiments are carried out on the sylvine flotation from the ore, which flotation size is -1,6, -1,25 and -1,0 mm using saturated salt solutions (mother liquor) with KCl and NaCl as a liquid phase and prepared with the ore of the Satimola deposit and the water of the Indersky quarry N 102.

Поступила в редакцию 17.01.2013 г.

УДК 662.641.047:552.577:542.67

#### ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ НАВАЛА СУШИМОГО ТОРФЯНОГО СЫРЬЯ И ИХ СВЯЗЬ С НАЧАЛЬНЫМИ УСЛОВИЯМИ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ

Кремчеев Э.А. (ФГБОУ ВПО «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», г. Санкт-Петербург, Россия)

Представлены результаты теоретических и экспериментальных исследований, направленных на обоснование технологических параметров производства торфяного сырья в условиях применения разработанной технологической схемы функционирования модульного торфяного предприятия.

#### Введение

В современных условиях хозяйствования, где энергетическая составляющая занимает до трети всего объема российских грузовых перевозок, все более остро встает вопрос повышения энергетической безопасности, одним из направлений обеспечения которой является интенсивное вовлечение энергогенерирующими предприятиями местных топливно-энергетических ресурсов, и в частности топлива на основе торфа.

Одним из основных препятствий активного использования местного торфяного топлива в качестве основного является низкая надежность существующих технологических схем добычи торфа в условиях функционирования относительно небольших торфопредприятий.

При переходе к исключительно цеховым условиям выработки торфяного топлива, возможно существенно упростить технологии добычи сырья, уменьшив потребность в подготовке полей для добычи и сушки торфа в полевых условиях, складирования, хранения и транспортировки продукции, существенно снизить зависимость цикла добычи от погодных условий, пожароопасность и т.п. В ряде случаев такие технологии могут быть сведены к маломасштабной круглогодовой добыче торфа экскаваторным способом или фрезерного торфа повышенной влажности, что значительно повышает надежность производства торфяного топлива, его поставок потребителю, но в свою очередь требует значительных затрат энергии на процесс удаления большего количества воды из сырья при цеховом этапе производства окускованного топлива. При реализации технологической схемы экскаваторной добычи все задачи полевого этапа производства можно решить на небольшом участке месторождения с минимальным набором технических средств общего назначения (экскаватор в болотном исполнении, болотоходный бульдозер, машинотракторные агрегаты, фронтальный погрузчик) и его организация возможна с привлечением минимальных инвестиций, что весьма привлекательно для малых компаний. Исследуемая технологическая схема производства описана в патенте «Модульный технологический комплекс добычи торфа и производства окускованного топлива» [1].

#### Результаты исследований

Одним из путей повышения энергоэффективности производства окускованного торфяного топлива на торфопредприятиях с маломасштабной круглогодовой добычей,

является сочетание процессов полевого и цехового удаления влаги и оперативное управление производством в зависимости от изменяющихся условий внешней среды.

Выбор рациональных параметров при выполнении технологических операций полевого обогащения торфяного сырья повышенной влажности должен определяться, исходя из обеспечения максимальной интенсивности сушки в данных метеорологических условиях, а также оптимизацией энергетических затрат на обезвоживание торфяного сырья. Для решения поставленной задачи требуется всестороннее изучение процесса обезвоживания переувлажненного торфяного сырья с влагой 84-90 % под действием гравитационных и капиллярно-осматических сил, а также за счет испарения.

На основании ранее проведенных исследований установлено, что целевым диапазоном влажности для торфяного сырья, поступающего в цеховой модуль производства торфяной топливной продукции методом экструдирования, является влажность от 60 % до 70 % [2]. В ряде случаев, при диверсификации производства, данный диапазон может быть расширен до 50-70 %. Таким образом, задачей полевого этапа обогащения торфа при карьерной добыче, является удаление влаги с 84-90 % до 50-70 %.

При изучении влагопроводности переувлажненной торфяной залежи нарушенной структуры под действием гравитационных  $P_g$  и капиллярно-осматических сил  $P_k$  создаются условия, когда  $P_k = P_g$ , при которых интенсивность  $i_g$  потока влаги стремится к нулю  $(i_g \to 0)$ , а высота слоя торфа h стремится к предельной (минимальной)  $H_{\rm kp} = const$  при соответствующем значении эффективного радиуса пор r. После достижения навалом торфа критической высоты обезвоживание прекращается, и для дальнейшего удаления влаги требуется механическое отжатие сырья или проведение операций по сушке торфа (полевая сушка или сушка в заводских условиях).

Проведенные теоретические исследования позволили выявить зависимость коэффициентов эффективности гравитационного обезвоживания от начальных условий обезвоживания, обуславливающихся значениями высоты навала и влагосодержанием.

С учетом того, что экспериментальное значение критической высоты навала  $H_{\text{кр}\,\text{9}}$  с теоретическим значением  $H_{\text{кр}\,\text{1}}$  связано через коэффициент  $\beta$ , учитывающий особенности реальной структуры и косвенно отражающий сопротивление переносу влаги [3],  $H_{\text{кр}\,\text{9}} = H_{\text{кр}\,\text{1}} \cdot \beta$ , были получены выражения для расчета коэффициентов эффективности гравитационного обезвоживания в виде:

$$K_{\rm sop}^{/} = 1 - \frac{\beta}{h_{\rm H}} \frac{2\sigma\cos\Theta}{r\rho_{\rm w}g},\tag{1}$$

$$K_{\rm s\phi}^{\prime} = 1 - W_{\rm kp} / W_{\rm H} \,, \tag{2}$$

где  $\sigma$  – коэффициент поверхностного натяжения, H/м;

r – радиус пор, м;

 $\Theta$  – угол смачивания твердой фазы жидкостью, град.;

g – ускорение свободного падения, м/ $c^2$ ;

 $\rho_{*}$  — плотность связанной жидкости, которая составляет  $(0.81 \div 1.32) \cdot 10^3$ , кг/м³, соответственно, при  $T = 273 \div 311$ , К;

 $W_{\rm kp},~W_{\rm H}$  — влагосодержание при фильтрационном равновесии и начальное влагосодержание соответственно кг(в)/кг(с).

Рассматриваемое фильтрационное равновесие, (  $P_k = P_g$  ,  $i_g = 0$  ) будет нарушаться в результате испарения влаги с поверхности навала торфяного сырья, т.е. при

$$P_k \le P_{\sigma}, \ i = (i_{\sigma} + i_{\nu}) > 0,$$
 (3)

где  $i_{\scriptscriptstyle \rm H}$  – интенсивность испарения влаги при  $h_{\scriptscriptstyle i} \geq H_{\scriptscriptstyle 
m KP}$  .

В этом случае дополнительная потеря влаги будет осуществляться за счет ее испарения с поверхности образовавшихся пленок, менисков крупных и узких пор, а также вследствие капиллярной подпитки влаги в зону испарения. Таким образом, при определении суммарного потока влаги из навала торфяного сырья будут складываться гравитационный поток  $i_{\mathfrak{g}}$  и испаряемость  $i_{\mathfrak{g}}$ .

В случае радиационно-конвективного теплоподвода необходимо ввести лучистую составляющую теплового потока  $q_{\scriptscriptstyle \Pi}$ , которую можно выразить через радиационный баланс B за вычетом потерь  $\Delta$  теплоты через основание навала, особенно для малых по высоте образцов:

$$q_{\rm m} = \frac{B(100 - \Delta)}{100} \,. \tag{4}$$

Таким образом,

$$i_{\scriptscriptstyle \rm H} = \frac{q_{\scriptscriptstyle \rm I} + \alpha_q(t_{\scriptscriptstyle \rm C} - t_{\scriptscriptstyle \rm II})}{R_{\scriptscriptstyle \rm II}},\tag{5}$$

которое при малых потерях энергии ( $\Delta \to 0$ ) будет:

$$i_{\text{\tiny H}} = \frac{B + \alpha_q (t_{\text{\tiny c}} - t_{\text{\tiny \Pi}})}{R_{\text{\tiny c}}} = \frac{B + q_k}{R_{\text{\tiny c}}} = \frac{q_0}{R_{\text{\tiny c}}},$$
 (6)

где  $q_0 = B + q_k$  – суммарный тепловой поток,  $BT/M^2$ ;

 $R_{_{\Pi}}$  – удельная теплота парообразования, Дж/кг;

 $\alpha_{\scriptscriptstyle q}$  — коэффициент внешнего теплообмена, Bт/м $^2$ К;

 $t_{\rm c},\ t_{\scriptscriptstyle \rm II}$  – температура среды и поверхности соответственно, К.

Выполненные теоретические исследования позволили получить выражение для определения суммарного потока влаги из навала торфяного сырья:

$$i = i_g + i_H = -k_B \left( \frac{2\sigma \cos \Theta}{r_i h_i} - \rho_{x} g \right) + \frac{q_{x} + \alpha_q (t_c - t_{x})}{R_{x}}.$$
 (7)

Для реальных сред с учетом эффективности влагопроводности (эффективный коэффициент влагопереноса) данное уравнение (7) примет вид:

$$i_{_{\rm II}} = -K_{_{9\Phi}}^{'} \left(\frac{P_{_k} - P_{_g}}{h_{_i}}\right) + \frac{B + \alpha_q(t_{_{\rm C}} - t_{_{\rm II}})}{R_{_{\rm II}}}.$$
 (8)

То есть, при  $P_{\scriptscriptstyle k} < P_{\scriptscriptstyle g}$ ,  $h_{\scriptscriptstyle i} > H_{\scriptscriptstyle {\rm KP}}$  величина  $i_{\scriptscriptstyle {\rm H}}$  обратна высоте навала  $h_{\scriptscriptstyle i}$  и радиусу пор r, пропорциональна тепловому потоку  $q_{\scriptscriptstyle 0}$  и перепаду давлений  $\Delta P = (P_{\scriptscriptstyle g} - P_{\scriptscriptstyle k})$  .

Для другого случая, когда  $h_i \leq H_{\rm kp}$  исключается гравитационный поток ( $i_g=0$ ) и градиент влагосодержания меняется только за счет испарения влаги. Следовательно, из условия сохранения массы вещества, можно получить, что количество жидкости, подведенное в зону испарения равно количеству испарившейся влаги.

Для оценки возможности применения полученных теоретических выражений в практике расчета технологических показателей процесса полевого обогащения торфяного сырья была проведена серия экспериментальных исследований на натурных образцах торфа при конвективном и радиационно-конвективном теплоподводе.

Сравнение гравитационного обезвоживания  $i_g$  с испарением  $i_{_{\rm H}}$  влаги с поверхности навала производилось на основе функциональной зависимости  $i_g = f(\tau)$  при различных значениях высоты  $h_{_{\rm H}}$  навала торфа (таблица).

Таблица – Сравнение гравитационного обезвоживания с испарением влаги								
с поверхност	ги навала торфа при различном теплоподводе (K и PK – реж	кимы, $i_g = i_{\scriptscriptstyle \rm M}$ )						
D	D	Равновесн						
Высота	Время $ au$ , ч	время $\tau$ .						

D	D.					Равновесное		
Высота			Время	я $\tau$ , ч			время	$ au_{ m p}$ , ч
навала, $h_{_{\rm H}} \cdot 10^3$ , м	0,5	4,5	21	49	109,5	225,5	К-	РК-
$n_{\rm H}$ 10, M	И	Интенсивность обезвоживания $i_g$ , кг/(м <sup>2</sup> ч)						режим
100	12,99	0,76	0,12	0,06	0,003	0	18,0	8,0
150	18,39	1,57	0,25	0,05	0,002	0	20,0	15,5
200	19,51	2,69	0,35	0,15	0,003	0	37,0	15,0
300	26,14	4,48	0,90	0,18	-	0,005	45,0	30,0
400	31,35	5,58	1,46	0,44	0,069	0,015	60,0	43,0

#### Примечание:

- 1. Использовался верховой шейхцериево-сфагновый торф  $R_{\rm T}=(22...25)$  %. Исследования велись в комнатных условиях (конвективный теплоподвод) при  $t_{\rm c}\approx 21.8$  °C,  $t_{\rm m}\approx 15.2$  °C,  $\varphi=47$  %,  $q_{\rm n}=0$ , скорость обдува  $v\leq 2$  м/с,  $W_{\rm H}=16,432$  кг/кг. При оценке движения влаги в условиях радиационно-конвективного теплоподвода, принимали величину  $q_{\rm n}=0.38$  кВт/м²,  $t_{\rm c}\approx 21.8$  °C,  $t_{\rm m}\approx 15.2$  °C,  $\Delta t=6.6$  °C,  $v\leq 2$  м/с.
- $2.~{\rm K}$  и  ${\rm PK}$  соответственно конвективный и радиационно-конвективный теплоподвод.
- 3. Значения  $au_{\rm p}$  получены экстраполяцией пересечения графиков  $i_{\rm g}=f( au)$  и  $i_{\rm u}=f( au)$  по оси au .

При расчете интенсивности испарения при конвективном и радиационно-конвективном теплоподводе для средних данных летних месяцев, были получены значения  $i_{\rm u}$ , отличающиеся более чем в 2,5 раза, что указывает на возрастание роли испарения при гравитационном обезвоживании торфяного сырья при благоприятных погодных условиях.

Подробный анализ таблицы подтверждает необходимость учета испарения с поверхности навала тем раньше, чем меньше его высота  $h_{_{\rm H}}$  и выше тепловой поток при  $h_{_i} > H_{_{\rm KP}}$ . При  $\tau = \tau_{_{\rm P}}$  величина интенсивности испарения  $i_{_{\rm H}}$  равна интенсивности гравитационного обезвоживания  $i_{_{\rm g}}$ , но при очень малых значениях  $i_{_{\rm H}}$ , вклад которых в общий поток влаги при разных  $h_{_{\rm H}}$  невелик, в периоде  $\tau < \tau_{_{\rm P}}$  ее можно не учитывать. При малых интенсивностях обезвоживания вклад  $i_{_{\rm H}}$  растет и его учет обязателен при  $\tau > \tau_{_{\rm P}}$ , т.е. когда  $h_{_{\rm H}} \to H_{_{\rm KP}}$ . При  $h_{_{\rm H}} = H_{_{\rm KP}}$  роль  $i_{_{\rm g}}$  из общего баланса влаги  $i=i_{_{\rm g}}+i_{_{\rm H}}$  исключается ( $i_{_{\rm g}}=0$ ,  $P_{_{\rm k}}=P_{_{\rm g}}$ ) и  $i=i_{_{\rm H}}$ .

#### Выводы

Таким образом, гравитационное обезвоживание навала торфа является определяющим до  $h_i > H_{\rm kp}$  по сравнению с испарением влаги с поверхности навала, увеличивающегося с ростом температуры, радиационного баланса ( $q_{\rm n}=B$ ), уменьшением относительной влажности воздуха  $\varphi_c$ . Полагаем, что границей учета испарения служит время «равновесия»  $\tau_{\rm p}$  при  $i_{\rm g}=i_{\rm u}$ , т.е. когда на испарение приходится 50 % потока влаги. С учетом полученных данных, считаем возможным рекомендовать разработанные подходы при выборе рациональных параметров навала торфяного сырья нарушенной структуры в операциях предварительного обезвоживания, а также для оценки оптимальной продолжительности периода гравитационного обезвоживания навала при изменяющихся (в широком диапазоне) погодных условиях расширенного сезона добычи торфа.

#### Список использованных источников

- 1. Модульный технологический комплекс добычи торфа и производства окускованного топлива: пат. 2470984 РФ, МПК С 10 F 7/00 / Э.А. Кремчеев, А.В. Михайлов, А.В. Большунов, Д.О. Нагорнов; заявитель ФГБОУ ВПО «Санкт-Петербургский государственный горный университет»; заявл. 28.06.2011; опубл. 27.12.2012.
- 2. Требования к торфяному сырью для производства окускованного топлива / Михайлов А.В. [и др.] // ГИАБ. -2012. -№ 4. C. 59-63.
- 3. **Кремчеев,** Э.А. Оценка эффективности гравитационного обезвоживания сырья при комплексной механизации круглогодовой добычи торфа / Э.А. Кремчеев, А.Е. Афанасьев // ГИАБ. -2012.- N  $\underline{0}$  4. C. 50-58.

#### Kremcheev E.A.

Technological parameters of drying peat layer and their connection with the initial conditions of dehydration

The article presents the results of theoretical and experimental investigations which are intended to validation of manufacturing parameters of peat raw material production under conditions of application of the developed technological scheme of working of modular peat enterprise.

Поступила в редакцию 11.04.2013 г.

УДК 662.613-128:662.76.032

## ЭНЕРГОКОМПЛЕКСЫ ПО ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЧИСТОЙ И БЕЗОТХОДНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ ОТХОДОВ, НИЗКОСОРТНЫХ УГЛЕЙ И ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Войтенко В.С. (ООО «Белорусское горное общество», г. Минск, Беларусь), Кимаев А.Е. (ООО «Белорусское горное общество», ООО «Научно-технический центр «Газотрон-2000», г. Минск, Беларусь), Шумский А.А. (ООО «Научно-технический центр «Газотрон-2000», г. Минск, Беларусь), Гоняев И.Ф. (СОАО «Энэрджи Ти Эст», г. Минск, Беларусь), Шемет С.Ф. (ОАО «Белгорхимпром», г. Минск, Беларусь), Суходольский А.В. (Госпромтехнадзор, г. Минск, Беларусь)

Обсуждены проблемы существующих методов переработки твердых бытовых и промышленных отходов (ТБПО), а также низкосортных углей и полиметаллических руд и их влияния на экологию. Рассмотрены возможности и перспективы использования высокотемпературных доменных печей-газификаторов для прямого выделения полезных компонентов из таких руд и отходов. Охарактеризована многофункциональная комплексная энергетическая технология с применением высокотемпературных шахтных печей (ВШП), показана ее высокая энергетическая и экономическая эффективность, а также экологическая безопасность.

#### Введение

Проблема воздействия бытовых и промышленных отходов на биосферу сегодня приобрела поистине катастрофический характер. Экосистемы испытывают непомерные антропогенные нагрузки, претерпевают необратимые изменения до их полного разрушения. Мы достигли такой точки развития, начиная с которой дальнейшее увеличение стандартного технического производства неизбежно повлечет за собой сокращение способности Земли поддерживать существование человека. И если человечество будет продолжать интенсивно воздействовать на биосферу, то оно неминуемо окажется на краю гибели из-за загрязнения окружающей среды и критического истощения природных ресурсов.

Решение проблемы состоит, с одной стороны, в рачительном использовании и комплексной переработке полезных ископаемых, а с другой стороны — в уменьшении объемов и безотходной переработке производственных и бытовых отходов на основе экологически чистых и высокорентабельных технологий.

Переработка отходов необходима не только для решения проблемы экологической безопасности, но и для сокращения потерь минерального сырья. Сожженные на мусоросжигательных заводах или лежащие на свалках и захороненные на полигонах они представляют собой богатейшие хранилища полезных ископаемых. К сожалению, мы пока не оцениваем реальную опасность истощения природных ресурсов и продолжаем наращивать темпы их часто неоправданной добычи.

Ежегодная добыча различных видов сырья уже достигла астрономической величины -1011 тонн. И это при том, что используется только  $30\text{-}40\,\%$  горной массы, остальное идет в «отходы». В то же время комплексный подход позволил бы использовать все исходные компоненты этих «отходов». При этом добыча минерального богатства могла бы сократиться до уровня, при котором ресурсы требовались бы только для того, чтобы компенсировать естественные производственные потери, а также растущую потребность общества в них.

Что же касается твердых бытовых отходов, то применяемые сегодня в разных

странах технологии утилизации на 90-98 % ориентированы, главным образом, на их вывоз на специальные участки — свалки или на сжигание. Под свалки отводятся значительные земельные площади, существенно нарушающие экологическую и социальную ситуации. Системы же, основанные на сжигании отходов в слоевых колосниковых топках, печах с электрошлаковым расплавом, топках с кипящим слоем и т.д. имеют ряд технических, экологических и экономических недостатков: значительные энергозатраты, применение (в ряде технологий) кислородного дутья, требуется предварительная сортировка и сушка отходов, что увеличивает более чем на 40 % себестоимость производства. Ни в одной из применяемых технологий до сих пор практически не решена задача предотвращения выбросов в биосферу вредных компонентов, особенно диоксинов и фуранов [1].

Между тем в России учеными (НИЦ «Экология и промышленная энерготехнология» Объединенного института высоких температур РАН РФ) А.В. Воловиковым, Е.М. Шелковым и др.) разработан многофункциональный энергетический комплекс, позволяющий перерабатывать не только твердые бытовые и промышленные отходы (ТБПО), но и низкосортные угли, горючие сланцы и другие каустобиолиты по экологически чистой, безотходной, экономически выгодной технологии. Ее технологические преимущества заключаются:

- в переработке отходов без их предварительной подготовки, сушки и сортировки;
- в организации полностью безотходного производства;
- в возможности переработки в товарную продукцию практически всего спектра отходов и каустобиолитов (любые марки углей, отходы нефтепереработки тяжелые нефти, любые углеводородные соединения, шины и другие резинотехнические изделия, любая органика, медицинские препараты, яды, химическое оружие, шламы горнодобывающих и горно-обогатительных предприятий, иловые осадки станций аэрации, отходы металлургической промышленности и др.);
  - в высокой чистоте отходящих газов;
- в решении диоксиновой проблемы, достигаемой без применения каких-либо химических реактивов для их очистки.

## Переработка твердых бытовых и промышленных отходов и каустобиолитов с применением высокотемпературных шахтных печей

Технология предусматривает безболезненное потребление отходов с любыми колебаниями в них содержания горючих компонентов вплоть до их полного отсутствия. А возможность производства новой, высоколиквидной продукции, реализация которой позволяет извлекать валютные ресурсы, достаточные как для возмещения капитальных вложений и текущих технологических расходов, так и для получения прибыли, позволяет, впервые за всю историю обращения с отходами, превратить предприятия для их переработки в элементы производственной отрасли, способной развиваться самостоятельно. При этом в перспективе появляется возможность не только уйти от необходимости взимания платы за переработку отходов от их поставщиков, а напротив — платить им за поставку сырья, что может в корне изменить положение дел с захламлением жилых массивов и территорий промышленных предприятий. Других таких технологий в мировой практике нет.

Определяющим элементом технологического решения разрабатываемого комплекса является высокотемпературная шахтная печь (ВШП) — шахтно-доменный плазменный реактор (универсальный газификатор), внутри которого созданы условия восстановительной реакции и диссоциации химических соединений при полном высокотемпературном пиролизе. Следует отметить, что все попытки создания промышленных установок для высокотемпературного пиролиза, которые предпринимаются в послед-

ние годы в дальнем зарубежье, пока не увенчались успехом.

ВШП, в которой реализуется процесс переработки, представляет собой агрегат, в котором для обеспечения полной диссоциации сложных молекул всех компонентов любых ТБПО применяется обработка отходов газовым потоком, нагретым до 2000 К и выше без применения для этой цели технологической электроэнергии (электродуговых процессов). Химический состав этих газов таков, что обеспечивает полное извлечение из органических компонентов и окислов металлов, содержащихся в ТБПО, атомов кислорода, связывая их с атомами углерода топлива (угля), загружаемого в печь вместе с отходами, в монооксид углерода СО, являющегося сильным восстановителем и отличным газообразным топливом, реализуемым заводом для получения товарной тепловой и электрической энергии. Полное изъятие из всех органических компонентов ТБПО атомов кислорода гарантирует отсутствие в выходящих из печи газах диоксинов, окислов азота и др. опасных продуктов.

Загружаемая в печь вместе с ТБПО и углем окись кальция в виде обычной щебенки гарантирует улавливание образующейся в печи свежеобожженной известью серы и всех галогенов (хлора, фтора), содержащихся в заметных количествах в отходах пластмасс, полиэтиленов и других продуктах химической промышленности, попадающих в отходы. Этим также предотвращается возможность образования в ВШП диоксинов и других галогеносодержащих органических соединений, которые способны образовываться в отходящих газах мусоросжигающих установок после их вывода из печи и последующем остывании.

Предлагаемая технология реализуется в разработанной исполнителями проекта высокотемпературной шахтной печи, ближайшим аналогом которой является обычная доменная печь, используемая во всех странах мира для выплавки чугуна из железных руд. Используется также и все вспомогательное оборудование, и агрегаты обычной доменной печи: система загрузки материалов (шихты) в печь, воздуходувные машины, обеспечивающие подачу воздуха (дутья) в печь для сжигания топлива и горючих элементов ТБПО, регенеративные воздухонагреватели для нагрева подаваемого в печь воздуха до температуры 1470-1670 К, система водяного охлаждения печи и отдельных ее элементов, система очистки отходящих газов в сухих и увлажняющих пылеуловителях и в аппаратах электрогазоочистки, энергоблок, где товарный газ сжигается для получения тепловой и электрической энергии. Используются также аналогичные механизмы для уборки от печи жидкого металла и шлака и передачи их в отделения переработки в товарную продукцию. Все это оборудование давно уже освоено доменными цехами всего мира и выпускается соответствующими машиностроительными предприятиями.

Отличие ВШП от обычной доменной печи заключается только в конструкции деталей, при помощи которых горячий воздух вводится непосредственно в печь. Это помогает:

- получить равномерное распределение температур по сечению горна;
- повысить средний уровень температуры жидких продуктов плавки (металла и шлака);
- получить целый ряд (по сравнению с доменным процессом) преимуществ, определяемых следующими факторами [2-4]:
- высокая поглотительная способность шлаков по отношению к сере, фтору и хлору обеспечивается вводом в шихту извести, получаемой в печи из известняка, загружаемого в печь вместе с отходами;
- стабилизация состава газов, образующихся в горне у фурм в процессе горения топлива, позволяет предотвратить резкие колебания и подъем температуры до уровня выше 2700 К, при которой начинается испарение некоторых компонентов шихты;
  - предотвращение неравномерного прогрева горизонтальных слоев печи, обеспе-

чивает безусловное разложение всех вредных примесей шихты и создает запас тепла в жидких шлаках и расплавленном металле, достаточный для их дальнейшей переработки на соответствующих технологических линиях;

- достигаемая полнота разложения отходов в ВШП позволяет перерабатывать любые материалы, уничтожение которых в настоящее время встречает затруднение;
- загрузка известняка и углеродосодержащих добавок (уголь и т.п.) стабилизирует состав шлаков и делает возможным получение из них высококачественной продукции;
- устранение температурных колебаний в горне печи существенно увеличивает срок службы огнеупоров и других элементов печи между ремонтами до 7-10 лет;
- газификация низкосортных углей и других каустобиолитов, загружаемых в печь, сама по себе дает высокую экономическую эффективность, увеличивая рентабельность работы энергокомплекса при условии использования полученного газа в его энергоустановках;
- технология основана на давно освоенных промышленностью всех развитых стран технологиях выплавки чугуна из руд в доменных печах и выплавки стали из чугуна в сталеплавильных агрегатах. В перерабатываемых ТБПО не содержится ни одного химического элемента, поведение которого в доменной печи или сталеплавильном агрегате не было бы детально изучено. Именно этим обеспечиваются высокие экономические показатели предлагаемого метода переработки ТБПО в ВШП.

Кроме того, разработанная в США в 70-ых годах система уничтожения отходов фирмы «Андко-Торрекс» в шахтной печи, практически ничем не отличающейся по технологии процесса от обычной доменной печи, проверявшаяся в течение 7 лет в городе Буффало в агрегате с производительностью 200 тонн отходов в сутки и затем распространенная на заводы Франции, ФРГ и Люксембурга, имела хорошие экологические показатели, удовлетворяющие всем санитарным нормам этих стран. Но ряд недостатков, учтенных в рассматриваемой технологии, привел к прекращению дальнейшего строительства установок фирмы «Андко-Торрекс» в Европе.

На рисунке 1 показана высокотемпературная шахтная печь и схема материальных потоков на заводе. Печь имеет зону загрузки утилизируемых отходов и добавляемых к ним шихтовых материалов – колошник 1. Ниже колошника располагается зона сушки, нагрева и термического разложения органических материалов и известняка шахта 2. Далее вниз, по ходу опускания шихты в печи, следует зона начала плавления неорганических компонентов шихты – распар 3, зона полного плавления неорганических материалов – заплечики 4, зона горения углерода шихты в кислороде дутья и накопления расплавленных масс – горн 5. Перерабатываемая шихта (отходы, известняк, топливо и другие возможные добавки) загружается скипами 6 в приемную воронку 7 без какой-либо предварительной подготовки в том виде, в котором отходы поступают на завод в мусороуборочных машинах. Днищем приемной воронки 7 служит малый конус 8. Когда малый конус опускается, шихтовые материалы ссыпаются в загрузочную камеру 9. Днищем камеры 9 служит большой конус 10, который также может опускаться для загрузки шихты в печь. После ссыпания шихты в печь большой конус 10 поднимается и герметично закрывает печь. Малый конус опускается после загрузки на него материалов из каждого скипа. Большой конус опускается после загрузки на него нескольких скипов шихты. Такая возможность накапливать на большом конусе различные массы шихты (4-8 скипов) имеет существенное значение для формирования столба шихтовых материалов в шахте печи с оптимальной газопроницаемостью.

Дутье подводится в горн печи 5 через фурмы 11, расположенные выше уровня жидких продуктов плавки в печи, и фурмы 12 нижнего ряда, подающие дутье под ванну жидкого шлака 13.

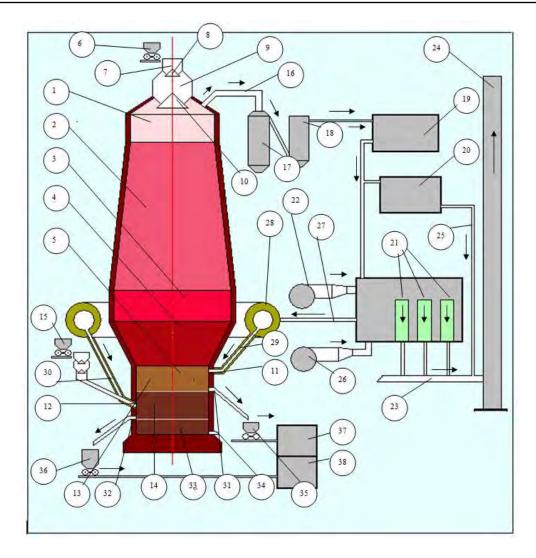


Рисунок 1 – Схема ВШП

Сюда же через фурмы 12 загружаются горновым засыпным устройством 15 уголь, и те компоненты шихты, которые по технологии процесса требуется загружать в печь не через колошник, а сразу в горн (например, отходы хлорвиниловых материалов и других веществ, дающих большое количество токсичных выделений при разложении), а также корректирующие добавки шихтовых материалов. Наличие горнового засыпного аппарата делает печь малоинерционной, по сравнению с обычными доменными печами, не имеющими таких устройств.

Кислород дутья, если таковым, например, является воздух, нагретый до 1300 K, попадая в горн 5, реагирует с углеродом отходов и угля в соответствии с реакцией:

$$C + 0.5 O_2 + 1.88 N_2 = CO + 1.88 N_2 + Q$$
 кал.

Продукты сгорания имеют температуру около 2300 К и не имеют таких окислителей как  $O_2$ ,  $CO_2$ ,  $H_2O$ . Такая температура создает достаточно высокий термический потенциал в горне для расплавления неорганических компонентов шихты. Высокая восстановительная способность горновых газов и раскаленного углерода коксовых остатков шихты, поступающей в горн из заплечиков, создают условия для полного восстановления из окислов таких металлов как железо, марганец, цинк, свинец и частичного восстановления кремния.

Горячие горновые газы, поднимаясь вверх навстречу опускающимся шихтовым материалам, отдают свое тепло и покидают печь через четыре газоотвода 16 с температурой 370-670 К. Из газоотводов 16 газы поступают в сухой пылеуловитель 17, затем — в мокрый скруббер 18 и устройство для тонкой очистки газов 19 (чаще всего это бывает электрофильтр). После этого часть газа (около 80 % от общего количества) направляется в энергоблок 20 для производства тепловой и/или электрической энергии. Другая часть газа (около 20 %) направляется в регенеративные воздухонагреватели 21 для нагрева дутья. Воздух для сжигания этого газа подается вентилятором 22.

Блок воздухонагревателей состоит из трех аппаратов, любая пара из которых способна полностью обеспечить нагрев дутья. Газовоздушная смесь для нагрева керамической насадки воздухонагревателей подается в камеры сгорания нагревателей горелками, снабженными противопульсационными устройствами, обеспечивающими полноту сгорания газов и предотвращение пульсаций давления газов в горелке и вибраций оборудования при помощи системы контроля и управления технологическими параметрами на основе микроЭВМ. Продукты сгорания, покидающие аппараты 21, имеют температуру около 470 К и, проходя через дымовой боров 23, уходят в дымовую трубу 24. В эту же трубу подаются и продукты сгорания из энергоблока 20 по дымовой трассе 25.

Воздуходувка 26 подает холодный воздух в воздухонагреватели 21. Оттуда горячее дутье поступает в линию горячего воздухопровода 27, идущую к кольцевому распределительному трубопроводу 28. Последний имеет ряд отводов 29 и 30, расположенных равномерно по окружности горна и подводящих дутье к фурмам 11, расположенным выше уровня жидких продуктов плавки в горне, и к фурмам 12, через которые дутье подается в жидкую ванну металла в горне.

Давление газа в печи, создаваемое воздуходувкой 26, имеет такую величину, которой достаточно для проталкивания газов по всему тракту от горна 5 до дымовой трубы 24.

Предлагаемая схема получения газообразного топлива из отходов и угля, последующая очистка газов в специальной системе 17, 18, 19, сжигание газа в энергоблоке 20 и воздухонагревателях 21 обеспечивает полное уничтожение вредных и токсичных промежуточных продуктов разложения отходов, пыли и других материалов в дымовых газах до выхода их из дымовой трубы в атмосферу.

Комплексная система очистки отходящих газов отвечает самым строгим требованиям санитарных стандартов ведущих европейских стран.

Уловленная пыль, шлак и другие отходы собственного производства снова загружаются в печь горновым загрузочным устройством.

Выплавляемые шлак и металл накапливаются в горне 5 двумя слоями. Шлак — в верхнем слое 13, металл — в нижнем слое 14. Их удаление из печи производится периодически через шлаковую летку 31 и летку для металла 32. Часть металла — «мертвый» слой 33 — постоянно сохраняется в печи, а при необходимости может быть выпущена из печи через летку 34. Шлак при выпуске из печи стекает в шлаковый ковш 35, а металл в ковш 36. Затем шлак транспортируется в отделение переработки шлака 37, а металл — в отделение переработки металла 38.

Товарная продукция производится из жидких продуктов плавки без их дополнительного подогрева, так как они получают в печи достаточный перегрев. Продукция из шлака и металла инертна и безопасна.

Следует отметить, что в предлагаемой системе переработка отходов может производится успешно и без загрузки в печь известняка и угля. Повышенная температура продуктов плавки за счет подачи дутья в жидкий металл гарантирует нормальную работу печи. Но при этом сильно сужается перечень видов продукции, изготовляемой из шлака и металла, и заметно ухудшаются экономические показатели работы предприятия.

Уголь, загружаемый в печь, только газифицируется, что само по себе экономически выгодно, а также стабилизирует тепловой режим печи при достаточно сильных колебаниях содержания горючих компонентов в перерабатываемых отходах, которые практически всегда имеют место на мусороперерабатывающих предприятиях, сжигающих отходы без их предварительной сортировки. Предварительная же сортировка бытовых отходов на заводах всегда сопровождается распространением в районе расположения завода неприятных запахов, образующихся при загнивании органических компонентов шихты, так как для проведения процессов сортировки отходов последние приходится много раз перелопачивать, раскрывая все новые и новые поверхности перерабатываемой массы, способствуя этим увеличению испарения вредных газов.

Калорийность горючего газа, образующегося в ВШП равна  $1655 \text{ ккал/м}^3$ , температура горения с холодным воздухом — 2200 K. Этого вполне достаточно, чтобы иметь возможность подогревать дутье в воздухонагревателях, работающих на этом газе, до 2070 K, если это потребуется.

Переработка ТБПО и организация производства по выпуску продукции определяют структурную компоновку основных производств. Структурная схема технологического процесса приведена на рисунке 2.

Продукцией экологического многофункционального энергокомплекса, выходящей собственно из ВШП, являются как горючий газ, жидкий металл и жидкий шлак, так и производимая из этого сырья в последующих переделах гамма товаров широкого спроса.

Горючий газ может быть использован для получения тепла, предназначенного для обогрева жилых домов и горячего водоснабжения, для организации тепличных хозяйств, выращивающих продукцию для населения. При сжигании газа под котлами электростанций может вырабатываться электрическая энергия, 25 % которой уходит на полное самообеспечение завода, а остальные 75 % — на продажу сторонним потребителям либо на обеспечение электрической энергией собственных концевых технологий. При переработке горючего газа на отдельных концевых технологических линиях возможно получать: метанол, синтетические моторные топлива, полимеры и др.

Жидкий металл может перерабатываться в литые изделия типа труб для канализации, крышек городских земляных колодцев, узорчатых оград для парков и различных учреждений. Металл может также поставляться на металлургические предприятия в виде металлодобавок в различных отраслях деятельности этих предприятий.

Жидкий шлак может перерабатываться в изделия из каменного литья, в керамическую облицовочную плитку, в черепицу для кровли, теплоизоляционные материалы (керпен), базальтовую нить, пенокомпозиты, огнеупоры и т.п.

Все виды продуктов экологического энергокомплекса с экономической точки зрения могут рассматриваться одновременно как готовая продукция, так и полуфабрикаты для дальнейшей их переработки. Наличие возможности вариации номенклатуры товарной продукции является существенным фактором, обеспечивающим устойчивость деятельности предприятия в условиях постоянно меняющегося рынка.

Из выше перечисленных фаз на выходе из ВШП может производиться широкий спектр высоко рентабельной и экологически чистой продукции, востребованной в машиностроении, авиастроении, космической отрасли, автомобилестроении, металлургии, строительной индустрии, нефтехимическом комплексе, энергетике и др.

Проведенные предварительные исследования показали наличие значительного спроса на товарную продукцию, которая прогнозируется к выпуску цехами экологического энергокомплекса, в том числе: базальтовые материалы и изделия из базальта; огнеупоры повышенной удельной прочности; пенокомпозиты различного назначения; высококачественные цементы; технические газы; ферросплавы; чугун и изделия из него

и другая товарная продукция, что наряду с энергетической самодостаточностью Проекта и высокими показателями по эффективности использования получаемой энергии, служит основанием и гарантией возврата вложенных средств.

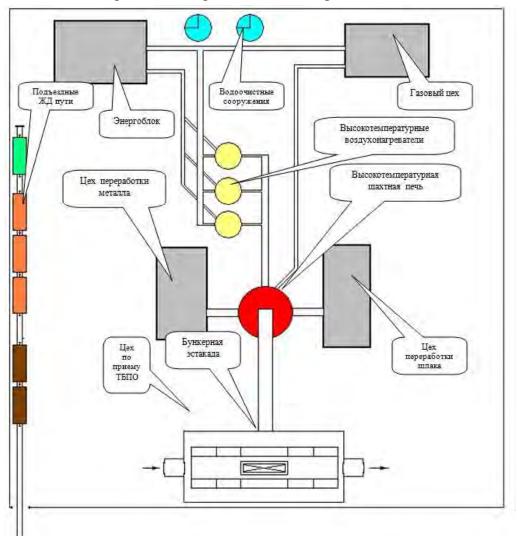


Рисунок 2 – Структурная компоновка основных участков завода

В настоящее время существует возрастающий спрос на новые композитные материалы с заданными свойствами. В предлагаемом проекте предусматривается возможность получения как самих подобных материалов, так и их составляющих, что позволит при соответствующем намерении быстро организовать производство новой продукции.

Необходимо учесть, что отработка технологических режимов высокотемпературных процессов по различным видам перерабатываемых твердых бытовых и промышленных отходов значительно расширит ассортимент выпускаемой продукции, что при гибкости технологических процессов даст возможность получать новые материалы с заданными свойствами. Это позволит своевременно реагировать на запросы рынка.

Одной из целей экологического энергокомплекса является организация производства новых эффективных экологически чистых эффективных строительных материалов — стеклокристаллических пенокомпозитов — керпенов, сочетающих в себе различные положительные свойства строительных изделий. Большая экономическая эффективность их производства и применения обусловлена малой материалоемкостью строительства, возможностью использования местного сырья (легкоплавкие глины,

перлиты, базальты, и т.д.) и отходов промышленности (отвалы вскрышных пород, шлаки и пр.), небольшими энергозатратами при изготовлении и применении, а также высокими эксплуатационными характеристиками. Подобных материалов в мировой строй-индустрии не имеется. Используемые в настоящее время современные строительные материалы такие как кирпич, бетон и т.п., а также природные материалы уступают керпену по сочетанию эксплуатационных свойств: низкий объемный вес (350-600 кг/м³) вследствие их высокой (до ~90 %) пористости, низкая теплопроводность (0,2-0,4 Вт/м·К), незначительное поглощение, высокая морозостойкость (свыше 50 циклов), достаточная строительная прочность (выше, чем у кирпича марки 150) и большая долговечность при воздействии различных природных и техногенных факторов.

Керпен представляет собой пенокерамику на основе стеклометаллических композиций. Энерго- и ресурсосберегающая технология его получения предполагает вспенивание в обжиге полуфабриката из дешевого местного сырья путем введения малых добавок (около 0,5 %) в исходную шихту. При этом образуется ячеистая пористая структура изделий с закрытыми порами, которая и определяет уникальное сочетание свойств материалов. К настоящему времени проведен цикл лабораторных работ и выпущены первые опытно-промышленные партии изделий, подтвердивших эффективность их использования.

Реализация проекта строительства многофункционального экологического энергокомплекса предусматривает организацию производства новых эффективных строительных материалов различных форм, цвета и назначения: стеновых, облицовочных, кровельных, тепло- и звукоизоляционных. Особенно перспективно их использование в малоэтажном строительстве в сельских местностях — гражданском и производственном: снижение материалоемкости стройматериалов и уменьшение топливно-энергетических затрат на их производство, увеличение производительности и улучшение условий труда в строительстве при одновременном повышении его качества, повышение комфортности жилища и т.д. При этом уникальное сочетание свойств материалов позволяет существенно улучшать экономические и эксплуатационные показатели строительных объектов. Так, вес зданий можно снизить в 2-3 раза при одновременном увеличении термосопротивления стеновых ограждений, что, в свою очередь, приводит к экономии топлива при эксплуатации зданий в холодные времена года.

Данный материал будет востребован в производстве литых крупноразмерных изделий для строительства инженерных коммуникаций (энерго- или водоснабжения, канализации и др.), долговечных дорожных или аэродромных плит, влагонепроницаемых элементов сборного крепления подземных сооружений (тоннелей, шахтных стволов и т.п.) и др. В использовании таких эффективных, высококачественных и сравнительно дешевых материалов широкого ассортимента заинтересованы практически все строительные организации. Особенно они перспективны для регионов Севера в связи с высокой морозостойкостью и низкой теплопроводностью.

Анализ состояния дел в развитии топливно-энергетических комплексов (ТЭК) большинства развитых стран, проведенный работниками НИЦ «Экология и промышленная энерготехнология» Объединенного института высоких температур РАН РФ, показывает необходимость объединения в единый блок ряд новых технологий в области энергетики. К этому, в свою очередь, привела либеризация энергетических рынков — в условиях ожесточившейся конкуренции компании предпочитают вкладывать средства в наиболее рациональные технологические решения, где существенно обозначена проблема сохранения природы.

С одной стороны, в Европе постепенно ужесточаются экологические требования к подобным энергетическим производствам, а с другой стороны, новые, крайне привле-

кательные с экологической точки зрения технологические разработки далеко не всегда оказываются рентабельными, если их внедрять и совершенствовать по отдельности. В связи с этим создаваемые энергокомплексы должны быть энерго- и экономически независимы от наличия в данном регионе других энергопроизводств и поставщиков сырья, вплоть до их полного отсутствия.

Каждый экологический энергокомплекс, по нашему мнению, должен включать в себя:

- электростанцию, работающую на возобновляемых источниках энергии (ГАБ ТЭС гелиоаэробарическая теплоэлектростанция, работающая на энергии солнца, ветра и рассеянного тепла от энергетических установок как оптимальный вариант);
  - производство газохимии, углеводородного сырья и полимеров;
  - миниметаллургический комплекс с цехом каменного литья;
  - высокотехнологические производства источников энергии;
  - сельскохозяйственный комплекс.

Предполагается, что такие энергокомплексы будут не требовательны в отношении топлива, т.е. приспособлены к использованию как традиционных первоисточников – газа, жидких углеводородов, каменного угля, так и принципиально малоиспользуемых видов топлива, например, бытовых отходов, торфа, бурых углей и сланцев, а также биомассы. Безусловно, в каждом случае требуется соответствующая подготовка первоисточника.

Одна из отличительных черт разрабатываемых общими усилиями энергокомплексов заключается в том, что газификация торфа, бурых углей, сланцев и биомассы в высокотемпературных шахтных печах (ВШП) дает возможность получать электроэнергию с более низкой себестоимостью, чем при получении ее из нефтепродуктов, природного газа или каменного угля при их сегодняшней стоимости на мировом рынке. Такую возможность предоставляет человечеству уникальное свойство углерода, в соответствии с которым сродство углерода с первым присоединяющимся к нему атомом кислорода возрастает с повышением температуры в реакционном пространстве, в то время как у всех окислов металлов оно уменьшается.

Получение в ВШП дорогостоящих ферросплавов, содержащих большое количество кремния и алюминия (железа в пустых породах углей обычно содержится мало) и продуктов газификации углей — горючего газа, дает возможность получать из этого газа электроэнергию с очень низкой себестоимостью за счет продажи дорогих ферросплавов.

Одним из оптимальных вариантов нами считается газификация с выходом всего двух продуктов — водорода и моноокиси углерода. Водород в отдельности мог бы использоваться в качестве топлива в химической промышленности, металлургии, гибридных системах и др., а также служить в синтезе химикатов. Моноокись углерода СО, в свою очередь, используется для сжигания в энергетических установках для производства электроэнергии, где задействованы усовершенствованные высокотемпературные турбины. Однако наилучшего экономического результата можно добиться, используя эти два продукта в производстве газохимии, например, перерабатывая их в моторное топливо и химическое сырье. Каталитические превращения СО и  $H_2$  очень многообразны, но из них можно выделить два наиболее важных: синтез углеводородов, в том числе компонентов моторного топлива и получение спиртов, особенно метанола.

Другими словами, помимо электроэнергии, экологический энергокомплекс при газификации дешевых видов топлива сможет вырабатывать (в зависимости от спроса) целую гамму продукции — от компонентов моторного топлива (изооктановый бензин и ультрачистое дизельное топливо) до диметилового эфира и метанола, т.е. те виды топлива, которым сегодня пророчат повсеместное распространение в ближайшие десятилетия.

Тем не менее, применяемые сегодня дешевые виды топлива: бурый уголь, сланцы, биомасса и др., не говоря уже о твердых производственных и коммунальных отходах, имеют высокую зольность, что приводит к образованию канцерогенных шлаковых масс. В ряде случаев, при переработке отходов, содержащих пластмассы, резинотехнические изделия и др., шлаки и отходящие дымовые газы содержат повышенные концентрации галогенов, что может приводить к образованию в больших количествах очень токсичных веществ, таких как диоксины и фураны. Если и дальше применять сегодняшние технологии переработки отходов и сырья для выработки энергоресурсов, используемые в мире, то они в дополнение к небезопасным станут еще и нерентабельными и приведут человечество к глобальной экологической катастрофе.

Напротив, модернизованная доменная печь (ВШП), работающая в режиме высокотемпературной газификации многокомпонентного топлива (или отходов как вида топлива), при выработке желаемых продуктов (водорода и моноокиси углерода) позволяет получить технологический жидкий шлак с заданным компонентным составом без токсинов и канцерогенов, который используется для производства керпена, синтетического базальта и изделий из него. Как вариант, жидкий шлак подлежит дальнейшей газификации при заданных температурах для получения в промышленных масштабах металлургического кремния, титана, магния, алюминия и кальция с содержанием посторонних примесей не более 1 %.

Выделяющееся при процессе газификации тепло используется для восстановления металлов из окислов пустых пород низкосортных углей, руд и отходов. Наиболее эффективным является промышленное производство ферросплавов или металлургического кремния и алюминия. В обычной доменной печи этого нельзя сделать из-за низких температур ее жидких продуктов плавки.

Расчеты показывают, что, например, в подмосковных углях, содержащих около 60 % углерода и газифицируемых в печи с нагревом дутья до 1580 K, вполне хватает запаса тепла для полного восстановления из пустой породы углей железа, кремния и алюминия. При этом из печи будут получать горючий газ с калорийностью 1300-1600 ккал/м<sup>3</sup> и около 100 кг на тонну газифицируемого угля металла, содержащего 54 % кремния, 28 % алюминия, 18 % железа.

Высокотемпературный газификатор с полезным объемом 500 м<sup>3</sup> способен переработать 150 тыс. тонн в год подмосковного угля, содержащего около 60 % углерода. При этом будет выработано 15 тыс. тонн ферросплава указанного выше состава и 150 млн. кВт/час товарной электроэнергии. Остальная электроэнергия полностью обеспечивает собственные нужды производства.

Относительно других достоинств в переработке в ВШП шихты самого различного компонентного состава можно указать на следующие принципиальные аспекты.

В современных доменных печах (модернизация которых и привела к созданию ВШП), работающих на принципах, разработанных более 200 лет тому назад, нагреть продукты плавки (например, шлака, температура которого всегда превосходит температуру выплавляемого металла), выше температуры 1900 К невозможно. И чтобы получить продукцию нагретую до 2320 К и выше приходится пользоваться источниками энергии, дающими температуры в 4-7 тысяч градусов, включая так называемую технологическую электроэнергию для создания электрической дуги. Если же учесть, что электрическая энергия получается в тепловых агрегатах с коэффициентом полезного действия не выше 40 %, то становится понятным значительное увеличение стоимости такой продукции и ухудшение экологических и экономических показателей работы таких технологий.

Кроме того, высокие температуры (4-7 тысяч градусов) сопровождаются появлением в агрегатах множества паразитных процессов. Например, таких как восстановление из окислов шихты ненужных технологам металлов, снижающих качество продукции, испарение некоторых химических элементов, в том числе и тех, ради получения которых и разрабатывалась данная технология, и многое другое.

И связано это с тем, что сегодня нет таких источников тепла для нагрева продукции, которые обеспечивали бы плавное регулирование развиваемых ими температур в пределах 2000-3300 К.

Невозможность в существующих доменных печах прогрева продуктов плавки выше температуры 1900 К стимулировала необходимость создания в мире такой отрасли промышленности как ферросплавное производство, где в шахтных печах, подобных доменным печам, удается нагревать продукты плавки до 2200-2400 К за счет применения электродуговых источников тепла.

К перечисленным недостаткам современного доменного производства следует так же отнести:

во-первых, весьма большую неравномерность распределения температур по радиусу печи, которую необходимо поддерживать для обеспечения плавности схода шихты в печи и оптимальной реализации восстановительного потенциала и тепловой энергии газового потока, обрабатывающего шихту. Даже незначительные изменения химического и гранулометрического состава шихты приводят к нарушению желаемого распределения температур, сопровождающемуся нарушением плавности схода шихты в печи и теплового состояния в домне. А это, в свою очередь, приводит к ухудшению качества выплавляемого металла и падению экономической эффективности процесса плавки;

во-вторых, явно неудовлетворительные условия теплообмена в нижней части доменной печи из-за существенной разницы температур греющих газов, образующихся у воздушных фурм при сгорании углерода кокса в горячем дутье (2270-2670 К), и продуктов плавки (около 1770 К), выдаваемых из печи. В центральной части горна она настолько низка, что едва обеспечивает жидкоподвижность продуктов плавки. В результате в этой части горна шлаки могут остывать настолько, что приходится принимать специальные меры для их разогрева (кстати, неучет именно этой особенности и приводил к аварийным ситуациям, связанным со шлакованием шахтных печей систем «Андко-Торрекс», в результате чего и было прекращено их производство). Делается это путем загрузки в печь дополнительных порций кокса и шлакоразжижающих добавок. Очевидно, что это уже ненормальный ход плавки, и сопровождается он значительными потерями ее качественных и количественных показателей.

Третий, серьезный недостаток современного доменного процесса связан с образованием в самом горне у фурм, которыми дутье вводится в печь (печи имеют по 20-40 фурм), окислительных зон. В окислительных зонах присутствует не только CO<sub>2</sub>, который на выходе из нее вступает в реакцию с углеродом раскаленного кокса по схеме:

$$CO_2 + C = 2CO - 172712$$
 кДж/кг.

Здесь присутствует также и чистый кислород, который не нашел еще в газовом пространстве этой зоны углерода кокса. В тех зонах, где углерод раскаленного кокса сгорает в горячем дутье до  $CO_2$ , адиабатическая температура образующегося газа превышает 3300 К. И такие зоны занимают до 40 % площади горна на горизонте установки воздушных фурм.

Металлы (в основном это железо и кремний), восстановленные из окислов на более высоких горизонтах печи и стекающие вниз в виде расплавов, попадая в окисли-

тельные зоны, окисляются с выделением большого количества тепла, что приводит к увеличению количества испаряющихся в окислительных зонах химических элементов шихты (в основном это — низшие окислы кремния и алюминия). Затем вновь окисленные металлы, выходящие через нижнюю границу окислительных зон в ванну жидкого шлака, смешанного с коксом, вновь подвергаются восстановлению с затратой того же количества тепла, которое ранее выделилось в окислительных зонах. Это приводит к заметному снижению температуры шлаков и металла жидкой ванны в горне печи, так как тепло окислительных зон очень слабо проникает в нижележащие слои шихты.

Это объясняется наличием экранирующего слоя рыхлого кокса между жидкой ванной металла и окислительными зонами. А также довольно низкой теплопроводностью шлаковой ванны, находящейся на поверхности расплавленного металла. Закись железа, образующаяся в окислительных зонах, обладает высокой текучестью. Поэтому она растекается по всей площади горна, в том числе и центральной его части. Все это отрицательно сказывается на работе доменной печи, так как в центральной части горна нет никаких источников выделения тепла, и температура жидких продуктов плавления близка к температуре их застывания.

Устранив рассмотренные недостатки, можно было бы придать современным доменным печам принципиально новое качество. И это реально, если учесть, что уровень температур в горне печи и вне окислительных зон вполне достаточен для организации процесса восстановления из окислов шихты всех металлов, выплавляемых в больших количествах промышленностью, в том числе и тех, которые получаются с использованием технологической электроэнергии (электродуговых процессов).

Проблема сравнительно просто решается путем подачи нагретого дутья в печь на уровне жидких продуктов плавки и частично в ванну жидкого металла, температура кипения которого превышает температуру выпускаемых из печи жидких продуктов плавки. Для этого необходимо часть фурм установить на 1,0-1,5 метра ниже современного уровня. При тридцатиметровой полной высоте рабочего пространства доменной печи такое изменение в ее конструкции является незначительным. При этом, как показывают расчеты, диаметр фурм нет смысла делать менее 500 мм (сейчас он равен 200 мм).

Ввод дутья в металл позволяет организовать выплавку таким образом, что все процессы испарения отдельных химических элементов шихты в высокотемпературных зонах доменных печей не будут иметь места. В этих зонах печи появятся значительные температурные резервы, что наряду с целесообразностью делать фурмы диаметром 500 мм, позволяет оборудовать печь вторым засыпным аппаратом (устройством), позволяющим загружать в горн через воздушные фурмы любые компоненты шихты в том же виде, в котором они в настоящее время загружаются в печь через колошник — верхнее засыпное устройство.

Важнейшим достоинством горного засыпного устройства является возможность загружать в печь любые марки углей и выводить при этом из шихты значительные количества (до 50 % и более) дефицитного и дорогого кокса. Кроме того, в современные доменные шахтные печи нельзя загружать уголь, так как он, опускаясь с шихтой от колошника вниз, начнет нагреваться и выделять жидкие компоненты в виде мазута, масел и летучих веществ, которые будут выноситься из печи газовым потоком и оседать по мере остывания газа по всему газовому тракту, приводя его в нерабочее состояние. Практически в этом случае уголь в печи подвергается процессу коксования, как в печах коксохимических заводов, загрязняющих окружающую атмосферу в чрезвычайно значительной степени. Однако если загружать уголь через горное засыпное устройство непосредственно в ванну жидкого металла, то все летучие вещества и тяжелые углеводороды, выделяющиеся из углей, будут подвергаться в высокотемпературных циркуляци-

онных зонах металлической ванны полной диссоциации, превращаясь в обычные для доменных печей компоненты доменного газа.

Гидравлический эффект перемешивания металлической ванны турбулентными потоками газами дутья и вероятность полного выгорания углерода и других примесей из чугуна, обычно выжигаемых в сталеплавильных конвертерах, в такой печи даже выше, чем в конвертерах. А это значит, что в ВШП из доменной шихты будет получаться вместо стандартного чугуна сталь.

Благодаря выравниванию температур по горизонтальным сечениям ВШП практически на всех уровнях появляется возможность выплавлять в такой модернизированной печи чистые металлы, не содержащие практически примесей других металлов, присущих стандартному чугуну.

В ВШП любую руду можно превратить в металл и горючий газ, не имея при этом никаких твердых и жидких отходов. Для этого нужно, переплавляя в ней железную руду, установить режим на таком температурном уровне, чтобы температура жидкой металлической ванны удерживалась на уровне около 1820 К (превышающем уровень температуры плавления стали). Тогда в выплавляемом металле будут присутствовать только железо и следы марганца, которого в железных рудах бывает очень мало. Все остальные элементы остаются в шлаке.

После этого организуют вторую плавку полученного шлака в печи с температурой металлической ванны около 1870 К. При этом восстановлению будет подвергаться только кремний. Металлическая ванна в горне будет состоять из расплавленного кремния. Продуктами такой плавки будут кремний и шлак, содержащий окислы титана, магния, алюминия и кальция.

В третьей плавке полученного шлака при температуре жидкой ванны около 1970 К продуктами плавки будут жидкий титан и шлак – глинозем с небольшой примесью окислов магния и кальция.

В четвертой плавке при температуре около 2120 К будет получен чистый магний и шлак, содержащий глинозем с примесью окисла кальция.

В пятой плавке полученного шлака в печи с температурой металла около 2320 К будет получен алюминий и небольшое количество шлака в виде окисла кальция.

Шестая плавка при температуре 2420 К для восстановления кальция будет плавкой, превращающей последние остатки руды в металл — кальций и завершающей процесс безотходной переработки железной руды.

Так как все металлы, получаемые от второго до шестого передела, в настоящее время выплавляются с применением технологической электроэнергии, то они имеют высокую стоимость. Однако получение их в модернизованной доменной печи (ВШП) дает большой экономический эффект при значительном снижении суммарного расхода топлива, электроэнергии и улучшении экологических показателей процессов выплавки.

Система из нескольких ВШП, соединенных в один комплекс, первая из которых газифицирует железную руду и углерод топлива, с выдачей через одну летку стали, через другую — шлак, который в свою очередь по герметически закрытой транспортной линии подается в следующую ВШП для получения кремния и шлака и т.д., позволяет с минимальными энергетическими и сырьевыми ресурсами производить в промышленных масштабах сталь, металлургический кремний, титан, магний, алюминий и кальций.

Метод производства электроэнергии, металлов, ферросплавов, продукции газохимии, моторных топлив, высокоэффективных строительных материалов и др. из ТБПО, низкосортных углей, горючих сланцев и других каустобиолитов, запасы и производство которых многократно превосходят запасы основных на сегодня энергоресурсов, дающий возможность получать электроэнергию значительно более дешевую, чем получаемую из нефти и газа, и существенно уменьшающий энергетическую зависимость любого государства от других государств – поставщиков энергоресурсов на мировой рынок, превращает такое государство в жизнеспособную, устойчивую, саморазвивающуюся систему по отношению к различным возможным природным и политическим катаклизмам. В таких условиях отпадает необходимость в монопольных организациях, поставляющих потребителям нефть, природный газ и электроэнергию. Нет необходимости и в сооружении линий дальних электропередач, нефте- и газопроводов.

Энергокомплексы, основанные на переработке каустобиолитов, ТБПО и железных руд в высокотемпературных шахтных печах не только кардинально решают глобальную экологическую проблему, но и позволяют рачительно использовать природные ресурсы и обеспечивать энергобезопасность многих стран на длительную перспективу.

### Список использованных источников

- 1. **Богатов, Б.А.** Экологическая и энергетическая безопасность: идеи и практика добычи полезных ископаемых и утилизации отходов / Б.А. Богатов, В.С. Войтенко, А.Е. Кимаев. Минск: Юнипак, 2005 216 с.
- 2. Способ переработки твердых бытовых и промышленных отходов: пат. 2105245 RU, МПК 6 С 1, F 23 G 5/00 / А.В. Воловик, А.А. Вертман, В.Г. Пузач, В.М. Кузнецов, Е.М. Шелков; заявитель НИЦ «Экология». № 95117530/03; заявл. 13.10.1995; опубл. 20.02.98.
- 3. Способ переработки твердых бытовых и промышленных отходов и устройство для его осуществления: пат. 2086850 RU, МПК 6 C 1, F 23 C 5/00, C 21 B 5/00 / А.В. Воловик, О.А. Воловик, И.А. Долгоносова; заявители А.В. Воловик, О.А. Воловик, И.А. Долгоносова.— № 95122509/02; заявл. 27.12.1995; опубл. 10.08.1997.
- 4. **Воловик, А.В.** Единая теория поля о строении Вселенной, человека и Религии / А.В. Воловик. М.: Изд-во «ПРЕСТ», 2000. 67 с.
- 5. Способ комплексной переработки ископаемых бурых углей, горючих сланцев и других каустобиолитов: пат. 013626 Евразия В 1, С 10 Ј 3/00, С 22 В 4/00 / В.С. Войтенко, А.В. Воловик, А.Е. Кимаев, А.Д. Смычник, Е.М. Шелков, С.Ф. Шемет; заявитель ОАО «Белгорхимпром». − № 200801783; заявл. 14.07.2008. опубл. 30.06.2010.

Voytenko V.S., Kimaev A.E., Shumsky A.A., Gonyaev I.F., Shemet S.F., Sukhodolsky A.V.

Energy complexes on ecological and wasteless recovery of wastes, grizzles and complex ores

Discussed problems of existing technologies of recovery of solid human and industrial wastes, grizzles, complex ores and their influence on ecology. Reviewed possibilities and prospects of using of high-temperature blast-furnaces gasificators for direct extraction of useful components from such ores and wastes. Characterized multifunctional complex energy technology with the use of high-temperature shaft furnaces, stated its high energy and economic efficiency, as well as ecological safety.

Поступила в редакцию 02.05.2013 г.

УДК 622.831.22; 622.285

# ДЕМОНТАЖ ЗАБОЙНОГО ОБОРУДОВАНИЯ В ЛАВАХ С ВЫНИМАЕМОЙ МОЩНОСТЬЮ НЕ БОЛЕЕ 1,5 м ПУТЕМ ПРОВЕДЕНИЯ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СПЕЦИАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Мозговенко М.С., Пузанов Д.А. (ЧУП «Институт горного дела», г. Солигорск, Беларусь), Тараканов С.А., Сенюк В.В., Петровский Ю.Б. (ОАО «Беларуськалий», г. Солигорск, Беларусь)

В статье приводятся результаты опытно-промышленных испытаний способов демонтажа горно-шахтного оборудования в низких лавах Третьего калийного горизонта путем проведения параллельно забою лавы специальных демонтажных выработок, благодаря чему существенным образом повышается безопасность и комфортность работы в заключительной стадии доработки выемочного столба.

### Ввеление

В течение 2011-2012 гг. на рудниках 1 РУ, 2 РУ, 3 РУ ОАО «Беларуськалий» проведены испытания разработанных специалистами рудников способов демонтажа забойного оборудования в низких лавах, основанных на проведении специальных выработок. До недавнего времени демонтаж забойного оборудования в таких лавах выполнялся из остановленного призабойного пространства лавы в весьма стесненных условиях. Забойное оборудование (забойная крепь, очистной комбайн, конвейер) имеет большие размеры и вес. Передвижка и транспортировка забойного оборудования по призабойному пространству до бортовых штреков лавы выполнялись с помощью лебедок различной конструкции, что, в свою очередь, требует определенных затрат на их установку и перенастройку. При демонтаже забойной крепи для поддержания выработанного пространства в районе демонтируемых секций, необходимо использование деревянных стоек, доставка которых затруднена из-за ограниченных размеров призабойного пространства. Вышеизложенные проблемы можно решить путем проведения параллельно забою лавы на всю длину специальной выработки, которую назвали демонтажной. Первые попытки проведения демонтажных выработок на Старобинском месторождении были предприняты еще в 1991-1993 годах. Тогда, из-за отсутствия высокопроизводительного оборудования по нарезке компенсационных щелей по контуру выработок, эти эксперименты были не совсем удачные, и особенно, при привязке кровли демонтажных выработок выше IV сильвинитового слоя. Демонтажные выработки разрушались в зоне временного опорного давления демонтируемой лавы и для их использования по прямому назначению требовалось выполнение в них ремонтных работ.

Актуальность проблемы определяется еще и тем, что в существующих и действующих на Старобинском месторождении калийных солей нормативных документах [1, 2] отсутствуют позиции, связанные с определением мест заложения демонтажных выработок относительно пласта, как и нет самого понятия демонтажная выработка, а также методики расчета и выбора крепи на данных участках. Для решения данной проблемы в шахтных условиях был исследован:

-характер нагружения забойной крепи и конвергенция призабойного пространства при подходе к линии остановки лавы на демонтаж и при отсутствии влияния демонтажной выработки;

- -характер нагружения забойной крепи и конвергенция призабойного пространства в процессе проведения демонтажной выработки (*Первый вариант*), а также в процессе выполнения демонтажных работ;
- -характер деформирования контура демонтажной выработки (*Второй вариант*) за зоной и в зоне влияния очистных работ демонтируемой лавы;
- -характер деформирования вновь образованной широкой выработки (демонтажная выработка + призабойное пространство лавы).
- В зависимости от места и времени проведения демонтажной выработки было испытано два способа ее проведения:
- -Первый вариант демонтажная выработка проходится вприсечку к уже остановленному забою лавы;
- -Второй вариант демонтажная выработка проходится заранее, за зоной влияния очистных работ демонтируемой лавы. Затем демонтируемая лава своим забоем вскрывает демонтажную выработку.

И в *Первом* и во *Втором* вариантах демонтажные выработки проводились одним ходом комбайна ПК-8.

Устойчивость участка, образованного проведением демонтажной выработки и призабойным пространством лавы зависит:

- -от привязки кровли относительно пласта;
- -от типа крепи и способов охраны демонтажной выработки;
- -от типа забойной крепи и способов дополнительного (при необходимости) крепления призабойного пространства;
  - -от времени выполнения демонтажных работ.

Прежде чем приступить к изложению материалов исследований необходимо подчеркнуть, что исследования по *Первому варианту*, т.е. демонтажная выработка пройдена вприсечку к остановленному забою демонтируемой лавы, проведены впервые на месторождении. Эта работа выполнялась в условиях лавы № 8-в-1 гор.-620 м рудника 3 РУ. Демонтажные выработки по остальным лавам (лава № 35верх рудника 2 РУ, лавы № 87 и № 95 рудника 1 РУ) проводились по классической схеме, т.е. заранее за зоной временного опорного давления. Исследования характера деформирования демонтажных выработок в вышеназванных лавах выполнены в различных горнотехнических и горно-геологических условиях, а именно:

- -глубина разработки изменялась от 353 до 787 метров;
- -длина лавы находилась в интервале 200-250 метров;
- -шаг установки забойной крепи во всех лавах составлял 2,0 м;
- –вынимаемая мощность составляла 1,1-1,3 м, а на отдельных участках была увеличена до 1,4 м;
- -ширина призабойного пространства без учета демонтажной выработки составляла в среднем 4,3-4,5 м, а с учетом проведения демонтажной выработки для *Первого варианта* 7,0-7,1 м, для *Второго варианта* 4,9-5,5 м;
- -демонтажная выработка, пройденная вприсечку к остановленному забою лавы не охранялась, а ее кровля крепилась двумя рядами винтовой анкерной крепи и двумя рядами анкеров КАЗ;
- -демонтажная выработка, пройденная за зоной влияния очистных работ демонтируемой лавы, охранялась компенсационными щелями в кровле, почве и противоположном от лавы боку выработки. Кровля крепилась одним рядом анкеров КАМВ, а бока выработки двумя-тремя рядами анкеров КАЗ;

-содержание глинистых прослойков на высоте 2,0 м от кровли лавы изменялось от 2,3 до 70 %.

Как видно из приведенных данных, горно-геологические и горнотехнические условия имеют существенные отличия практически по всем показателям.

## Исследование конвергенции «кровля – почва» призабойного пространства при подходе лавы к линии остановки

Основная цель этих исследований — определить основные параметры проявления горного давления в призабойном пространстве в обычном режиме подвигания забоя лавы, чтобы в последующем оценить, как они меняются при расширении призабойного пространства на 2,5-3,0 м. Исследования в призабойном пространстве лав выполнялись по методике, которая использовалась при разработке рекомендаций по параметрам установки забойной крепи в селективных лавах [3]. Выкопировка из плана горных работ (на примере лавы № 87) в завершающей стадии доработки выемочного столба, а также места установки станций по длине лавы представлены на рисунке 1, а в призабойном пространстве на одном из замерных профилей — на рисунке 2.

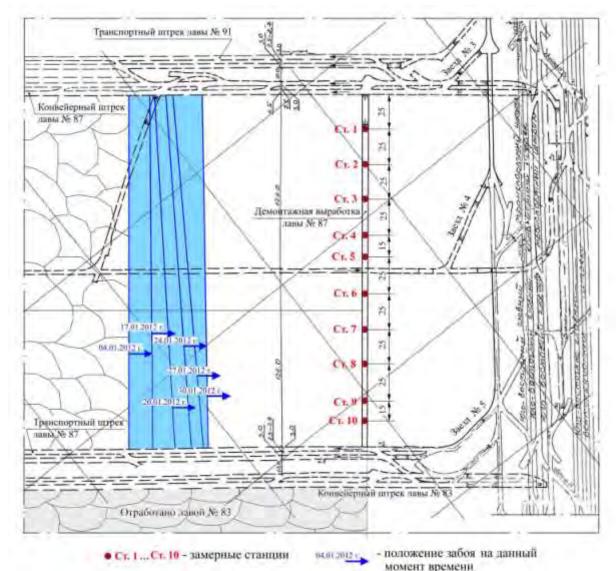
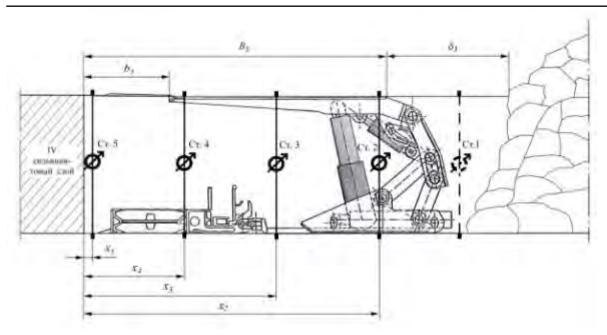


Рисунок 1 — Выкопировка из плана горных работ в лаве № 87 гор.-430 м рудника 1 РУ в заключительной стадии доработки столба



 $b_3$  — величина незакрепленной полосы кровли, м;  $B_3$  — ширина призабойного пространства, м;  $\delta_3$  — величина зависания пород непосредственной кровли за забойной крепью, м; Ст. 1,...,Ст. 5 — станции контурных реперов;

 $x_2,...,x_5$  — соответственно расстояние от забоя лавы до конкретной станции, м Рисунок 2 — Схема установки станций для измерения конвергенции «кровля — почва» призабойного пространства в лаве № 87 гор.-430 м рудника 1 РУ при подходе к линии остановки на демонтаж

Конвергенция призабойного пространства «кровля — почва» измерялась по станциям контурных реперов, которые устанавливались в почве и кровле лавы сразу же после снятия очередной стружки на расстоянии 0,15-0,35 м от забоя лавы. Измерения конвергенции по станциям выполнялись с момента установки вплоть до выхода в завальную часть забойной крепи.

Измерения конвергенции призабойного пространства лавы, и особенно в районе гидростоек забойной крепи, давали также информацию об остаточной и необходимой раздвижности забойной крепи к моменту выхода забоя лавы в демонтажную выработку и последующего выполнения работ по демонтажу забойного оборудования. Сводные данные об изменении конвергенции призабойного пространства лав на расстоянии 4,0 метра от их забоя (или в районе гидростоек забойной крепи) приведены на рисунке 3. Как видно из рисунка 3, характер изменения конвергенции по длине лав по IV сильвинитовому слою (графики 1, 2, 3) одинаков, а именно: наибольшие значения конвергенции призабойного пространства отмечаются со стороны ранее отработанных выемочных столбов, наименьшие – со стороны «массива».

Несмотря на существенные различия горнотехнических и горно-геологических условий отработки лав по IV сильвинитовому слою, конвергенция призабойного пространства в данных лавах отличается незначительно (и особенно со стороны отработанного пространства) и укладывается в статистический разброс. Исходя из этого, результаты измерений были обработаны совместно, и получена эмпирическая зависимость изменения конвергенции призабойного пространства (раздвижности забойной крепи) по длине лавы в виде:

$$U_{3(IV)} = -0,1056x + 83,092, \text{ MM}, \tag{1}$$

где x — расстояние от бортового штрека лавы, расположенного со стороны отработанного выемочного столба, м;

0,1056; 83,092 – коэффициенты линейной аппроксимации.

Несколько иной характер распределения конвергенции призабойного пространства наблюдается в лаве № 95 по II сильвинитовому слою рудника 1 РУ, где максимальные значения конвергенции (а также зависание пород непосредственной кровли за забойной крепью) отмечается в центральной части лавы (график 4 рисунка 3).

Для расчета конвергенции призабойного пространства в этой лаве также получена эмпирическая зависимость в виде:

$$U_{3(H)} = -0.002x^2 + 0.388x + 33.48, \text{ MM}.$$
 (2)

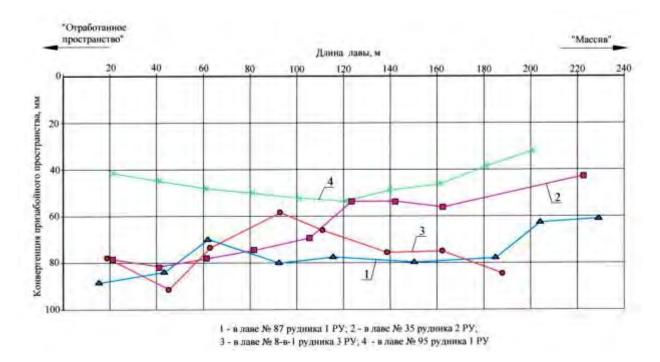


Рисунок 3 — Характер изменения конвергенции призабойного пространства по длине лавы на расстоянии 4,0 м от ее забоя в процессе очистной выемки

# Анализ результатов измерений конвергенции «кровля – почва» демонтажных выработок, пройденных за зоной влияния временного опорного давления от демонтируемой лавы

Речь пойдет о лавах, демонтируемых по *Второму варианту*, в частности, это лавы № 35верх, № 87 и № 95. Во всех демонтажных выработках этих лав было установлено по 10 замерных профилей для измерения конвергенции «кровля — почва» и схождения боков. Наблюдения по станциям велись вплоть до ухода станции в закрепное пространство, после извлечения механизированной крепи. Результаты измерений конвергенции «кровля — почва» демонтажных выработок приведены на рисунке 4. Как видно из рисунка 4, конвергенция во всех лавах с большей интенсивностью проявляется со стороны смежноотработанных лав. Характер деформирования демонтажных выработок в лавах № 35верх и № 87 мало отличается друг от друга, но отличается от данных, полученных из лавы № 95, которая работала по II сильвинитовому слою.

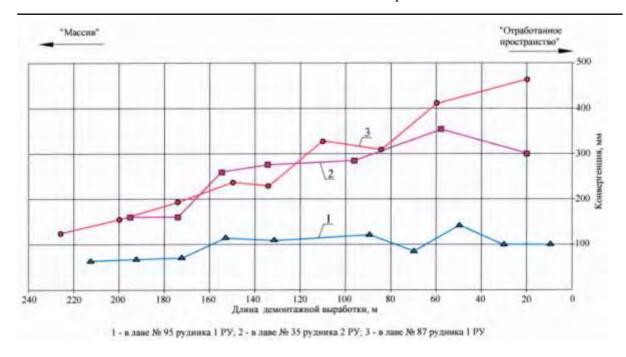


Рисунок 4 — Конвергенция демонтажных выработок в момент вырубки в них забоев демонтируемых лав

# Анализ результатов исследований характера деформирования расширенного призабойного пространства, образованного демонтажной выработкой и забоем лавы в период выполнения демонтажных работ

При анализе этих данных нужно учитывать существенные отличия в исследуемых лавах горнотехнических и горно-геологических условий, и то, что демонтаж во всех лавах выполнялся от транспортных штреков, которые располагались со стороны отработанных столбов, в сторону конвейерных штреков. Исходя из этого, участки забоя лавы и демонтажной выработки, расположенные со стороны «массива», испытывали больший срок эксплуатации по сравнению с участками со стороны отработанного пространства. Данные исследований расширенного призабойного пространства приведены в таблице.

Таблица – Основные характеристики расширенного призабойного пространства в исследуемых лавах в процессе выполнения демонтажных работ

Howardware	Номер лавы					
Наименование параметра	лава № 87	лава № 35верх	лава № 8-в-1	лава № 95		
Конвергенция призабойного пространства по длине лавы, мм	45-102	34-53	74,5-7,2	19,5-42		
Среднее значение конвергенции по длине лавы, мм	64,7	45,04	80,7	31,4		
Время от остановки забоя до полного окончания демонтажных работ, сут.	29	20	45	25		

#### Заключение

Проведенные исследования характера деформирования демонтажных выработок в зоне временного опорного давления от демонтируемой лавы, а также в зоне остаточного опорного давления от смежно отработанных выемочных столбов, позволили установить некоторые закономерности. Исследования проводились в лавах, где горнотехнические и горно-геологические условия (такие как глубина разработки, длина лав, тип кровли, ширина целиков) отличались существенным образом. В процессе исследований успешно испытаны два варианта проведения демонтажных выработок:

- проведение демонтажной выработки вприсечку к остановленному забою демонтируемой лавы;
  - проведение демонтируемой выработки заранее за зоной влияния очистных работ.

Проверены и подтверждены экспериментально выполненные в проектах способы охраны и крепления демонтажных выработок и расширенного призабойного пространства, образованного демонтажной выработкой и забоем лавы. Как показали исследования, возможно применение обоих способов проведения демонтажных выработок. Область применения того или иного способа проведения демонтажных выработок определяется горно-геологическими условиями. Забойная крепь обеспечила устойчивость призабойного пространства в процессе выполнения демонтажных работ с большим запасом гидравлической раздвижности при вынимаемой мощности в пределах 1,1-1,4 м. Проведение демонтажной выработки обусловлено социальным эффектом, а именно безопасным ведением демонтажных работ с использованием современных средств погрузки и доставки оборудования непосредственно из забоя низких лав.

### Список использованных источников

- 1. Инструкция по применению систем разработки на Старобинском месторождении. Солигорск-Минск,  $2010.-152~\mathrm{c}.$
- 2. Инструкция по охране и креплению горных выработок на Старобинском месторождении. Солигорск-Минск, 2010. 125 с.
- 3. Изучить закономерности проявлений горного давления в забоях селективных лав и их сопряжениях со штреками: в лаве № 2 гор.-200 м рудника 1 РУ(этап 1.1); изучить закономерности проявлений горного давления в забоях селективных лав и их сопряжениях со штреками: нижних лавах № 28, № 32 гор.-445 м 2 РУ после отработки IV сильвинитового слоя (этап 1.4). Отчет о НИР (промежут. по дог. № 02/09) / ЧУП «Институт горного дела»; рук. В.А. Губанов; исполн.: Поляков А.Л. [и др.] Солигорск, 2009. 74 с. Библиогр.: с. 56. № ГР 20092318. Инв. № 63.

Mozgovenko M.S., Puzanov D.A., Tarakanov S.A., Senyuk V.V., Petrovsky Yu.B.

Dismounting of face equipment in the longwalls with mining height no more than 1,5 m by carrying out and use of special workings

The article presents results of experimental-industrial tests of ways of mining equipment dismounting in the low longwalls of the Third potash horizon by carrying out special dismounting workings in parallel with a longwall face. Owing to this safety and comfort of operation at the final stage of extraction pillar reprocessing is considerably increasing.

Поступила в редакцию 20.03.2013 г.

УДК 539.4.015

## О РАСПРЕДЕЛЕНИИ ЗНАЧЕНИЙ КОЭФФИЦИЕНТОВ ВАРИАЦИИ ПРОЧНОСТИ ГРУПП ОБРАЗЦОВ ГОРНЫХ ПОРОД

Осипов С.Н., Смычник Е.А., Шваб Р.Г. (ОАО «Белгорхимпром», г. Минск, Беларусь)

На базе результатов измерений физико-механических свойств горных пород при испытании на одноосное сжатие (4500 образцов, сведенных в 486 групп) и растяжение (6070 образцов, сведенных в 405 групп) получены гистограммы распределения значений коэффициентов вариации групп измерений. Анализ полученных гистограмм показывает, что при одноосном сжатии удобной формой аппроксимации является логнормальное, а при одноосном растяжении — нормальное распределение вероятности распределения коэффициентов вариации.

### Ввеление

Распределение значений случайных величин является одной из основных характеристик стохастичности процесса их реализации. При этом количество значений случайной величины играет первостепенную роль. Чем больше известно таких значений, тем выше надежность получаемых закономерностей.

Большой объем экспериментальных данных о прочностных свойствах горных пород (прочность на одноосное сжатие и растяжение), а также коэффициентов вариации испытанных групп образцов, приведенных в кадастре [1], позволяет провести анализ плотности распределения значений этих коэффициентов вариации. Такого анализа авторам не удалось найти в научно-технической литературе.

Графический вид распределения позволяет оценить аналитическую интерпретацию этой зависимости, что, в свою очередь, помогает в оценке некоторых основных факторов разрушения горных пород. При этом следует учитывать, что величины коэффициентов вариации прочности горных пород на сжатие и растяжение по участку примерно в 1,6-2,5 раза больше по сравнению с пробами, отобранными в одном месте [2]. Поэтому представляется допустимым достаточно простое и хорошо изученное приближенное описание распределения величин коэффициентов вариации. Следствием такого приближения в зависимости от важности определяемых параметров может стать увеличение соответствующих коэффициентов запаса.

# Плотность распределения значений коэффициентов вариации прочности образцов горных пород на одноосное сжатие и растяжение

Описанные исследования В.Т. Глушко и С.П. Гавеля [2] 120 эмпирических распределений различных прочностных характеристик горных пород показали, что эти распределения не могут быть описаны каким-то одним законом распределения и никаких закономерностей, связанных с типом пород, видом напряженного состояния и числом наблюдений, не прослеживается.

Прочностные свойства являются случайными величинами не собирательного (кумулятивного), а избирательного (выборочного) характера. Таким образом, законы распределения характеризуют не только частоту появления значений прочности и вероятность разрушения породы, но и отражают процессы ее формирования и преобразования.

Горные породы формировались в результате наложения многочисленных независимых нестационарных случайных процессов, действовавших в различных направлениях с переменной интенсивностью. Поэтому в пределах такой схемы для свойств горных пород будет справедлив закон Гаусса или близкий к нему. Нарушение перечисленных допущений приводит к отклонению распределения свойств от закона Гаусса. После образования горной породы происходят направленные процессы упрочнения и разупрочнения материала, которые приводят к появлению отрицательной и положительной асимметрии распределения прочности [2].

В результате анализа эмпирических кривых распределения прочности горных пород установлены [2] следующие характерные особенности:

- 1) кривые распределения в большинстве случаев одновершинны, часто не симметричны относительно своего среднего значения и имеют разброс от 10 до 60 % и даже больше;
- 2) распределения имеют левую крайнюю точку, представляющую собой минимальное (критическое) значение прочности для данного материала;
- 3) асимметрия распределений может быть как положительной в интервале от 0 до 1,25, так и отрицательной от -1,25 до 0;
- 4) коэффициент эксцесса принимает значения в интервале от 1,5 до 6,5, существенно отличаясь в 75 % от коэффициента для нормального распределения.

Распределения минимальных значений Гумбеля, Вейбулла и Фреше по теории слабого звена наиболее подходят для описания изменчивости прочности образцов горных пород [2], если таковые не соответствуют нормальному закону распределения. Совокупности значений прочности по образцам, средних по пробам для участка, блока крыла, шахтного поля (горного отвода) должны представлять собой полные выборки с предварительно исключенными резко выделяющимся наблюдениями, а их средние величины уточняться соответствующими методами.

Наиболее удобная методика учета предварительно исключенных резко выделяющихся измерений предложена П.В. Новицким и И.А. Зорграфом [3] при необходимости оценки плотности распределения случайной величины. В соответствии с этой методикой доверительная вероятность (надежность) определения вида распределения случайной величины после отбора крайних значений составляет не более величины P, определяемой по формуле:

$$P \le \frac{n - 1 - 2n_{\text{orf}}}{n + 1} \,, \tag{1}$$

где n — общее количество определяемых значений;

 $n_{\text{отб}}$  – количество отброшенных определяемых значений.

При нормальном законе распределения определяемых значений условием отброса крайних величин является условие:

$$x_{\text{orf}} \ge \overline{x}(1+3V)$$
 или  $x_{\text{orf}} \le \overline{x}(1-3V)$ , (2)

где  $x_{\text{отб}}$  – отбрасываемые значения;

 $\overline{x}$  – среднее значение распределения;

V- коэффициент вариации эмпирического распределения значений измеряемой величины.

После отброса некоторых крайних значений распределения необходимо произвести новое определение  $\overline{x}$  и V, а также P по общему количеству отброшенных значений распределения.

При симметричных распределениях значений прочности статистическая обработка средних значений приводит к распределению близкому к нормальному, так как распределение конечной суммы произвольно распределенных случайных величин стремится к нормальному закону распределения [2]. Наличие в породе дефектов и трещин приводит при нагружении образцов к пропорциональному или последовательному накоплению повреждений, что отличается от схемы суммирования случайных величин. Корреляционные зависимости прочности от пористости по данным [4] имеют нелинейный характер, что не приводит к нормальному закону распределения значений прочности. Это же можно получить из формул Гриффитса, если рассматривать дефекты и трещины материала как случайные величины [2].

Как показали исследования С.Е. Чиркова [5] и многих других, характеристики напряженного состояния (поля напряжений) и масштабный эффект существенно влияют на прочность и деформируемость горных пород. Верхняя граница изменения коэффициента вариации в зависимости от средней прочности пород угольных месторождений на растяжение  $\sigma_p$  соответствует выражению:

$$V = 79 - 21, 2\lg \sigma_{\rm p} \,, \tag{3}$$

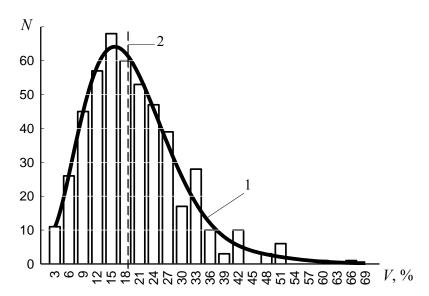
и при одноосном растяжении средняя величина  $\bar{V}$  больше примерно в 1,4 раза, чем при сжатии.

Однако до сих пор в научно-технической литературе отсутствует анализ особенностей распределения величин коэффициентов вариации значений прочности на одноосное растяжение и сжатие по всей массе изученных горных пород, представленных в справочнике (кадастре) [1]. Также отсутствуют данные [1] относительных погрешностей  $\varepsilon$  средних величин в соответствии с ГОСТ 21153.3-85 [6].

Для получения закономерностей распределения вероятности появления значений коэффициентов вариации групп измерений прочности образцов каждой породы на одноосное сжатие и растяжение использовались группы из 3 и более образцов. Таких групп при сжатии оказалось  $N_{\rm cx}=485$  с n=4501 образцов, а при растяжении  $N_{\rm p}=405$  с  $n_{\rm p}=6069$  образцов. Эти данные в виде гистограмм представлены на рисунках 1 и 2.

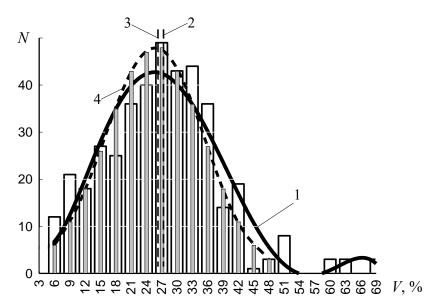
Как видно из приведенных результатов расчетов, среднее значение коэффициентов вариации при сжатии  $\bar{V}_{\rm cж}$  примерно в 24,8:17,8 $\approx$ 1,4 меньше по сравнению с растяжением. При этом разброс значений коэффициентов вариаций при сжатии ( $V_{\rm cw}=0,22$ ) больше по сравнению с растяжением ( $V_{\rm pv}=0,14$ ) примерно в 1,6 раза.

Из рисунка 1 следует, что гистограмма распределения значений коэффициентов вариации 485 групп измерений прочности образцов горных пород на одноосное сжатие имеет явно одновершинный вид с существенной левосторонней асимметрией. Для распределений такой формы В.Т. Глушко и С.П. Гавеля [2] рекомендуют использовать функции Вейбулла, Гальтона, Бера, Берштейна, а также гамма-распределение. В справочнике по статистическим распределениям [7] подобно рисунку 1 дополнительно встречаются биноминальное и Пуассона, а также логнормальное распределения.



1- исходная аппроксимирующая кривая; 2- исходное среднее значение  $\overline{V}$  Рисунок 1- Гистограмма распределения значений коэффициента вариации групп измерений прочности образцов горных пород на одноосное сжатие, приведенных в [1]

Диапазоны изменения коэффициентов вариации составляют: для прочности на одноосное сжатие  $\sigma_{\rm cx}$ :  $V_{\rm cx}=0-64$ % при среднем значении  $\overline{V}_{\rm cx}=17.8$ % и коэффициенте вариации  $V_{\rm cx}$  коэффициентов вариации  $V_{\rm cx}=0.22$ ; для прочности на одноосное растяжение  $\sigma_{\rm p}$ :  $V_{\rm p}=0-67.2$ % при среднем значении  $\overline{V}_{\rm p}=24.8$ % и коэффициенте вариации  $V_{\rm pv}$  коэффициентов вариации  $V_{\rm pv}=0.14$ .



1 – исходная аппроксимирующая кривая; 2 – исходное среднее значение  $\overline{V}$ ; 3 – среднее значение после итерации; 4 – кривая нормального распределения.

Рисунок 2 — Гистограмма распределения значений коэффициента вариации групп измерений прочности образцов горных пород на одноосное растяжение, приведенных в [1]

Обычно в практике подбора аппроксимирующей гистограммы функции принято использовать наиболее простые виды, зависящие от одного явного аргумента, как например, хорошо изученные нормальное распределение (Гаусса) и экспоненциальное. К таким также относится логнормальное, которое уже давно рекомендовано К.А. Браунли [8], имеет плотность вероятности f(x) и вероятность F(x) в соответствии с выражениями:

$$f(x) = \frac{1}{x\sigma(2\pi)^{1/2}} \exp\left\{-\frac{[\log(x/m)]^2}{2\sigma^2}\right\},\tag{4}$$

И

$$F(x) = \frac{1}{\sigma(2\pi)^{1/2}} \int_{0}^{x} \frac{1}{u} \exp\left\{-\frac{[\log(x/m)]^{2}}{2\sigma^{2}}\right\} du, \qquad (5)$$

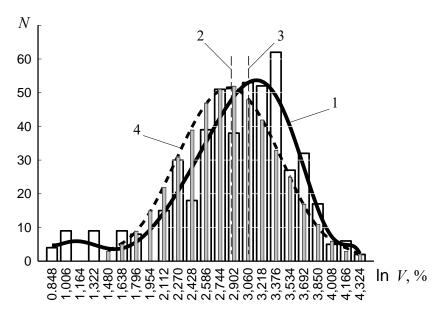
где x – аргумент (значения случайной величины);

 $\sigma$  – стандартное (среднеквадратическое) отклонение случайной величины log L (параметр формы);

 $\mu$  – математическое ожидание случайной величины log L;

u — переменная интегрирования.

Пересчет исходных результатов измерений прочности образцов и групп образцов горных пород на одноосное сжатие, приведенных в [1], в шкалу натуральных логарифмов ( $\ln x$ ) позволил получить новую гистограмму распределения вероятных значений коэффициентов вариаций (рисунок 3), которая в основной части похожа на нормальное распределение с сильно удлиненной левой частью.



1 – исходная аппроксимирующая кривая; 2 – исходное среднее значение  $\ln\,\overline{V}$  ;

3 – среднее значение после итерации; 4 – кривая нормального распределения

Рисунок 3 – Гистограмма распределения натуральных (основание e=2,718282) логарифмов (ln) значений групп коэффициентов вариации измерений прочности образцов горных пород на одноосное сжатие, приведенных в [1]

Аналогичной вид, но с правой сильно удлиненной частью (рисунок 2) имеет распределение вероятных значений коэффициентов вариации при одноосном растяжении. Поэтому дальнейшая обработка этих данных заключалась в отбрасывании результатов измерений в пределах меньше  $\overline{V}(1-3\sigma_{\rm v})$  и больше  $\overline{V}(1+3\sigma_{\rm v})$ , что рекомендуется многими специалистами [3 и др.] и определяется по выражению (1). При этом необходимо иметь в виду, что в данном случае определяется уменьшение доверительной вероятности только за счет отбрасывания крайних значений результатов измерений.

После каждого отбрасывания крайних значений распределения производится пересчет средних значений  $\overline{V}$ , среднеквадратических отклонений  $\sigma_{\rm v}$  и коэффициентов вариации  $V_{\rm v}$ . По новым значениям распределений определяется возможность новых отбрасываний крайних значений и так далее. Каждая такая операция называется итерацией (приближение). Результаты всех итераций представлены в таблице 1.

Анализ результатов расчетов, приведенных в таблице 1, показывает, что в результате итерации значений прочности образцов при одноосном сжатии удалось отбросить 154 величины, входящих в 26 групп измерений, и соответствует обычному уровню технических измерений, когда «засоренность» аномальными наблюдениями составляет примерно до 10 % [2]. При этом доверительная вероятность итераций в соответствии с выражением (1) составляет  $P \approx 0.93$ . При анализе результатов измерений прочности образцов на растяжение потребовалось только две итерации, которые незначительно (~3 %) уменьшили доверительную вероятность.

При использовании для описания гистограммы распределения коэффициентов вариации групп измерений при быстром одноосном сжатии образцов горных пород логнормального распределения величина исходного коэффициента вариации групп измерений  $V_{\rm v}$  вследствие логарифмирования уменьшается с  $V_{\rm v}$ =55 % до  $V_{\rm v}$ =22 % (таблица 1). В результате дальнейшей итерации эта величина уменьшается до  $V_{\rm v}$ =18,5 %, что почти в 1,8 раза меньше по сравнению с растяжением. Однако без логарифмирования коэффициентов вариаций групп измерений при сжатии среднеарифметические значения при сжатии и растяжении составляют  $\overline{V}_{\rm cx}$  =17,8 % и  $\overline{V}_{\rm p}$  = 26,3 %, что дает  $\overline{V}_{\rm p}/\overline{V}_{\rm c}$  =1,5 при почти обратном соотношении первоначальных значений коэффициентов вариации распределений ( $V_{\rm vcx}/V_{\rm vp}$ ) =(55/35)≈1,57. Общая закономерность вероятностной природы разрушения образцов горных пород при быстром одноосном сжатии и растяжении подтверждается примерным равенством первоначальных ( $V_{\rm min\ cx}\approx V_{\rm min\ p}$ ) и максимальных ( $V_{\rm max\ cx}\approx V_{\rm max\ p}$ ) значений коэффициентов вариации (таблица 1).

Для полученных в результате анализа и отбрасывания крайних значений эмпирических гистограмм распределения величин коэффициентов вариаций можно определить параметры теоретических нормальных распределений, что является моделированием рядов распределения. В качестве показателей соответствия теоретического и эмпирического распределений обычно используют критерии согласия академика А.Н. Колмогорова ( $\lambda$ ) и К. Пирсона ( $\chi^2$ ) [9]. Применение этих критериев при статистической обработке обширного экспериментального материала показано в монографии [10]. В критериях согласия академика А.Н. Колмогорова ( $\lambda$ ) и К. Пирсона ( $\chi^2$ ) [9] используются разные подходы. Если в критерии ( $\lambda$ ) используется количественная разница вероятностей реализации явления между эмпирическим и теоретическим ростом интегральных значений распределения вероятностей, то в критерии К. Пирсона используется суммарное количественное различие между всеми интервальными величинами

вероятностей. Вероятность совпадения эмпирического и теоретического распределений оценивается величинами  $P(\lambda)$  и  $P(\chi^2)$ , преимущество которых зависит от поставленной задачи аппроксимации распределения случайной величины.

Таблица 1 — Приведение распределения коэффициентов вариации значений прочности образцов горных пород на одноосное сжатие и растяжение к зонам разброса соответствующих пределам трех среднеквадратических отклонений

	Результаты расчетов этапов итераций							
Показатели	при сжатии					при растяжении		
	исходные	ln	1	2	3	исходные	1	2
Общее количество измерений п	4499	4499	4457	4401	4345	6067	6025	5965
Количество групп измерений $N$	482	482	473	464	456	402	395	387
Средняя величина коэффициента ва-	17,79 %	2,81	2,83	2,85	2,86	26,3 %	26,1 %	25,6 %
риации $\overline{V}$								
Среднеквадратическое отклонение, $\sigma_{\rm v}$	9,74 %	0,61	0,57	0,53	0,53	9,15 %	8,92 %	8,45 %
Коэффициент вариации распределения	55	22	20	19	18,5	35	34	33
$V_{\rm v}$ , %								
Количество отброшенных измерений,	_	_	42	98	154	_	42	102
$n_{\text{or6}}$								
Минимальная величина $V_{\min}$	2 %	0,69	1,1	1,39	1,45	3 %	3 %	3 %
Максимальная величина $V_{ m max}$	65 %	4,17	4,17	4,17	4,17	67 %	50 %	47 %
Расчетная величина $V_{\min}$	_	_	0,97	1,20	1,28	_	~0	~0
Расчетная величина $V_{\mathrm{max}}$	_	_	4,65	4,54	4,35	_	50 %	48 %
Доверительная вероятность	~1	~1	0,98	0,96	0,93	~1	0,99	0,97

Как указывают П.В. Новицкий и И.А. Зорграф [3] для широкого класса симметричных, высокоэнтропийных распределений в области 0,05 и 0,95 квантилей пересекаются между собой в очень узком интервале значений  $x_{\min} = \overline{x}[1-(1,6\pm0,05V)]$  и  $x_{\max} = \overline{x}[1+(1,6\pm0,05V)]$ , что позволяет для практических расчетов признать преимущество применения критерия академика А.Н. Колмогорова.

Для оценки расчетных величин коэффициентов вариации значений прочностных свойств горных пород в зависимости от допустимой надежности необходимо определить возможность использования логнормального (одноосное сжатие) и нормального (одноосное растяжение) распределений. Учитывая влияние количества интервалов, при расчетах критериев согласия использованы распределения из 19 и 10 интервалов при сжатии и 15 и 8 интервалов при растяжении. Для таких условий получены следующие значений критерия согласия: при сжатии  $P(\lambda) = 0,28$  и 0,36, при растяжении  $P(\lambda) = 0,56$  и 0,1. Для  $P(\chi^2)$  эти величины оказались в пределах  $0,001 \div 0,01$ .

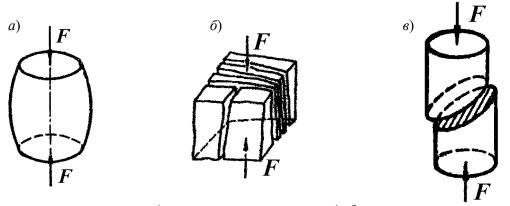
Таким образом, для оценки вероятности появления различных значений коэффициентов вариации величин прочности горных пород при одноосном сжатии или растяжении вполне применимы логнормальное и нормальное распределения. Для необходимой надежности 0,95 в соответствии с данными, приведенными в таблице, при одноосном растяжении  $\ln V = \ln \overline{V}(1+1,6\cdot0,185) = 1,3 \ln \overline{V} = 3,65$  и  $V_{\rm max\, cx} \approx 38\,\%$ , что для расчетной величины прочности породного образца составляет  $\sigma_{\rm cx\, p} = \overline{\sigma}_{\rm cx}(1-1,6\cdot0,38) = 0,4\overline{\sigma}_{\rm cx}$ .

При одноосном сжатии аналогично  $\sigma_{\rm pp} = \overline{\sigma}_{\rm p}(1-1,6\cdot 0,33) = 0,47\overline{\sigma}_{\rm p}$ . Следовательно, при отсутствии значений V или одного-двух измерений прочности с учетом доверительной вероятности 0,93 и 0,97 после отбрасывания крайних значений измерений и надежностью около 0,9 расчетная величина в 2-2,5 раза меньше средней.

При фактической величине  $V>V_{\rm p}$  (например, в [13] мергель покровной толщи Старобинского калийного месторождения  $V_{\rm cx}=0,44$  и глинистый доломит  $V_{\rm cx}=0,45$ ) расчетная доверительная вероятность понижается с 0,95 до 0,9, что соответствует выше значению.

Отмеченное заметное различие в форме гистограмм распределения значений коэффициентов вариации групп измерений прочности образцов горных пород на одноосное сжатие (рисунок 1) и растяжение (рисунок 2) нуждается хотя бы в ориентировочном объяснении на безе физических особенностей разрушения образцов при сжатии и растяжении.

Как следует из научной и учебной литературы (например [11]), при быстром испытании образцов на одноосное сжатие при отсутствии сил трения между плитами машины и торцами образца в зависимости от пластичности и хрупкости материала наблюдается три основных вида деформации (рисунок 4): расплющивание (бочкообразная форма при существенной пластичности материала); растрескивание с расслоением параллельно направлению сжимающих сил; сдвиг одной части образца относительно другой. Баклашев И.В. и Картозия Б.А. указывают [12], что согласно исследований сотрудников ИГД им. А.А. Скочинского в тех случаях, когда при испытании образцов горных пород на сжатие на их торцах используются прокладки, обеспечивающие возможность достаточно свободного деформирования торцов образца в поперечном направлении разрушение происходит путем отрыва по поверхностям, параллельно направлению сжимающего усилия F (рисунок 46), что соответствует растрескиванию с расслоением. При этом несущая способность образца снижается в 3 и более раза. Изучая влияние торцевых условий на однородность напряженного состояния образца при одноосном сжатии в ИГД им. А.А. Скочинского установили, что отрыв вызывается действием растягивающих напряжений, направление которых перпендикулярно оси образца и плоскости разрушения. Разрушение образцов путем сдвига (рисунок 4в) во многом объясняется неоднородностью напряженной композитности структуры породы различными минералами (материалами) c механическими характеристиками. Как следует из многих схем механики разрушения пород, наличие в них дефектов и трещин при испытании образцов приводит к процессам пропорционального или последовательного накопления повреждений, что не соответствует схеме суммирования случайных слагаемых.



a — расплющивание (существенная пластичность);  $\delta$  — растрескивание;  $\epsilon$  — сдвиг Рисунок 4 — Виды деформации образцов горных пород при одноосном сжатии

Корреляционные зависимости прочности от пористости для пород имеет нелинейный характер [4], что искажает нормальный закон распределения самой пористости при оценке прочности породы.

Часто при испытаниях образцов пород на одноосное сжатие виды деформации сочетаются. По-видимому, такое сочетание различных видов деформаций приводит к уменьшению коэффициентов вариаций величин прочности групп образцов горных пород и появлению асимметричной гистограммы распределения значений V (рисунок 1).

Механизм разрушения образцов горных пород при одноосном растяжении в общем более однообразен, что усиливает случайное влияние достаточно близких по силе воздействия факторов. Это приводит к близкой к нормальной форме одновершинной примерно симметричной гистограмме распределения значений коэффициентов вариаций (рисунок 2). Здесь необходимо обратить внимание на возможное большое различие прочности осадочных горных пород на сжатие ( $\sigma_{\rm cx}$ ) и растяжение ( $\sigma_{\rm p}$ ). Так, для пластичных аргиллитов малой крепости  $\sigma_{\rm cx}/\sigma_{\rm p}\approx 3$  [12], для песчаников перпендикулярно слоистости  $\sigma_{\rm cx}/\sigma_{\rm p}\approx 26$ , а параллельно слоистой  $\sigma_{\rm cx}/\sigma_{\rm p}\approx 7$ . Результаты испытаний на прочность пород Старобинского месторождения калийных солей показали [1, 13], что для гипса ( $\sigma_{\rm cx}/\sigma_{\rm p}$ )  $\approx$  (17,5/1,0) =17,5 и (( $\sigma_{\rm cx}/\sigma_{\rm p}$ )  $\approx$  (17,6/1,13) =15,6 (покровная толща); для глинистых доломитов (48/1,0) = 48 и (48,2/0,83) = 58; для мергеля (13,5/0,5) = 27 и (13,7/0,38) = 36 (покровная толща); соль каменная (26,5/1,0) = 26,5 и (26,6/0,85) = 31,3; сильвинит ((290 – 315)/(5 – 10)) = (30 – 60).

Как видно из приведенных данных, прочность осадочных пород средней и выше крепости ( $\sigma_{\rm cx} > 13$  МПа) на сжатие обычно в 10 и более раз выше, чем на растяжение, что наглядно свидетельствует о существенном различии в параметрах механизмов разрушения образцов при сжатии и растяжении. При этом следует отметить, что неравномерное уменьшение прочности образцов при растяжении приводит к увеличению разброса этих значений вследствие структурно-механических особенностей горных пород, которые при растяжении проявляются в гораздо большей степени, чем при сжатии.

Насколько существенным может оказаться влияние отдельных факторов на коэффициенты вариации значений прочности образцов горных пород, изготовленных даже из одного большого куска, показано в работе Н.Ф. Ренжиглова [14], из которой также следует, что коэффициенты вариации для воздушно-сухих образцов, изготовленных из алевролита, алевролитового сланца и аргиллита, как правило, существенно меньше по сравнению с водонасыщенными образцами. Увеличение коэффициента вариации для влажных пород объясняется неравномерностью распределения напряженно-деформационного поля. При повышении влажности трещиноватых и слоистых пород нарушение структурных связей происходит за счет расклинивающего действия воды на поверхности микротрещин и слоистости, что создает локальные дефектные участки по объему образца и уменьшает его прочность.

Аналогичные результаты анализа влияния роста влажности соленосных пород на их прочность описаны авторами. Однако некоторые исследователи считают [15], что повышение влажности, наоборот, создает по объему образца более равномерное напряженно-деформационное поле и снижает величину коэффициента вариации для влажных пород вследствие возможного растворения цементационных связей, протекающих равномерно по всему объему.

#### Заключение

Правильная оценка прочностных и деформационных свойств горных пород на стадии геологоразведки месторождения полезного ископаемого для проектирования рудника имеет решающее значение при выборе системы разработки и устойчивости горных выработок. Однако предельная величина коэффициента вариации прочности, например, осадочных горных пород [2] по пробе при одноосном сжатии оценивается в 18-23 % и при одноосном растяжении в 20-32 %, а по месторождению уже в 85-90 %, что практически может обесценить экстраполяцию полученных по пробе с одного места значений прочности на все месторождение. Поэтому все разведочные скважины должны использоваться для пробного определения прочностных и деформационных свойств горных пород в зонах влияния на горные выработки.

При оценке прочностных свойств горных пород вокруг выработок и на участке максимальную расчетную величину коэффициента вариации необходимо увеличивать вплоть до 2 раз [2], что сокращает доверительную вероятность (надежность) результатов расчетов примерно до 80 %.

При разведке горных отводов месторождений полезных ископаемых необходимо использовать все буровые скважины для определения стохастических прочностных свойств пород.

Полученные впервые общие стохастические закономерности прочности образцов горных пород на одноосное сжатие и растяжение позволяют уточнить взаимодействие различных схем разрушения. Примерно «нормальное» распределение коэффициентов вариаций групп испытаний образцов на одноосное растяжение свидетельствует о преобладании общей стохастической схемы разрушения.

### Список использованных источников

- 1. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород / И.В. Мельников [и др.]; под ред. И.В. Мельникова, В.А. Ржевского, М.М. Протодьяконова. М.: Недра, 1975.-280 с.
- 2. **Глушко, В.Т.** Оценка напряженно-деформированного состояния массива горных пород / В.Т. Глушко, С.П. Гавеля. М.: Недра, 1986. 222 с.
- 3. **Новицкий, П.В.** Оценка погрешностей результатов измерений Л.В. Новицкий, И.А. Зорграф. Л-д.: Энергоатомиздат, 1985. 248 с.
- 4. **Глушко, В.Т.** Инженерно-геологическое прогнозирование устойчивости выработок глубоких угольных шахт / В.Т. Глушко, Г.Т. Кирничанский. М.: Недра, 1974.-176 с.
- 5. **Чирков, С.Е.** Влияние на прочность и деформируемость горных пород напряженного состояния и масштабного эффекта: автореф. дис. д-ра.... наук / С.Е. Чирков; МГИ. М., 1974. 34 с.
- 6. ГОСТ 21153.2-84. Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном сжатии. М.: Госкомитет СССР по стандартам, 1984. 16 с.
- 7. **Хастингс, Н.** Справочник по статистическим распределениям / Н. Хастингс, Дж. Пикок. М.: Статистика, 1960. 95 с.
- 8. **Браунли, К.А.** Статистические исследования в производстве / К.А. Браунли. М.: Изд. иностр. лит., 1949. 228 с.
- 9. Длин, **А.М**. Математическая статистика в технике / А.М. Длин. М.: Советская наука, 1958.-468 с.

- 10. **Осипов, С.Н.** Метановыделение при разработке пологих угольных пластов / С.Н. Осипов. М.: Недра, 1964. 256 с.
- 11. Сопротивление материалов / Г.С. Писаренко [и др.]. Киев: Вища школа, 1973.-672 с.
- 12. **Баклашов, И.В., Картозия, Б.А.** Механика горных пород. М.: Недра, 1975.-272 с.
- 13. **Атрашкевич А.А.** Исследование основных физико-механических свойств пород и руд Старобинского месторождения калийных солей / А.А. Атрашкевич и др. // Материалы науч. конф. молодых ученых «Вопросы добычи и переработки галургического сырья», 1966. М.-Л.: Химия С.107-108.
- 14. **Ренжиглов Н.Ф.** Влияние независимых факторов на напряженное и деформированное состояние горных пород. Л-д.: ЛГИ, сб. Формирование и изменение физико-механических свойств горных пород под влиянием естественных и искусственных факторов (геологических процессов, инженерных сооружений и горных работ), 1966. С. 231-242.
- 15. **Тимченко, И.П.** Характеристика физико-механических свойств некоторых типов массивных существенно кварцевых пород / И.П. Тимченко. М.: Наука, сб. Физико-механические свойства, 1964.

Osipov S.N., Smychnik E.A., Shvab R.G.

## Concerning values distribution of strength variation coefficients of groups of rock samples

Obtained histograms of values distribution of variation coefficients of groups of measurements on the basis of measurement data of physical-mechanical properties of rocks at axial compression test (4500 samples divided into 486 groups) and at tension test (6070 samples divided into 405 groups). Analysis of the obtained histograms demonstrates that at axial compression a suitable approximation form is lognormal, and at axial tension – normal distribution of probability distribution of variation coefficients.

Поступила в редакцию 15.04.2013 г.

УДК 622.693.2.004.4

### ИНФУЗИОННЫЕ ПРОТИВОФИЛЬТРАЦИОННЫЕ ЗАВЕСЫ И ИХ РАСЧЕТ

Халявкин Ф.Г., Оника С.Г. (Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь), Войтенко В.С. (ООО «Белорусское горное общество», г. Минск, Беларусь)

В статье приведен анализ области возможного применения инфузионных противофильтрационных завес на карьерах, изложены методы и способы их сооружения, применяемые машины и станки, схемы и методика расчета этих сооружений.

### Введение

Применение противофильтрационных завес в горной промышленности для защиты карьеров и шахтных стволов от воды берет начало в 60-е годы прошлого столетия. Вначале данный способ защиты карьеров применялся на месторождениях полезных ископаемых с неглубоким залеганием водоносных горизонтов, характеризующихся высокими фильтрационными свойствами, а также на месторождениях, где динамические запасы подземных вод преобладали над статическими запасами. В дальнейшем с проведением ряда исследований было установлено, что применение противофильтрационных завес технически возможно и экономически целесообразно и на более крупных карьерах с глубоким залеганием водоносных горизонтов.

В настоящее время в зависимости от технологии сооружения и применяемого материала для их формирования применяют следующие типы противофильтрационных завес: инфузионные (засыпные или заливные), инъекционные (нагнетательные) и криогенные (ледопородные). Основные требования формирования этих завес: непрерывность, низкая водопроницаемость, надежность контакта с водоупорами в почве и в кровле водоносного слоя, сопротивление воздействию горного и гидростатического давлений, простота технологии создания завес и экономическая целесообразность применения.

### Результаты исследований

Инфузионная противофильтрационная завеса представляет собой узкую траншею или щель, отрытую до подошвы водоносного горизонта и заполненную водонепроницаемым материалом. Технология формирования таких завес включает два этапа: первый – строительство специальными машинами траншеи или щели, второй – заполнение их водонепроницаемым материалом, например глиной, или укладка в них готового изоляционного материала, например синтетической ткани, пропитанной битумом.

Наиболее эффективным является применение завес инфузионного типа в условиях невысоких механических свойств разрабатываемых горных пород, небольшой глубины залегания водоупоров, подстилающих водоносный горизонт, выдержанности горизонтов в вертикальном и горизонтальном направлениях, равнинного рельефа поверхности земли.

Инфузионные завесы можно сооружать траншейно-щелевым и скважиннощелевым методами. Первые сооружаются серийно выпускаемыми машинами циклического и непрерывного действия: одно- и многоковшовыми экскаваторами, вторые – специальными буровыми станками, оборудованными электробурами.

Вырабатываемая в процессе проходки горная порода складируется у бровки траншеи и, по мере ее сооружения, укладывается в нее обратно с помощью бульдозеров или

грейферов. При этом происходит измельчение, а при необходимости и перемешивание вынутой породы-заполнителя с добавляемыми противофильтрационными материалами.

Недостатками применения технологии устройства завес с применением одноковшовых экскаваторов является их невысокая производительность из-за цикличности выемки породы, небольшая до 20 м глубина траншей, невозможность применения экскаваторов в грунтах с коэффициентом крепости более 2, а также сравнительно высокая стоимость работ.

Применение машин непрерывного действия траншеекопателей типа ЭГТ и БМ, а также установок типа СВД и УБС не снимает все вышеперечисленные недостатки, однако позволяет обеспечить поточность выемки горной породы на глубину до 50 м при ширине траншеи 0,5-0,6 м. Основным недостатком их применения является то, что они могут сооружать траншеи только в песчано-глинистых породах с коэффициентом крепости не более 2.

Проведенный анализ области возможного применения инфузионных противофильтрационных завес и группировка карьеров России и Украины по максимальной глубине залегания водоупоров основных водоносных горизонтов (II-VII категории буримости) показал возможность его применения только на 85 из 138 (61 %) карьерах (таблица 1). Причинами невозможности применения завес на остальных пятидесяти трех карьерах явились: 1) отсутствие выраженного водоупора; 2) преобладание в разрезе скальных пород.

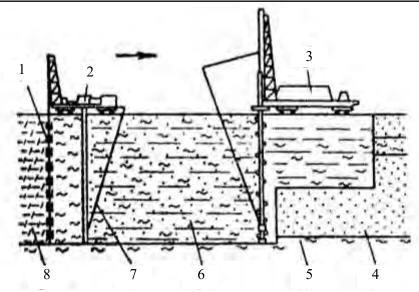
Анализировались карьеры по добыче марганца, угля и железной руды. На основании проведенного анализа были сделаны выводы о нецелесообразности создания машин для устройства траншей и щелей глубиной более 50 м, так как завесы глубиной до 50 м могут применяться на 40 % от общего числа месторождений. На остальных группах месторождений траншеи и щели можно сооружать с уступов карьеров.

Щелевые противофильтрационные завесы, сооружаемые машинами непрерывного действия, широко применяются в США, Франции, Японии, Италии, Польше, Германии. Так, в Германии применяется установка роторного вращательного бурения с обратной промывкой SF-20, которая позволяет сооружать завесы глубиной 20 м, шириной до 0.8 м, производительностью в мягких породах до 150 м<sup>3</sup>.

Таблица  $1 - \Gamma$ руппировка карьеров по максимальной глубине водоупора и возможности применения инфузионных завес

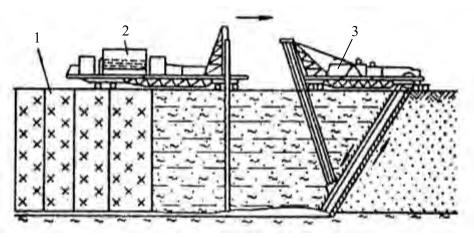
T   7	залегания 10ра, м	Глубина за	весы, м	Протяженность на период строительства, м	Скорость проходки траншеи, м/сут	Число карьеров, на которых могут применять завесы	
	Глубина залег водоупора,	с поверхности	с уступов карьера			шт.	%
1	30	32	-	1500-4500	7-20	9	10
2	50	52	40	600-6500	7-20	25	30
3	80	77	50	2500-8500	6-20	8	9
4	100	102	50	4000-8000	6-20	10	12
5	150	132	55	3500-10000	5-15	7	8
6	200	182	100	5000-10000	5-10	26	31

В США для проходки щелей применяются в основном два способа: бурофрезерный (рисунок 1) и врубофрезерный (рисунок 2).



1 – устройство для подачи и смешивания компонентов заполнителя;
 2 – устройство для приготовления заполнителя щели;
 3 – буровой станок;
 4 – водоносный горизонт;
 5 – водоупор;
 6 – глинистый раствор;
 7 – перегородка;
 8 – противофильтрационная завеса

### Рисунок 1 – Схема проходки щелей бурофрезерным способом



1 – полиэтиленовая пленка или просмоленная мешковина;

2 — машина для укладки в щель водонепроницаемого материала; 3 — врубофрезерная машина **Рисунок 2 — Схема проходки щелей врубофрезерным способом** 

Бурофрезерная колонка станка оборудована специальным наконечником для проходки твердых пород. Разрыхленная фрезами и перемешанная с глинистым раствором порода выносится на поверхность всасывающим устройством. Щель шириной 0,4-0,45 м и глубиной до 20 м заполняется глинистым раствором плотностью 1,1-1,2 т/м<sup>3</sup>. Скорость проходки щели глубиной 10 м достигает 30 м/сут. Водонепроницаемый материал создается непосредственно в щели, заполненной глинистым раствором, путем смешивания его с цементом, диспергирующими и структурообразующими добавками. Материал перемешивается специальной машиной, передвигающейся вслед за проходческой бурофрезерной машиной. Коэффициент фильтрации материала составляет 0,001-0,01 м/сут.

Врубофрезерный способ проходки щелей в 5 раз превышает скорость проходки бурофрезерным способом. Рабочим органом врубофрезерной установки является цепной бар со съемными скребками, которые разрушают и транспортируют породу. Угол

наклона бара составляет 75-80°, ширина разрабатываемой щели 25 см. Скорость проходки щели в рыхлых песчаных и песчано-гравийных породах глубиной до 20 м составляет 100 м/сут., а при глубине 10 м – 160 м/сут. Водонепроницаемая завеса создается за счет заполнения щели специальным цементно-глинистым раствором или 4-5 метровыми полосами двусторонне просмоленной мешковины или полиэтиленовой пленки. Стыки полосой шириной не менее 0,5 м уплотняются глинистым раствором, которым заполняется щель. Стоимость врубофрезерных противофильтрационных завес примерно в 3 раза меньше, чем бурофрезерных.

### Скважинно-щелевые противофильтрационные завесы

Как уже отмечалось, данный тип противофильтрационной завесы сооружается специальными станками ударного действия типа УКС и БС, а также вращательного действия типа УРБ и УКС.

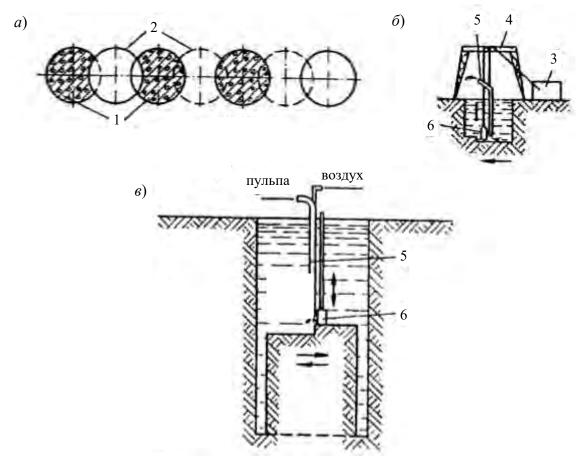
Станки ударного действия позволяют проходить скважины глубиной более 100 м и диаметром 0,4-0,9 м. Скорость бурения завесы составляет 3-8 м/смену в мягких и 0,3-1,5 м/смену – в крепких породах. Установки вращательного действия типа УРБ и УКС позволяют сооружать завесы шириной 0,4-1,2 м и глубиной до 150 м.

При применении станков ударного и вращательного действия противофильтрационные завесы сооружаются путем бурения взаимно пересекающихся скважин, или путем блочной проходки, отчего получили название свайных завес. В первом случае вначале бурят нечетные скважины диаметром 60-120 см на расстоянии, меньшем их диаметра, и заполняют противофильтрационным материалом. Затем разбуриваются и заполняются оставшиеся промежутки между нечетными скважинами. Четные скважины перекрывают соседние нечетные на 100-150 мм и таким образом создается сплошная противофильтрационная завеса (рисунок 3а). Завесы этого типа нашли широкое применение, однако они имеют следующие недостатки: низкая производительность при сравнительно высокой стоимости, отсутствие гарантии сплошности завесы из-за искривления скважин на глубине, значительный расход бетона.

При блочной проходке завесной полости по торцам блока, длина которого определяется условиями заполнения полости водонепроницаемым материалом, проходят две скважины до проектной глубины. Затем разрабатывают забой послойно по горизонтали путем челночных перемещений станка вдоль забоя. Буровой инструмент перемещается вдоль блока вместе с платформой по рельсам или вместе с кареткой, оборудованной на копре (рисунок 36, в). Удаление выбуренной породы производят в обоих случаях с применением обратной промывки.

При применении станков вращательного бурения проходка щели осуществляется путем последовательного бурения взаимно пересекающихся скважин и путем проходки ее блоками (рисунок 4).

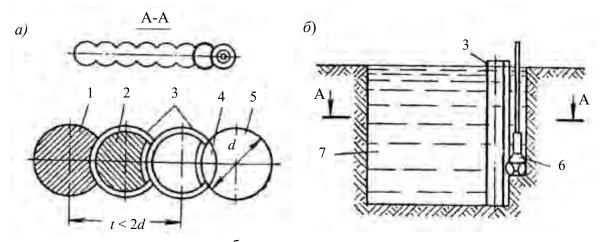
Отдельные скважины и щели в целом проходят под защитой бентонитового раствора, а заполняют их также местными глинами, глиноцементными, песчаноцементными и другими растворами. Такие завесы широко применялись и применяются в гидротехническом строительстве. Например, при строительстве Чурубай-Нуринского гидроузла, скважинно-щелевая завеса была сооружена на глубину до 35 м и длиной 947 м. Бурение скважин производилось станками ударно-канатного бурения УКС-22 и УКС-30. В качестве заполнителя применялись песчано-цементные и суглинисто-цементные растворы.



a – бурение взаимно пересекающихся скважин;  $\delta$ ,  $\delta$  – блочная проходка щелей:

- 1 скважины первой очереди; 2 скважины второй очереди;
- 3 ударно-канатный станок; 4 копер; 5 эрлифт; 6 долото

Рисунок 3 – Схема сооружения свайной стенки станками ударного действия



- а последовательное бурение взаимно пересекающихся скважин;
- $\delta$  проходка полости блоками: 1 заполненная скважина; 2 заполняемая скважина;
  - 3 опалубка; 4 пробуренная скважина; 5 буримая скважина;
    - 6 буровой инструмент; 7 пройденная часть блока

Рисунок 4 – Схемы сооружения свайных завес станками вращательного бурения

При отсыпке плотины на Ереванской ГЭС для создания противофильтрационной завесы под этой плотиной бурили скважины диаметром 0,6 м и взаимно перекрывали на 100 мм. Завеса длиной 127,5 м перекрывала валунно-галечниковые отложения на

глубину 36,3 м. Коэффициент фильтрации на участке завесы был снижен с 3,5 до 0,00003 м/сут. Имеется опыт применения данной технологии создания завес и на других объектах.

За рубежом для сооружения завес свайного типа широко применяются станки ударного и вращательного бурения. Различные фирмы Франции, Италии, Германии, Японии выпускают станки производительностью до  $25 \text{ м}^2$ /смену. В мягких породах с помощью этих станков можно сооружать завесы бурением взаимно пересекающихся скважин шириной 0,4-1,2 м и глубиной до 50 м. Применялась также технология чередующихся блоков и ряда бурения скважин с последующей разработкой промежутков между ними грейферами.

Очень важным является вопрос надежности инфузионных противофильтрационных завес, поскольку неполное уплотнение заполнителей или нарушение сплошности на стыках пленок или тканей может привести к появлению очагов фильтрации на откосах карьера. Поэтому в ходе сооружения щелей и скважин и после заполнения полостей водонепроницаемым материалом осуществляется контроль качества строительства завес. На первом этапе проверяют геометрические размеры траншеи, качество бентонитового раствора, качество заполнителя, правильность выполнения технологических операций по укладке заполнителя в выработку. На втором этапе проверяют качество противофильтрационных завес путем отбора проб или выбуривания кернов для определения плотности, прочности и водонепроницаемости, устанавливают пьезометры и ведут наблюдения за уровнями подземных вод. Ведут также наблюдения за осадкой материала завесы, за температурным режимом и состоянием вертикальных межблочных швов.

### Расчеты инфузионных противофильтрационных завес

При расчете противофильтрационных завес учитывают схему их расположения по отношению к контурам карьера и водоносным горизонтам. По схеме расположения в плане различают линейные и контурные завесы. Линейные обычно применяются на карьерах вытянутой формы в условиях плоскопараллельной фильтрации, а контурные — на относительно круглых карьерах в условиях асимметричной фильтрации. По схеме расположения в разрезе завесы делятся на совершенные и несовершенные. Первые перекрывают водоносный горизонт на всю мощь, а несовершенные частично.

При расчете завес исходят из следующих предпосылок: 1) несмотря на низкую проницаемость, материал завесы не может полностью предотвратить фильтрацию подземных вод в карьер; 2) после сооружения завесы режим фильтрации следует рассматривать как установившийся.

Расчеты сводятся к определению расхода воды через завесу в карьер, положения уровней воды с внешней и внутренней сторон завесы, ширины траншеи или щели, фильтрационных свойств заполнителя.

При линейном расположении завесы расход воды через завесу на 1 м ее длины из безнапорного горизонта (рисунок 5) составит:

$$q = \frac{k_1(h_e^2 - h_0^2 - 2I_0h_{\rm cp}\delta)}{2[L + \delta(\rho-1)]}, \, \text{m}^3/\text{cyt}.$$

Глубина потока на расстоянии x от откоса карьера в зонах I и III:

$$h_{\rm l} = \sqrt{h_{\rm e}^2 - \frac{(h_{\rm e}^2 - h_{\rm o}^2 - 2I_{\rm o}h_{\rm cp}\delta)}{L + \delta(\beta \text{-}1)}(L - x)} \;, \; {\rm M},$$

$$h_3 = \sqrt{h_0^2 + \frac{(h_e^2 - h_0^2 - 2I_0 h_{\rm cp} \delta)}{L + \delta(\beta - 1)}}$$
 , M,

где  $h_e, h_0$  – глубина потока подземных вод соответственно на контуре питания и на откосе карьера;

L — длина линии тока воды;

 $I_0$  — начальный градиент питания, равный:

$$I_0 = \frac{0,566}{\sqrt{k_2}},$$

где  $k_1$ ,  $k_2$  — коэффициенты фильтрации соответственно водоносного горизонта и заполнителя завесы, м/сут.;

 $h_{cp}$  — средняя мощность подземного потока, м;

 $\delta$  – ширина завесной выработки, м;

 $\beta$  – отношение  $k_1/k_2$ .

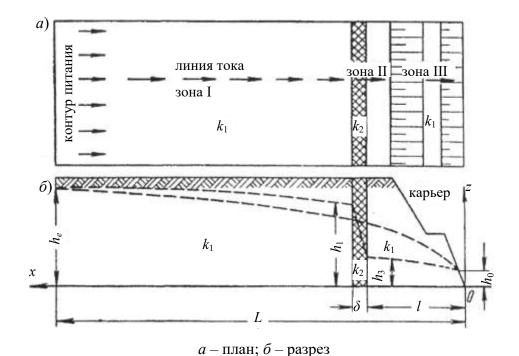


Рисунок 5 – Схема к расчету линейной завесы для карьеров вытянутой формы

Для напорной фильтрации расход воды, поступающей в карьер через завесу на 1 м ее длины, а также глубина потока  $h_1$  и  $h_3$  на расстоянии x от откоса карьера составят:

$$q = \frac{k_1 m(h_e - h_0 - I_0 \delta)}{L + \delta(\beta - 1)}$$
, m<sup>3</sup>/cyt;

$$h_{\!\scriptscriptstyle 1} = h_{\!\scriptscriptstyle e} - rac{h_{\!\scriptscriptstyle e} - h_{\!\scriptscriptstyle 0} - I_{\!\scriptscriptstyle 0} \mathcal{S}(L - x)}{L + \mathcal{S}(eta - 1)}, \, \mathrm{M};$$

$$h_3 = h_0 + \frac{(h_e - h_0 - I_0 \delta)x}{L + \delta(\beta - 1)}$$
, M,

где *т* – мощность водоносного горизонта;

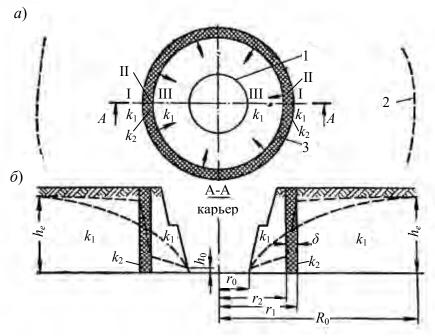
 $h_{e}$  и  $h_{0}$  — напоры воды соответственно на контуре питания и на откосе карьера, м.

При контурном расположении завесы происходит асимметричная фильтрация (рисунок 6) и расход воды Q, поступающей в карьер для безнапорной фильтрации, а также глубина потока в зонах I и III составят:

$$Q = \frac{\pi k_1 (h_e^2 - h_0^2 - 2I_0 h_{cp} \delta)}{\ln \frac{R_0}{r_0} + \frac{k_1 \cdot \delta}{k_2 \cdot r_2}}, \, \text{m}^3/\text{cyt};$$

$$h_{\rm l} = \sqrt{h_{\rm e}^2 - \frac{h_{\rm e}^2 - h_{\rm 0}^2 - 2I_{\rm 0}h_{\rm cp}\delta}{\ln\frac{R_{\rm 0}}{r_{\rm 0}} + \frac{k_{\rm l}\cdot\delta}{k_{\rm 2}\cdot r_{\rm 2}}} \cdot \ln\frac{R_{\rm 0}}{r_{\rm 0}}} \;,\; {\rm M};$$

$$h_{3} = \sqrt{h_{0}^{2} + \frac{h_{e}^{2} - h_{0}^{2} - 2I_{0}h_{\text{cp}}\delta}{\ln\frac{R_{0}}{r_{0}} + \frac{k_{1} \cdot \delta}{k_{2} \cdot r_{2}}} \cdot \ln\frac{r_{2}}{r_{1}}} , \text{ M.}$$



a — план;  $\delta$  — разрез; 1 — контур высачивания подземных вод; 2 — контур питания; 3 — противофильтрационная завеса

Рисунок 6 – Схема к расчету контурной завесы для карьеров относительно круглой формы

Для напорного водоносного горизонта эти величины можно определить по формулам:

$$Q = \frac{2\pi \ k_1 m (h_e - h_0 - I_0 \delta)}{\ln \frac{R_0}{r_0} + \frac{k_1 \cdot \delta}{k_2 \cdot r_2}}, \, \text{m}^3/\text{cyt.};$$

$$h_{1} = h_{e} - \frac{(h_{e} - h_{0} - I_{0}\delta)}{\ln \frac{R_{0}}{r_{0}} + \frac{k_{1} \cdot \delta}{k_{2} \cdot r_{2}}}, \text{ m};$$

$$h_3 = h_0 + \frac{(h_e - h_0 - I_0 \delta)}{\ln \frac{R_0}{r_0} + \frac{k_1 \cdot \delta}{k_2 \cdot r_2}}, M,$$

где  $R_{0}$  – расстояние от центра карьера до контура питания, м;

 $r_0$  – приведенный радиус карьера, м;

 $r_2$  — расстояние от центра карьера до внутренней стенки завесы, м;

 $r_1$  — расстояние от центра карьера до внешней стенки завесы, м;

т – мощность водоносного горизонта, м.

Ширину противофильтрационной завесы  $\delta$  можно определить по вышеприведенным формулам, приняв допустимые значения Q , q ,  $h_0$  ,  $I_0$  .

### Заключение

Проведенный анализ позволил выявить возможность применения на карьере противофильтрационных завес инфузионного типа по максимальной глубине залегания водоупорных горизонтов. Эта величина составила 61 % от общего числа карьеров. В статье приведены также методика расчетов и технология строительства щелевых и скважинно-щелевых противофильтрационных завес.

### Список использованных источников

- 1. **Абрамов, С.К**. Защита карьеров от воды / С.К. Абрамов. М.: Недра, 1976. 215 с.
- 2. **Булатов**, **А.И.** Формирование и работа цементного камня в скважине / А.И. Булатов. М.: Недра, 1980. 312 с.
- 3. **Мирзаджанзаде, А.Х.** Теоретические исследования при решении задач предупреждения и изоляции поглощающих пластов / А.Х. Мирзаджанзаде. М.: ВНИИО-ЭHГ, 1973.-71 с.
- 4. **Грачев, В.В.** Повышение суффозионной устойчивости цементных растворов / В.В. Грачев, В.Д. Малеванский. М., 1980. 232 с.

### Haliavkin F.G., Onika S.G., Voitenko V.S.

### Infusing and injection-sealing curtains and their calculation

The article gives the analysis of the sphere of possible application of the injectionsealing and infusing curtains for quarries. Methods and ways of their construction, applicable machines, diagrams and the method of calculation of these constructions are also presented

Поступила в редакцию 12.04.2013 г.

#### МАШИНОСТРОЕНИЕ

УДК 622.647.4:622.363.2(045)

# ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ МНОГОЗАХОДНЫХ ШНЕКОВЫХ ИСПОЛНИТЕЛЬНЫХ ОРГАНОВ ОЧИСТНЫХ КОМБАЙНОВ ДЛЯ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ И ПОГРУЗКИ КАЛИЙНОЙ РУДЫ НА ЗАБОЙНЫЕ КОНВЕЙЕРЫ

Конопляник И.А., Конопляник А.В., Щерба Е.В. (ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством», Беларусь)

В статье изложены результаты исследований погрузочной способности многозаходных шнековых исполнительных органов и их многофакторный анализ, показывающий преимущество четырехзаходного шнекового исполнительного органа перед двух- и трехзаходными.

#### Введение

При подземной добыче калийной руды очистными механизированными комплексами большая часть проблем при выполнении технологического цикла обусловлена недостаточной эффективностью работы очистного комбайна при погрузке разрушенной руды на забойный конвейер. Важной особенностью используемых исполнительных органов очистных комбайнов является то, что они одновременно производят разрушение пласта, транспортирование разрушенного материала и выгрузку его на забойный конвейер [1].

Механизированная погрузка может считаться эффективной при выполнении следующих условий:

- функционирование элементов выемочного комплекса, позволяющее исключить выполнение ручных работ по зачистке и расштыбовке;
- максимальное совмещение по времени операций по погрузке разрушенного материала с другими операциями технологического цикла;
- энергозатраты на погрузку разрушенного материала минимальны и составляют не более 10-15 % от затрат на разрушение массива.

Кроме того, приходится учитывать отдельные факторы, влияющие на эффективность механизированной погрузки в очистных забоях лавы.

- 1. Горно-геологические условия, к которым относятся геометрические характеристики пласта (вынимаемая мощность, угол падения, гипсометрия почвы), физикомеханические свойства разрушенного массива (коэффициент внутреннего и внешнего трения, влажность, гранулометрический состав), интенсивность отжима.
- 2. Технология выемки направление выемки пласта, схема выемки, порядок передвижки конвейера, скорость подвигания линии очистного забоя.
- 3. Погрузочные свойства горной машины и забойного конвейера, которые зависят от ее компоновочного исполнения (количество и расположение рабочих органов, форма и размеры погрузочных окон, клиренс, диапазон регулирования по мощности пласта), дополнительных средств погрузки погрузочных щитков, транспортирующей способности шнеков (диаметр, ширина захвата, число спиралей, угол подъема спиралей, тип резцов, направление и частота вращения).

Поскольку на горно-геологические условия повлиять мы не можем, рассмотрим оставшиеся возможности, среди которых можно отметить следующие:

- влияние количества спиралей на улучшение погрузочных свойств шнекового исполнительного органа вследствие усреднения транспортного потока отбитой руды;
- влияние угла подъема погрузочной спирали на транспортирующую способность исполнительного органа;
- необходимость согласования закономерностей процессов резания и погрузки, осуществляемых шнековым исполнительным органом одновременно;
- наличие подпора (дополнительного к силам трения сопротивления осевому перемещению материала) из-за частичного перекрытия выходного сечения шнека корпусом приводного редуктора и бортом конвейера;
- влияние направления вращения исполнительного органа очистного комбайна на его транспортирующую способность;
- существенного сокращения полезного для транспортирования объема за счет диаметра вала шнекового исполнительного органа и толщины его винтовой лопасти.

### Расчет оптимального угла подъема погрузочной лопасти шнекового исполнительного органа очистного комбайна

В настоящее время на рудниках ОАО «Беларуськалий» на очистных комбайнах применяют в основном двух- и трехзаходные шнековые испонительные органы. Их диаметр колеблется от 850 до 1400 мм, а ширина захвата от 800 до 1050 мм. Угол наклона спирали 15°...16°. Угол обхвата погрузочной спиралью поверхности шнека 270°.

Оптимальный угол подъема лопастей по диаметру вала шнекового исполнительного органа  $\alpha_{\rm d\,om}$  — это угол, при котором перемещение отбитой руды в направлении выгрузки (в аксиальном направлении) при повороте шнека на угол  $\varphi$  будет наибольшим [2]:

$$\alpha_{\rm donr} = \frac{\pi}{4} - \frac{1}{2} \rho_{\rm y} ,$$

где  $ho_{_{\mathrm{y}}}$  – приведенный угол трения, равный:

$$\rho_{\rm y} = \operatorname{arctg} f_{\rm y}$$
,

где  $f_{\rm y}$  — приведенный коэффициент трения выделенного слоя транспортируемого материала.

Приняв угол подъема лопастей по диаметру вала равным оптимальному, угол подъема образующей по поверхности шнекового исполнительного органа будет равен:

$$\alpha_{D_{\text{\tiny H}}} = \operatorname{arctg}\left(\frac{d_{_{\text{\tiny B}}}}{D_{_{\text{\tiny H}}}} \cdot \operatorname{tg}\alpha_{\mathrm{dont}}\right),$$

где  $d_{\scriptscriptstyle \rm B}$  – диаметр наружной поверхности вала шнека;

 $D_{_{\rm H}}$  – диаметр исполнительного органа по поверхности спирали шнека.

Выполним расчет оптимального угла подъема спирали для применяемых на рудниках ОАО «Беларуськалий» очистных комбайнов с диаметром исполнительных органов 1400 мм:

$$\begin{split} d_{_{\rm B}} = &820 \text{ mm}, \quad D_{_{\rm H}} = &1160 \text{ mm}, \quad f_{_{\rm Y}} = 0,4, \quad \rho_{_{\rm Y}} = \text{arctg} f_{_{\rm Y}} = \text{arctg} 0,4 = 21,8^\circ, \\ \alpha_{_{\rm d\,orr}} = &\frac{\pi}{4} - \frac{1}{2} \, \rho_{_{\rm Y}} = &\frac{\pi}{4} - \frac{1}{2} \cdot 21,8 = 34,1^\circ, \\ \alpha_{_{D_{_{\rm H}}}} = & \text{arctg} \bigg( \frac{d_{_{\rm B}}}{D_{_{\rm U}}} \cdot \text{tg} \alpha_{_{\rm d\,orr}} \bigg) = \text{arctg} \bigg( \frac{820}{1160} \cdot \text{tg} 34,1 \bigg) = 25,6^\circ. \end{split}$$

### Экспериментальные исследования погрузочных свойств шнековых исполнительных органов и их результаты

Для исследования погрузочных свойств шнековых исполнительных органов сравним работу трехзаходных шнеков с четырехзаходными. Четырехзаходный шнек отличается от трехзаходного не только числом заходов лопастей, но и углом подъема спиралей. На внешнем диаметре четырехзаходного шнека он увеличивается с 15,5° до 25,6°. Угол обхвата погрузочной спиралью поверхности шнека 150°. Испытания проходили на руднике 3 РУ в лаве № 7. Работа комбайна с четырехзаходными шнеками и углом обхвата погрузочной спиралью поверхности шнека 150° без погрузочных щитков показала, что объем непогруженной на забойный конвейер отбитой руды в призабойном пространстве составил 1,23 т на погонный метр призабойного пространства. Это на 7 % меньше, чем при работе комбайна с применяемыми трехзаходными исполнительными органами с углом обхвата погрузочной спиралью поверхности шнека 270°, когда объем непогруженной на забойный конвейер отбитой руды в призабойном пространстве составил 1,32 т на погонный метр призабойного пространства.

Улучшение погрузочной способности можно объяснить большим углом подъема спирали, который способствует повышению эффективности погрузки отбитой руды на конвейер, а также использованием четырехзаходного шнекового исполнительного органа.

При работе очистных комбайнов шнековый исполнительный орган одновременно с разрушением массива осуществляет удаление продуктов разрушения из своей рабочей зоны. Нормальная работа комбайна может быть достигнута только в том случае, когда производительность шнекового исполнительного органа по удалению продуктов разрушения (т.е. его транспортирующая способность) будет обеспечивать отвод всей руды, подлежащей удалению из зоны работы исполнительного органа.

При работе очистных комбайнов происходит частичное перекрытие выходного сечения шнека корпусом приводного редуктора и бортом конвейера, что снижает погрузочную способность исполнительного органа. С увеличением диаметра исполнительного органа разгрузочное сечение шнека увеличивается, благодаря чему скорость подачи комбайна, ограничиваемая погрузочной способностью шнека, возрастает.

На руднике 4 РУ была введена в эксплуатацию лава № 9 с шириной захвата шнекового исполнительного органа 1,0 м (рисунок), углом подъема спирали  $15,5^{\circ}$  (угол обхвата поверхности шнека  $342^{\circ}$ ), вращением исполнительных органов от кровли к почве.

На комплексе были проведены исследования по загрузке привода исполнительного органа. Анализ полученных предварительных данных показал, что с увеличением ширины захвата от 0,8 до 1,05 м идет подпрессовка отбитой руды и активный рост потребляемой мощности из-за несоответствия сечения разгрузочного окна объему выгружаемой руды из забоя. В результате было принято решение по испытанию с вращением исполнительных органов комбайна от почвы к кровле. Были определены зависимости загрузки привода шнекового исполнительного органа комбайна в зависимости от скорости подачи (производительности) при разных направлениях вращения исполнительных органов комбайна.



Рисунок – Трехзаходный шнековый исполнительный орган с шириной захвата 1,0 м

Анализ полученных данных показал, что скорость подачи комбайна при вращении от кровли к почве составляет 209 м/мин, а при обратном — 224 м/мин. Следовательно, изменение вращения позволило повысить производительность комбайна на 7,2 %, и она составила 411 т/ч вместо 383,5 т/ч. При работе комбайна с вращением от почвы к кровле визуально была установлена более эффективная выгрузка отбитой руды из забоя на конвейер впереди шнека.

Значительный диаметр вала и толщина винтовой лопасти уменьшает рабочий объем для транспортирования отбитой руды исполнительного органа и ухудшает его транспортирующую способность.

Таким образом, проанализировав применение многозаходных шнековых исполнительных органов комбайна, можно сделать выводы:

- увеличение числа заходов шнекового исполнительного органа способствует усреднению транспортного потока и улучшению его погрузочных свойств, в то же время количество спиралей ограничивается конструктивными размерами шнека, и увеличение их числа приводит к уменьшению полезного для транспортирования объема;
- оптимальный угол подъема спирали для комбайнов с диаметром исполнительных органов 1400 мм по расчетам составил 25,6°. Однако испытания такого шнекового исполнительного органа с углом подъема погрузочной спирали 26° показали (визуально), что этот угол велик;
- при вращении шнековых исполнительных органов от почвы к кровле выгрузка отбитой руды более эффективна (производительность очистного комбайна выше), чем при вращении от кровли к почве.

По результатам исследований разработаны две конструкции шнекового исполнительного органа — трех- и четырехзаходного. Конструктивные параметры которых представлены в таблице вместе с параметрами широко применяемых трехзаходных шнековых исполнительных органов обычного исполнения.

Ī	No	Кол-во	Угол подъема	Угол	Ширина	Длина пути	Рабочий объем		
	$\Pi/\Pi$	спиралей	спирали,	обхвата,	захвата,	транспортирования,	режущего органа,		
			град.	град.	M	M	M <sup>3</sup>		
	1	3	15,5	342	1,0	3,6	0,901		
	2	3	19,5	270	1,0	2,9	0,931		
	3	4	19,5	270	1,0	2,9	0,896		

Таблица – Конструктивные параметры шнековых исполнительных органов

Поскольку угол подъема погрузочной спирали вновь спроектированных шнековых исполнительных органов равен 19,5°, длина пути транспортирования отбитой руды сокращается с 3,6 м до 2,9 м. Рабочий объем предлагаемого трехзаходного шнека с углом подъема погрузочной спирали 19,5° увеличивается с 0,901 м³ до 0,931 м³, что позволит производить более эффективную погрузку руды. При использовании четырехзаходного исполнительного органа с углом подъема погрузочной спирали 19,5° длина пути транспортирования сократится до 2,9 м, но и рабочий объем уменьшится до 0,896 м³. Он даже меньше, чем у применяемого в настоящее время исполнительного органа.

#### Заключение

При работе четырехзаходного исполнительного органа транспортируемая руда в шнеке разделяется лопастями на четыре потока, что способствует усреднению транспортного потока отбитого материала. Во время очистной выемки шнек производит резание от кровли к почве, погрузку отбитой руды приходится осуществлять под рукоятью комбайна. Из-за частичного перекрытия выходного сечения шнека корпусом приводного редуктора и бортом конвейера эффективность транспортирующей способности трехзаходного шнекового исполнительного органа существенно ограничивается, в то же время четырехзаходный шнековый исполнительный орган, усредняя транспортные потоки погружаемого материала, обладает лучшими погрузочными свойствами.

#### Список использованных источников

- 1. **Морев, А.Б.** Горные машины для калийных рудников / А.Б. Морев, А.Д. Смычник, Г.В. Казаченко. Минск: Интегралполиграф, 2009. 544 с.
- 2. **Солод, В.И.** Проектирование и конструирование горных машин и комплексов: учебник для вузов / В.И. Солод, В.Н. Гетопанов, В.М. Рачек. М.: Недра, 1982. С. 180-190.

Konoplyanik I.A., Konoplyanik A.V., Shcherba E.V.

### Efficiency of application of multiblade screw cutting heads of shearers for transportation and loading of potash ore to the face conveyors

The paper states investigation results of loading capacity of multiblade screw cutting heads and their multifactor analysis, which demonstrates the advantage of a four-blade screw cutting head over two- and three-blade ones.

Поступила в редакцию 20.04.2013 г.

УДК 621.83.06

### ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕМАТИКИ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ КПД ПЕРЕДАЧ С ПРОМЕЖУТОЧНЫМИ ТЕЛАМИ КАЧЕНИЯ

Лустенков М.Е., Комар В.Л., Машин Ю.В., Фитцова Е.С. (ГУВПО «Белорусско-Российский университет», г. Могилев, Беларусь)

В работе исследуется кинематика передач с промежуточными телами качения. Рассмотрен способ определения угловой скорости ролика в зависимости от скоростей контактирующих с ним тел. Теоретические результаты подтверждены компьютерным моделированием. Рассмотрен алгоритм определения КПД передачи и проведен сравнительный анализ потерь мощности в зацеплении с цельными и с составными роликами.

#### Введение

Использование передач с промежуточными телами качения (ППТК) позволяет снизить массово-габаритные показатели привода, так как передаваемая мощность распределяется одновременно по множеству потоков (тел качения). ППТК находят применение для решения специальных задач в машиностроении. Их исследованиями и разработкой занимаются научные школы в Республике Беларусь, России, Румынии, ученые США, Китая и других стран. В большинстве известных и промышленно применяемых конструкций траектории центров тел качения располагаются на плоскости (ППТК плоского типа) [1]. Результаты исследований ППТК с осевым перемещением центров тел качения, т.е. с их траекториями, расположенными на цилиндрической поверхности (ППТК цилиндрического типа) отражены в [2], в публикациях зарубежных исследователей [3-5], а также в описаниях к патентам на конструкции редукторов и дифференциалов разработчиков из США, Японии и Германии и других стран. Передачи данного типа имеют малые размеры в радиальном направлении, что определяет перспективы их применения в механизмах бурения скважин, для передачи усилий в труднодоступные места и схожих областях.

Работы по созданию малогабаритных соосных редукторов для работы в условиях ограниченных радиальных размеров проводятся в Белорусско-Российском университете [6-7]. На рисунке 1 показана конструкция передачи для привода ключа токарного патрона, особенностью которой является применение составных роликов [8]. В зацеплении участвуют три основных звена: внутренний кулачок 1, сепаратор 2 и наружный кулачок 3. Передача нагрузки осуществляется посредством промежуточных тел качения 4. Внутренний кулачок 1 в рассматриваемой конструкции является ведущим звеном. Он может быть выполнен цельным (рисунок 1) либо составным. На наружной поверхности внутреннего кулачка выполнена беговая дорожка, по которой перемещаются тела качения – составные ролики 4. Также они перемещаются по беговой дорожке наружного кулачка 3. Наружный кулачок является составным (разъемным), он состоит из двух кулачков, закрепляемых в корпусе. Тела качения 4, в процессе работы передачи также перемещаются вдоль пазов сепаратора 2, который является выходным звеном. Передаточное число  $\Pi\Pi TK$  u определяется соотношением волн (периодов, выступов) беговых дорожек внутреннего кулачка  $Z_1$  ( $Z_1 = 1$ ) и наружного кулачка  $Z_3$ . Для рассматриваемой кинематической схемы  $u = Z_3 / Z_1 + 1$ .

Передача может быть отнесена к классу кулачковых, планетарных (так как ее кинематика полностью подчинена формуле Виллиса), а также к группе волновых передач [9], в которой гибкое звено заменено системой дискретных тел качения, движущихся согласованно.

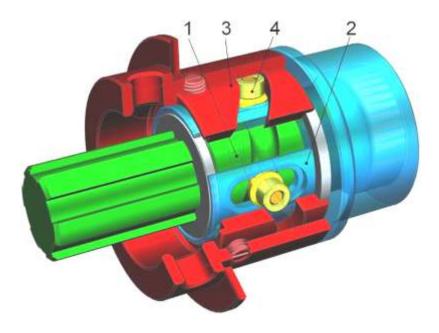


Рисунок 1 – Конструкция ППТК цилиндрического типа с составными роликами

Задачи повышения технического уровня данных передач, включающие повышение нагрузочной способности и КПД являются актуальными. *Целью данной работы являлась* разработка алгоритма определения КПД исследуемых передач. Основой алгоритма является кинематический метод вычисления относительной угловой скорости тел качения, поэтому в задачи исследования входило подтверждение адекватности этого метода с помощью компьютерного моделирования.

#### Кинематический анализ передачи

Исходными данными для кинематического анализа ППТК являются законы изменения углов поворота  $\varphi_1(t)$ ,  $\varphi_2(t)$  и  $\varphi_3(t)$  от времени или их первых производных по скорости — угловых скоростей  $\omega_1(t)$ ,  $\omega_2(t)$  и  $\omega_3(t)$ . Если механизм работает в редукторном (мультипликаторном) режиме, то задается одна функция угла поворота или угловой скорости для входного звена  $\varphi_{in}(t)$  ( $\omega_{in}(t)$ ). Одно из звеньев является остановленным  $\varphi_{st}(t)=0$  ( $\omega_{st}(t)=0$ ), а оставшееся звено (из трех основных) является выходным и изменение его угла поворота (угловой скорости) находится во взаимосвязи с кинематическими параметрами входного звена с учетом передаточного отношения i:  $\varphi_{out}(t)=\varphi_{in}(t)/i$  ( $\omega_{out}(t)=\omega_{in}(t)/i$ ). При работе механизма в режиме дифференциала заданными являются кинематические параметры двух звеньев, а для третьего они определяются из формулы Виллиса для планетарных передач, где функции чисел зубьев выполняют числа периодов беговых дорожек.

На первом этапе кинематического анализа исследуем движение центров тел качения. В модели ППТК они являются точками пересечения периодических кривых (бе-

говых дорожек) на кулачках (внутреннем и наружном). Тела качения участвуют в сложном движении – относительном вдоль пазов звена 2 и переносном вращательном вместе с выходным звеном.

Беговые дорожки в виде пространственных кривых на звеньях 1 и 3 в общем случае описываются системой параметрических уравнений:

$$x_{1(3)} = ff_{1(3)}(s); \quad y_{1(3)} = fg_{1(3)}(s); \quad z_{1(3)} = fh_{1(3)}(s),$$
 (1)

где s — дуговая координата, отсчитываемая вдоль центральной окружности в плоскости перпендикулярной оси передачи ( $s = 0...2\pi R$ );

R — радиус окружности образующей цилиндрической поверхности, на которой расположены центры тел качения;

ff, fg, fh — функции, определяющие координаты точек кривых.

С помощью уравнений (1) можно описать кривые, расположенные на сфере, конусе, плоскости и т.д. Например, для синусоидальных кривых, расположенных на цилиндрической поверхности, данные уравнения запишутся:

$$x_{1(3)} = R\cos(s/R); \ y_{1(3)} = R\sin(s/R); \ z_{1(3)} = A\sin(Z_{1(3)}s/R),$$
 (2)

где A — амплитуда периодических кривых.

Выражения в системах (1-2), определяющие координату z, могут рассматриваться независимо и кривые, построенные согласно этим выражениям на плоскости в системе координат z(s), являются плоскими развертками пространственных кривых. Перейдя от дуговой координаты s к углу поворота  $\varphi\left(\varphi=0...2\pi\right)$  была получена следующая система уравнений для определения координат траектории движения одной точки пересечения двух кривых (первой вдоль оси абсцисс на плоской развертке кривых) на цилиндрической поверхности для любой кинематической схемы передачи:

$$x_{1(3)} = R\cos(\varphi_2); \ y_{1(3)} = R\sin(\varphi_2); \ z_{1(3)} = f(\varphi_2 - \varphi_{1(3)}),$$
 (3)

где  $f_i$  — функция, определяющая вид периодической кривой на плоской развертке.

Для первой кинематической схемы передачи [7] и синусоидальных цилиндрических кривых:

$$x_{1(3)} = R\cos(\varphi_2); \ y_{1(3)} = R\sin(\varphi_2); \ z_1 = A\sin(Z_1(\varphi_2 - \varphi_1)); \ z_3 = -A\sin(Z_3(\varphi_2 - \varphi_3)).$$
 (4)

В модели передачи используются не все точки пересечения кривых, а группа точек пересечения их разноименных ветвей (восходящих и нисходящих и наоборот) [1]. Знак минус в последнем выражении системы (4) позволяет отобразить многопериодную кривую относительно оси абсцисс таким образом, что первая точка пересечения кривых совпадает с началом системы координат  $z(\varphi)$  на плоской развертке, что облегчает дальнейшие расчеты.

Были получены выражения, определяющие координаты произвольной точки пересечения синусоидальных кривых в виде функций координаты (угла поворота) входного звена:

$$x_{1(3)} = R\cos\left(\frac{\varphi_1}{u} - \frac{2\pi i}{n}\right); \quad y_{1(3)} = R\sin\left(\frac{\varphi_1}{u} - \frac{2\pi i}{n}\right);$$

$$z_1 = z_3 = A\sin\left(Z_1\left(\varphi_1\left(\frac{1}{u} - 1\right) - \frac{2\pi i}{n}\right)\right) = -A\sin\left(Z_3\left(\frac{\varphi_1}{u} - \frac{2\pi i}{n} - \varphi_3\right)\right), \tag{5}$$

где i – индекс (номер) тела качения, i = 1...n,  $n = Z_1 + Z_3$ .

Рассматриваем первую кинематическую схему ( $\varphi_3 = 0$ ). Скорости центров тел качения определяются как первые производные от выражений (5) по времени:

$$\upsilon_{x1(3)} = \frac{dx_{1(3)}(\varphi_1)}{dt} = -\frac{\omega_1 R}{u} \sin\left(\frac{\varphi_1}{u} - \frac{2\pi i}{n}\right);$$

$$\upsilon_{y1(3)} = \frac{dy_{1(3)}(\varphi_1)}{dt} = \frac{\omega_1 R}{u} \cos\left(\frac{\varphi_1}{u} - \frac{2\pi i}{n}\right);$$
(6)

$$\upsilon_{z1} = \upsilon_{z3} = \frac{dz_{1(3)}(\varphi_1)}{dt} = AZ_1 \omega_1 \left(\frac{1}{u} - 1\right) \cos \left(Z_1 \left(\varphi_1 \left(\frac{1}{u} - 1\right) - \frac{2\pi i}{n}\right)\right) = -\frac{AZ_3 \omega_1}{u} \cos \left(Z_3 \left(\frac{\varphi_1}{u} - \frac{2\pi i}{n}\right)\right).$$

Первые два выражения системы уравнений (6) определяют переносную скорость, а третья формула — относительную скорость центров тел качения. Составляющие ускорения центров тел качения определятся как вторые производные от выражений (5) по времени:

$$a_{x1(3)} = \frac{dx_{1(3)}^{2}(\varphi_{1})}{dt^{2}} = -\frac{\omega_{1}^{2}R}{u^{2}}\cos\left(\frac{\varphi_{1}}{u} - \frac{2\pi i}{n}\right);$$

$$\psi_{y1(3)} = \frac{dy_{1(3)}^{2}(\varphi_{1})}{dt^{2}} = -\frac{\omega_{1}^{2}R}{u^{2}}\sin\left(\frac{\varphi_{1}}{u} - \frac{2\pi i}{n}\right);$$
(7)

$$a_{z1} = a_{z3} = \frac{dz_{1(3)}^{2}(\varphi_{1})}{dt^{2}} =$$

$$= AZ_{1}\varepsilon_{1}\left(\frac{1}{u}-1\right)\cos\left(Z_{1}\left(\varphi_{1}\left(\frac{1}{u}-1\right)-\frac{2\pi i}{n}\right)\right) - AZ_{1}^{2}\omega_{1}^{2}\left(\frac{1}{u}-1\right)^{2}\sin\left(Z_{1}\left(\varphi_{1}\left(\frac{1}{u}-1\right)-\frac{2\pi i}{n}\right)\right) =$$

$$= -\frac{AZ_{3}\varepsilon_{1}}{u}\cos\left(Z_{3}\left(\frac{\varphi_{1}}{u}-\frac{2\pi i}{n}\right)\right) + \frac{AZ_{3}^{2}\omega_{1}^{2}}{u^{2}}\sin\left(Z_{3}\left(\frac{\varphi_{1}}{u}-\frac{2\pi i}{n}\right)\right).$$

#### Алгоритм определения угловой скорости тела качения в общем случае

В общем случае движения тела качения перемещаются в пространстве под действием наложенных связей. Движение тела качения (сферы) рассматриваем как сложное: поступательное с центром масс C и сферическое (мгновенно вращательное) относительно этого центра. Известными считаем координаты точек контакта (i=1...m) i-го тела качения (i=1...n) как функции времени и уравнения изменения скоростей точек контакта  $\upsilon_{ij}$  в неподвижной системе координат Охуг. Это скорости точек, принадлежащих телам, контактирующим с телом качения. Известными также являются скорость центра масс тела качения  $\upsilon_c$ , составляющие которой определяются по уравнениям (6) и векторы  $r_{0j}$  (и координаты) точек контакта в подвижной системе координат  $Cx_0y_0z_0$ , центр которой связан с центром тела качения. Эти координаты, как функции времени  $\upsilon_{0j} = f(t)$ ,  $\upsilon_{0j} = f(t)$ ,  $\upsilon_{0j} = f(t)$  либо угла поворота ведущего звена ( $\upsilon_{0j}$ ), могут быть определены непосредственно, исходя из геометрии механизма либо из проекций векторного равенства:  $v_{ij} = v_c + v_{0j} = v$ 

Таким образом, исходными данными для расчета являются векторные выражения, которые можно представить в форме соответствующих матричных аналогий:

$$\vec{r}_{kj} \rightarrow \begin{pmatrix} x_{kj} \\ y_{kj} \\ z_{kj} \end{pmatrix}; \ \vec{\upsilon}_{kj} \rightarrow \begin{pmatrix} \upsilon_{kxj} \\ \upsilon_{kxj} \\ \upsilon_{kzj} \end{pmatrix}; \ \vec{\upsilon}_{c} \rightarrow \begin{pmatrix} \upsilon_{cx} \\ \upsilon_{cy} \\ \upsilon_{cz} \end{pmatrix}; \ \vec{r}_{0j} \rightarrow \begin{pmatrix} x_{0j} \\ y_{0j} \\ z_{0j} \end{pmatrix}. \tag{8}$$

Применяя метод условной остановки центра тела качения, получим условные линейные скорости точек контакта  $\upsilon_{ej}$  (относительные скорости) в локальной системе координат  $Cx_0y_0z_0$ :

$$\vec{v}_{ej} \rightarrow \begin{pmatrix} v_{exj} \\ v_{eyj} \\ v_{ezj} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} v_{kxj} - v_{cx} \\ v_{kyj} - v_{cy} \\ v_{kzj} - v_{cz} \end{pmatrix}. \tag{9}$$

Далее определяем проекции угловых скоростей на оси подвижной системы координат (в относительном движении) по следующему алгоритму:

$$if \ v_{ezj} \neq 0 \ and \ y_{0j} \neq 0, \ \frac{v_{ezj}}{y_{0j}},$$

$$\omega_{exj} = else \ if \ v_{eyj} \neq 0 \ and \ z_{0j} \neq 0, \ -\frac{v_{eyj}}{z_{0j}},$$

$$else \ 0.$$
(10)

$$if \ v_{exj} \neq 0 \ and \ z_{0j} \neq 0, \ \frac{v_{exj}}{z_{0j}},$$

$$\omega_{eyj} = else \ if \ v_{ezj} \neq 0 \ and \ x_{0j} \neq 0, \ -\frac{v_{ezj}}{x_{0j}},$$

$$else \ 0.$$
(11)

$$\omega_{ezj} = \begin{cases} if \ \upsilon_{eyj} \neq 0 \ and \ x_{0j} \neq 0, \ \frac{\upsilon_{eyj}}{x_{0j}}, \\ else \ if \ \upsilon_{exj} \neq 0 \ and \ y_{0j} \neq 0, \ -\frac{\upsilon_{exj}}{y_{0j}}, \\ else \ 0. \end{cases}$$

$$(12)$$

Относительную угловую скорость тела качения определяем по ее составляющим:

$$\vec{\omega}_{e} \Rightarrow \begin{pmatrix} \omega_{ex} \\ \omega_{ey} \\ \omega_{ez} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \sum_{j=1}^{m} \omega_{exj} / M_{x} \\ \sum_{j=1}^{m} \omega_{eyj} / M_{y} \\ \sum_{j=1}^{m} \omega_{ezj} / M_{z} \end{pmatrix}, \tag{13}$$

где  $M_x$ ,  $M_y$ ,  $M_z$  — коэффициенты, численно равные количеству ненулевых значений  $\omega_{exj}$ ,  $\omega_{eyj}$  и  $\omega_{ezj}$  соответственно при суммированиях в выражении (13).

Алгоритм, представленный уравнениями (10-13) является универсальным и применим для тел качения произвольной формы. Ранее было получено выражение для определения угловой скорости тела качения в относительном движении в частном случае — при плоскопараллельном движении ролика, контактирующего с тремя поверхностями [10]:

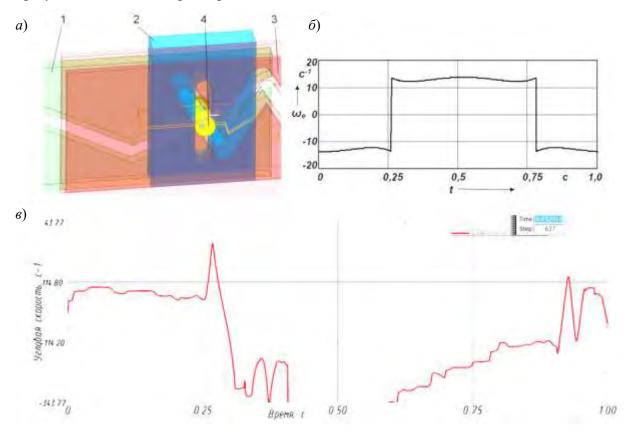
$$\omega_e = \frac{\upsilon_1}{3} \left( \mp \frac{\sin(|\alpha_3|)}{r_s \sin(\pi - |\alpha_1| - |\alpha_3|)} \pm \frac{tg(|\alpha_3|)}{r_s u} \mp \frac{1}{r_s u \cos(|\alpha_3|)} \right), \tag{14}$$

где  $\alpha_1$  и  $\alpha_3$  – углы подъема кривых (беговых дорожек), тангенсы которых можно определить взяв производные от уравнений кривых по ординате;

 $r_{s}$  — радиус тела качения;

 $u_1$  — линейные скорости движения точек ведущего звена, лежащих на цилиндрической поверхности с радиусом образующей R ,  $u_1 = \omega_1 R$  .

Одной из задач данной работы являлась проверка алгоритма определения угловой скорости на основе компьютерного моделирования. В системе Siemens NX 8.5® была создана компьютерная модель (рисунок 2а), имитирующая клиновое взаимодействие основных звеньев передачи с телом качения (1 – внутренний кулачок, 2 – сепаратор, 3 – наружный кулачок). Кулачки имеют беговые дорожки в виде кусочновинтовых кривых с постоянными углами подъема. Далее в модуле Motion simulation было смоделировано движение звена 1 вдоль оси абсцисс вправо, относительно неподвижного звена 3. При этом программой определялась относительная угловая скорость ролика 4. На основе математической модели (14) была получена теоретическая зависимость относительной угловой скорости (рисунок 26) при следующих параметрах передачи и характеристиках движения:  $\upsilon_1 = 0.1 \,\mathrm{m/c}$ ,  $A = 10 \,\mathrm{mm}$ ,  $r_s = 2.5 \,\mathrm{mm}$ , u = 4.33. Передаточное число u определяется соотношением тангенсов углов подъема кривых и в плоской модели может иметь произвольное значение, в отличие от цилиндрической модели, так как там необходимо разместить на цилиндрической поверхности целые числа периодов кривых. Радиус *R* цилиндрической поверхности, на которой может быть размещена однопериодная кривая, необходимый для использования в выражении (14), был выражен через амплитуду и расстояния участков кривых вдоль оси абсцисс и составил 13 мм. На рисунке 2в, показаны результаты компьютерного моделирования при указанных выше параметрах.



а – параметрическая модель передачи;

 $\delta$  – зависимость, полученная на основе теоретических исследований;

в – зависимость, полученная на основе компьютерного моделирования

Рисунок 2 – Определение относительной угловой скорости тела качения

Моделирование подтвердило характер изменения угловой скорости — при попадании ролика на вершины кривых происходит смена направления ее вектора. Различие в числовых значениях и отсутствие стабильности процесса связано с моделированием зазоров в зацеплении и возникновением ударных нагрузок при попадании тела на вершины кривых.

#### Алгоритм определения КПД передачи со ступенчатыми роликами

Определение угловой скорости тела качения позволяет более точно рассчитать скорости скольжения и выявить структуру потерь мощности. Спроецируем относительную скорость поступательного движения тела качения на ось, перпендикулярную нормали к контактирующим поверхностям. Скорость скольжения определим как разность (сумму) этой проекции  $\upsilon_{rj}$  и окружной скорости, определенной с учетом вращательного движения тела качения с угловой скоростью  $\omega_e$ :

$$\upsilon_{ski} = \left|\upsilon_{ri}\right| \pm \left|\omega_{e}\right| r_{s}.\tag{15}$$

Знак «+» принимается в том случае, когда перенесенная в точку контакта окружная скорость  $\omega_{e}r_{s}$  совпадает по направлению со скоростью  $\upsilon_{rj}$ , перенесенной в ту же точку, знак «-» – в обратном случае.

Потери L в зацеплении в общем случае можно определить как сумму потерь мощности на трение скольжения  $L_{sk}$  и трение качения  $L_c$  :

$$L = L_{sk} + L_c = \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{m} F_{skji} \upsilon_{skji} + \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{m} M_{cji} \omega_{ei} = \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{m} f N_{ji} \upsilon_{skji} + \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{m} \delta N_{ji} \omega_{ei} , \qquad (16)$$

где  $F_{\mathit{skji}}$  — сила трения скольжения в контакте (  $F_{\mathit{skji}} = \mathit{fN}_{\mathit{ji}}$  );

 $M_{\scriptscriptstyle cji}$  — момент сопротивления качению в контакте (  $M_{\scriptscriptstyle cji}$  =  $\delta N_{\scriptscriptstyle ji}$  );

 $N_{_{ji}}$  — силы, действующие на тело качения;

*f* – коэффициент трения скольжения;

 $\delta$  – коэффициент трения качения.

Коэффициенты t и  $\delta$  при дальнейших вычислениях принимались одинаковыми во всех зонах контакта.

В качестве тел качения целесообразно использовать ролики, так как это позволяет повысить нагрузочную способность ППТК. Рассмотрим ступенчатый ролик 4, контактирующий с поверхностью внутреннего кулачка 1, сепаратора 2 и наружного кулачка 3 (рисунок 3).

Ролик взаимодействует с основными звеньями передачи по линиям контакта A'A", C'C" и B'B". Цилиндрические ступени ролика имеют радиусы соответственно  $r_{s1}$ ,  $r_{s2}$  и  $r_{s3}$ , а общая длина ролика равна  $1_r$ . Положим равенство длин ступеней A'A"=C'C"=B'B"= $1_r/3$ . Еще одно допущение модели связано с приложением сосредоточенных сил (реакций) посередине контактных линий. Далее поэтому будем вести речь не о контактных линиях, а о точках контакта. Радиусы расположений точек A, B и C относительно оси передачи Oz равны  $R_1$ ,  $R_2(R)$  и  $R_3$  соответственно.

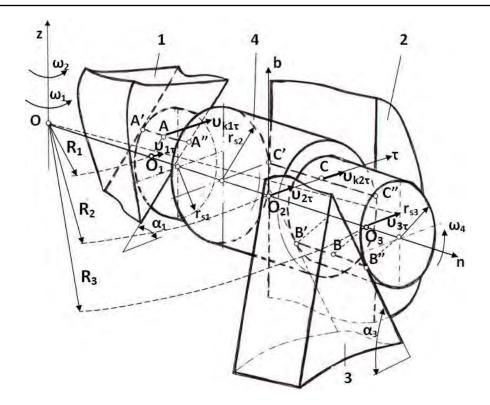


Рисунок 3 – Взаимодействие ролика с основными звеньями передачи

Свяжем подвижную (локальную) систему координат  $n\tau b$  с условным центром ролика (серединой второго участка)  $O_2$ . Эта система вращается вместе с центром ролика относительно оси Oz, причем ось  $O_2b$  остается параллельной оси Oz, а ось  $O_2n$  (нормаль) соединяет начала неподвижной и подвижной систем координат O и  $O_2$ . Проекции скоростей центров участков роликов на ось  $\tau$  определятся по формуле:  $\upsilon_{j\tau} = \varpi_2 R_i$  Проекции скоростей  $\upsilon_{ib}$  центров участков роликов на ось  $O_2b$  определятся по третьей формуле системы (6) при i=0. Проекции скоростей точек контакта основных звеньев передачи на оси подвижной системы координат:

$$\upsilon_{k1\tau} = \omega_1 R_1, \ \upsilon_{k2\tau} = \omega_2 R, \ \upsilon_{k3\tau} = 0, \ \upsilon_{k1b} = \upsilon_{k2b} = \upsilon_{k3b} = 0.$$
 (17)

Применим метод условной остановки центра тела качения. Проекции относительных скоростей в точках контакта A, C и B:

$$U_{e1\tau} = U_{k1\tau} - U_{1\tau}, \ U_{e2\tau} = U_{k2\tau} - U_{2\tau}, \ U_{e3\tau} = U_{k3\tau} - U_{3\tau}. \tag{18}$$

Проекции радиус-векторов  $r_{0j}$  на две оси (касательную и бинормаль):

$$\tau_{01} = -r_{s1} \sin(|\alpha_1(\varphi_1)|), \ \tau_{02} = -r_{s2}, \ \tau_{03} = -r_{s3} \sin(|\alpha_3(\varphi_1)|),$$

$$b_{01} = r_{s1} sign(\alpha_1(\varphi_1)) \cos(|\alpha_1(\varphi_1)|), \ b_{02} = 0, \ b_{03} = r_{s3} sign(\alpha_3(\varphi_1)) \cos(|\alpha_3(\varphi_1)|).$$
(19)

Условные угловые скорости, сообщаемые телу качения, и результирующая угловая скорость относительно оси  $\tau$  :

$$\omega_{e1\tau} = \frac{\upsilon_{e1b}}{\tau_{01}}, \quad \omega_{e2\tau} = \frac{\upsilon_{e2b}}{\tau_{02}}, \quad \omega_{e3\tau} = \frac{\upsilon_{e3b}}{\tau_{03}}, \quad \omega_{e\tau} = (\omega_{e1\tau} + \omega_{e2\tau} + \omega_{e3\tau})/3.$$
 (20)

Для определения КПД необходимо рассчитать значение сил, действующих на основные звенья передачи. При дальнейших вычислениях оперируем средними значениями реакций и углов подъема  $\alpha_{jcp} = \arctan(2Z_jA/\pi R_j)$ . Реакции звеньев определяются из решения уравнений кинетостатического равновесия тела качения по формулам [11]:

$$N_2 = M_2 / (R \cdot n); \tag{21}$$

$$N_{1} = \frac{N_{2} \left( \frac{\cos \alpha_{3sr} + f \sin \alpha_{3sr}}{\sin \alpha_{3sr} - f \cos \alpha_{3sr}} - f \right)}{\cos \alpha_{1sr} - f \sin \alpha_{1sr} + \frac{\sin \alpha_{1sr} + f \cos \alpha_{1sr}}{\sin \alpha_{3sr} - f \cos \alpha_{3sr}} (\cos \alpha_{3sr} + f \sin \alpha_{3sr})};$$

$$(22)$$

$$N_3 = \frac{N_2 - N_1(\sin\alpha_{1sr} + f\cos\alpha_{1sr})}{\sin\alpha_{3sr} - f\cos\alpha_{3sr}},$$
(23)

где  $M_2$  – крутящий момент на выходном валу, Нм;

Скорости скольжения для контакта одного ролика с тремя основными звеньями передачи будут определены по следующим формулам:

$$\upsilon_{sk1} = \omega_1 R_1 \left( \cos \alpha_{1sr} - \frac{1}{u} \sin \left( \frac{\pi}{2} - \alpha_{1sr} - \alpha_{3sr} \right) \right) - \left| \omega_e \right| r_{s1} ,$$

$$\upsilon_{sk2} = \frac{\omega_1 R}{u} tg \alpha_{3sr} + \left| \omega_e \right| r_{s2} , \ \upsilon_{sk3} = \frac{\omega_1 R_3}{u \cos \alpha_{3sr}} - \left| \omega_e \right| r_{s3} . \tag{24}$$

Выражение для определения КПД тогда будет представлено в виде:

$$\eta = \frac{P_2}{P_1} = \frac{P_2}{P_2 + L} = \frac{P_2}{P_2 + L_{sk} + L_c} = \frac{M_2 \omega_2}{M_2 \omega_2 + f \cdot n(N_1 \upsilon_{sk1} + N_2 \upsilon_{sk2} + N_3 \upsilon_{sk3}) + \delta \cdot n \cdot \omega_e(N_1 + N_2 + N_3)},$$
(25)

где  $P_1$  и  $P_2$  – мощности на входном и выходном валах передачи соответственно.

На основе разработанного алгоритма был определен КПД передачи со следующими параметрами:  $Z_1=1$ ,  $Z_3=4$ , n=5, u=5, A=10 мм, R=20 мм,  $r_{s1}=r_{s2}=r_{s3}=6$  мм, при частоте вращения ведущего вала  $n_1=1000$  мин<sup>-1</sup> и крутящем моменте на выходном валу  $M_2=200$  Нм. Средняя угловая скорость составила 93.6 с<sup>-1</sup>, а средний КПД -0.69. При значениях коэффициента трения скольжения f=0.1,

 $\delta = 1 \cdot 10^{-5}$  м [12] доля потерь на сопротивление качению составила 1,4 % в общем объеме потерь мощности.

Рассмотрим конструкцию передачи с составными роликами, состоящими из стержня и втулок, каждая из которых имеет возможность вращаться относительно стержня [13]. Предположим, что диаметр отверстий втулок (диаметр стержня) соответствующих ступеней ролика равен половине наружного диаметра втулок, т.е.  $r_{soj} = 0.5 r_{sj}$ . В этом случае можно предположить, что на линиях контакта ролика с беговой дорожкой будут располагаться мгновенные центры скоростей, при этом втулки могут осуществлять качение без проскальзывания. В выражении (16) будут отсутствовать потери мощности на скольжение  $L_{sk}$ , а угловые скорости втулок определятся согласно выражению:  $\omega_{oj} = \upsilon_{sj} / r_{soj}$ . Однако в этом случае к общим потерям мощности добавятся потери на трение между поверхностями стержня и втулок  $L_{in}$ :

$$L = L_c + L_{in}, \quad L_{in} = f \cdot n \sum_{j=1}^{m} (N_j r_{soj} \omega_{oj}).$$
 (26)

В этом случае КПД передачи с принятыми выше параметрами составил 0,78.

Результаты теоретических исследований были подтверждены лабораторными испытаниями. На основе разработанных методик расчета и проектирования ППТК был создан редуктор (рисунок 4a), который был испытан на специально созданном стенде, содержащем электродвигатель с частотным преобразованием скорости, порошковый тормоз и оснащенный двумя датчиками крутящего момента и частоты вращения (рисунок 4б). Максимальный КПД 0,82 был достигнут при использовании смазки в виде смеси графита и индустриального масла И20 при улучшении кулачков и сепаратора и закалке составляющих роликов. Минимальный КПД (0,52) был зафиксирован при отсутствии смазочного материала и термообработки деталей зацепления. Максимальный крутящий момент при испытаниях, прилагаемый к выходному валу опытного образца составил 50 Нм, ввиду малогабаритности редуктора, что не соответствует принятому ранее в расчетах значению (200 Нм). Однако как показали вычисления по приведенному выше алгоритму, теоретический КПД ППТК не зависит от нагрузки.



Рисунок 4 – Редукторный узел с зацеплением посредством составных роликов (a) и редуктор в сборе на испытательном стенде  $(\delta)$ 

#### Выводы

Разработанные алгоритмы позволяют оценить КПД передач с промежуточными телами качения на стадии проектирования и определить наиболее рациональную геометрию механизма. В разработанных ранее методиках по определению КПД ППТК, тела качения рассматривались как плунжеры. В данной работе предложен алгоритм, позволяющий оценить угловую скорость тела качения в общем случае в зависимости от скоростей, сообщаемых ему другими телами. Алгоритм угловой скорости ролика относительно своей был подтвержден средствами компьютерного моделирования. Данные алгоритмы позволил определить структуру потерь мощности. Было установлено, что при использовании цельных роликов потери на сопротивление качению составляют от 1 до 2 % от общих потерь мощности и зависят от коэффициентов трения. Применение составных роликов вместо цельных позволяет повысить КПД передач на 10-12 %. Однако необходимы расчеты прочности элементов составных роликов, так как в этом случае уменьшается диаметр стержневых элементов, несущих втулки. Алгоритм определения потерь мощности ППТК цилиндрического типа с составными роликами подтвержден экспериментально, при этом установлено, что потери мощности существенно зависят от вида смазочного материала.

#### Список использованных источников

- 1. **Пашкевич, М.Ф.** Планетарные шариковые и роликовые редукторы и их испытания / М.Ф. Пашкевич, В.В. Геращенко. Минск: БелНИИНТИ, 1992. 248 с.
- 2. **Игнатищев, Р.М.** Синусошариковые редукторы / Р.М. Игнатищев. Минск: Выш. шк., 1983. 107 с.
- 3. Lehmann, M. Sinoiden Getriebe / M. Lehmann // Konstruktion. 1981. B. 33,  $N_2$  3. S. 109-112.
- 4. **Bara**, **M.** Designing Aspects of Cylindrical Transmission / M. Bara // ASME Conf. Proc. 5-10 Nov. 2006. Chicago, Illinois, 2006. pp. 75-81.
- 5. **Terada, H.** Motion Analysis of a Reciprocating Motion Type Ball Reducer / H. Terada, T. Masuda, S. Yoshida // Proc. 12th IFToMM World Congress, Besançon (France), June 18-21, 2007. pp. 414-418.
- 6. **Лустенков**, **М.Е.** Редуцирующий узел скважинного прибора с планетарной шариковой передачей / М.Е. Лустенков // Горная механика. 2008. № 4. С. 81-86.
- 7. **Лустенков, М.Е.** Передачи с промежуточными телами качения: определение и минимизация потерь мощности: монография / М.Е. Лустенков. Могилев: Бел.-Рос. ун-т, 2010.-274 с.
- 8. **Сазонов, И.С.** Совершенствование конструкции передач с промежуточными телами качения / И.С. Сазонов, М.Е. Лустенков, А.П. Прудников, Е.С. Фитцова // Горная механика и машиностроение. -2012.- № 1.- C. 74-83.
- 9. **Становской, В.В.** Передачи со свободными телами качения, обзор патентной литературы / В.В. Становской, Т.А. Ремнева, С.М. Казакявичус / Прогрессивные зубчатые передачи: сб. научных трудов. Новоуральск: Изд. НГТИ, 2003. С. 61-94.
- 10. **Лустенков, М.Е.** Определение потерь мощности в нагруженном контакте «тело качения поверхность» // М.Е. Лустенков, А.П. Прудников // Вестник Белорусско-Российского университета. 2009. № 2 (23). С. 107-114.
- 11. Сазонов, И.С. Определение оптимальной геометрии зацепления посредством промежуточных тел качения на основе анализа его пространственной модели /

- И.С. Сазонов, М.Е. Лустенков, А.П. Прудников, Е.С. Фитцова // Вестник Белорусско-Российского университета. -2012. N gar 3 (36). C. 53-63.
- 12. **Анурьев, В.И.** Справочник конструктора-машиностроителя / В.И. Анурьев [и др.]; под ред. И.Н. Жестковой. М. Машиностроение, 2001. 920 с.
- 13. **Лустенков, М.Е.** Передача с промежуточными телами качения с квазивинтовой формой беговых дорожек / М.Е. Лустенков, И.С. Сазонов // Механика машин, механизмов и материалов. -2013. -№ 1(22). C. 25-30.

Lustenkov M.E., Komar V.L., Mashin Yu.V., Fitsova E.S.

### Analysis of kinematics and determination of efficiency of transmissions with intermediate rolling elements

The analysis of kinematics of transmissions with intermediate rolling elements is given in this paper. Considered the way of determination of angular speed of a roller depending on speeds of contacting with it bodies. Theoretical results are confirmed by computer modelling. The algorithm of calculation of efficiency of transmission is stated. The analysis of power losses in gearing with solid and with compound rollers is presented.

Поступила в редакцию 16.04.2013 г.

#### *МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ*

УДК 621.7:621.217:678.033

### КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ НА ОСНОВЕ МОДИФИЦИРОВАННЫХ ПОЛИМЕРНЫХ МАТРИЦ

Щерба В.Я. (ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством», Беларусь)

Исследованы особенности структуры и свойств композиционных материалов на основе полимерных матриц, модифицированных компонентами различного состава и дисперсности. Определены области эффективного применения композитов в машиностроении.

#### Введение

В современном материаловедении для машиностроения особое место принадлежит композиционным материалам на основе полимерных, олигомерных и совмещенных матриц, модифицированных компонентами различного состава, строения и технологии получения.

Для направленного регулирования параметров служебных характеристик полимерных материалов используют методы, основанные на различных методологических подходах: введении химических модификаторов, взаимодействующих с активными функциональными группами макромолекулы [1, 2], введении наполнителей различного состава, дисперсности и строения [3-6], введении олигомерных и полимерных компонентов, образующих термодинамически неравновесные системы и сополимерные продукты [4, 5], диффузионном модифицировании приповерхностных слоев изделий компонентами, выполняющими функции антиоксидантов и стабилизаторов термоокислительных и деструкционных процессов [5].

В работе [7] сформулированы основные принципы выбора компонентов для функциональных машиностроительных материалов на основе полимерных, олигомерных и смесевых матриц, которые базируются на установленных физических закономерностях влияния кристаллохимического строения, габитуса, энергетических характеристик на параметры, определяющие наносостояние материальных объектов и их влияние на физико-химические процессы формирования структуры композитов, оптимизированной по важнейшим эксплуатационным воздействиям.

Установленные принципы систематизированы по особенностям практической реализации в металлополимерных системах различного конструктивного исполнения и назначения [8].

При выборе наномодификатора с оптимальной эффективностью действия в полимерных матрицах заданного молекулярного строения используют принцип, основанный на установленной зависимости активности от габитуса частицы и габитуса наночастицы от кристаллофизической структуры полуфабриката. Этот принцип сформулирован как «принцип оценки модифицирующего действия наночастицы в высокомолекулярной матрице по ее габитусу».

Принцип допингового модифицирования определяет концентрационный диапазон введения наночастиц в высокомолекулярную матрицу, определяющий условия ее оптимального структурирования, которое позволяет достигать заданных параметров служебных характеристик — деформационно-прочностных, триботехнических, адгезионных, теплофизических и др. Этот принцип позволяет реализовать в технически значимом объеме достоинства наноразмерных частиц при их минимальном расходе. Учитывая высокую активность наночастиц в процессах межфазного взаимодействия, превышение допинговых концентраций нецелесообразно как с точки зрения экономических показателей, так и с точки зрения формирования несовершенной структуры с остаточными напряжениями, сформировавшимися в результате одновременного действия на ограниченный объем межчастичного слоя высокомолекулярной матрицы силового поля нескольких соседних частиц. Кроме того, избыток наномодификатора усиливает явления агломерации частиц и образования в структуре нанокомпозиционного материала областей повышенной дефектности, снижающих показатели их служебных характеристик.

Сформированный принцип необходимости учета при создании функционального нанокомпозиционного материала вторичных процессов межфазного взаимодействия, которые могут обусловить трансформирование исходного строения и энергетического состояния наночастиц под действием эксплуатационных и технологических факторов, позволяет реализовать подход к созданию т.н. «интеллектуальных материалов», структура и свойства которых адаптированы к условиям эксплуатации металлополимерной системы.

Цель настоящей работы состояла в использовании особенностей структуры композиционных материалов на основе термопластичных матриц, модифицированных компонентами различного состава, строения и технологии получения.

#### Материалы и методы исследований

В качестве основного объекта исследований был использован полиамид 6 (ПА 6) производства ОАО «ХимволокноГродно» в состоянии промышленной поставки. Для модифицирования базового материала использовали технологические отходы производства ПА 6, образующиеся в процессе транспортирования гранул по трубопроводам.

Покрытия формировали методом осаждения из псевдоожиженного слоя на металлические подложки из стали 08кп или заготовки изделий (комплектующих карданных валов и деталей механизма привода токарных патронов).

Исследования физико-химических аспектов формирования композиционных материалов проводили с применением методов ИК-спектроскопии, дифференциально-термического и рентгеноструктурного анализов, используя общепринятые методики.

Триботехнические, деформационно-прочностные, адгезионные и защитные характеристики композитов оценивали по стандартным методикам, применяемым в технологии пластмасс и лакокрасочных материалов.

#### Результаты и обсуждение

Известно, что к числу наиболее распространенных конструкционных и триботехнических материалов относят алифатические полиамиды, используемые для изготовления деталей узлов трения (подшипников, втулок, вкладышей), кордных нитей, пленочных материалов и др. [4, 5, 9]. При наличии несомненных достоинств у этого класса полимерных материалов им присущи характерные недостатки, существенно сужающие область практического применения в машиностроении, из которых наиболее существенное значение имеют повышенное влагопоглощение, относительно невысокая стойкость к воздействию термоокислительных сред, высокий коэффициент трения при эксплуатации без смазки.

В значительной мере параметры служебных характеристик алифатических полиамидов обусловлены наличием в структуре макромолекулы функциональной амидной группы -NHCO-, которая определяет энергию межмолекулярного взаимодействия и механизмы термоокислительной деструкции при воздействии эксплуатационных сред, приводящей к снижению деформационно-прочностных и триботехнических характеристик.

Несмотря на выраженные недостатки, алифатические полиамиды благодаря сочетанию высоких показателей деформационно-прочностных, триботехнических характеристик, доступности сырья, технологичности переработки в изделия широко применяют для изготовления триботехнических покрытий, используемых для предотвращения изнашивания узлов трения автомобильных агрегатов и технологической оснастки. Такие покрытия формируют по различным технологиям с использованием растворов, расплавов и порошкообразных взвесей базового полимера.

Традиционная технология формирования покрытий из алифатических полиамидов предполагает применение специальных методов подготовки металлического субстрата — фосфатирования, нанесения праймера, механической активирующей обработки.

В узлах сложного конструкционного исполнения применение механических и механохимических активирующих обработок затруднено и не обеспечивает стабильных адгезионных характеристик наносимых покрытий. Поэтому в современной промышленной технологии покрытий используют методы повышения адгезионной прочности покрытий, предполагающие применение специальных адгезионно-активных сред — праймеров, которые представляют собой компоненты, вступающие в химическое взаимодействие как с металлическим контртелом, так и с полимерным слоем. Широко распространены праймеры на основе эпоксисоединений и полимерных соединений, обладающих сродством как к полимерным матрицам, так и к металлическим субстратам.

Из работ проф. Песецкого С.С., Мачюлиса А.Н. и сотрудников известна высокая эффективность использования в качестве праймеров растворов алифатических полиамидов, которые при повышенных температурах обработки (623-723 К) формируют адгезионно активный слой, повышающий адгезионную прочность полиамидных покрытий, нанесенных из расплавов. Однако технологии формирования адгезионно активных подслоев из растворов праймеров с последующей термической обработкой сопряжены со значительными энергозатратами, выделением активных продуктов термодеструкции, негативно действующих на обслуживающий персонал и окружающую среду.

Рассмотрим физико-химические, структурные и технологические аспекты формирования изделий различного функционального назначения на основе алифатических полиамидов ПА 6, ПА 11.

Для модифицирования базовых матриц использовали различные компоненты, отличающиеся составом, габитусом и энергетическим состоянием.

Для получения композиционных материалов триботехнического назначения на основе алифатических полиамидов перспективным модификатором являются фторсодержащие компоненты различного состава и строения. Особый интерес вызывают фторсодержащие олигомеры типа перфторкислот, полифторированных спиртов, выпускаемых под торговыми марками «Эпилам», «Фолеокс», а также продукты термогазодинамического синтеза (УПТФЭ), выпускаемые под торговой маркой «Форум» [3]. Наличие в структуре макромолекулы полиамида полярной группировки -NCHO- и в структуре фторсодержащих компонентов атомов протонодонорных групп НО, НСГ<sub>2</sub> и перфторированной цепочки дает основания прдположить возможность взаимодействия

с образованием специфической структуры. На возможность такого взаимодействия в процессе синтеза поликапроамидов в присутствии небольших добавок полифторированных спиртов (ПФС) с общей формулой  $H(CF_2CF_2)_nCH_2OH$  указано в [10]. Кроме того, применение фторсодержащих компонентов различной молекулярной массы и строения позволяет управлять параметрами не только молекулярной и надмолекулярной структуры полиамида, но и фазовой структуры, вследствие возможности образования областей композита с преимущественным содержанием модификатора.

Исследование особенностей строения продуктов термодеструкции ПТФЭ свидетельствует о возможности их применения в качестве модификаторов различных матриц, в том числе, полиамидных, благодаря наличию фракций с полярными протонодонорными группами [10].

Продукты УПТФЭ применяли в виде компонента, который вводили в состав матричного полимера (ПА 6, ПА 11) или наносили ротапринтным методом на рабочую поверхность изделия на основе полиамидов, например, покрытий на подложке из углеродистой стали (ст 45, ст 08 кп).

В отличие от фторсодержащих модификаторов типа полифторированных спиртов, которые способны вступать в химическое взаимодействие с макромолекулой полиамида по месту концевых групп [10], в композициях ПА 6+УПТФЭ наиболее вероятным процессом является взаимодействие макромолекул компонентов с образованием водородных связей между разнополярными атомами в каждом элементарном звене.

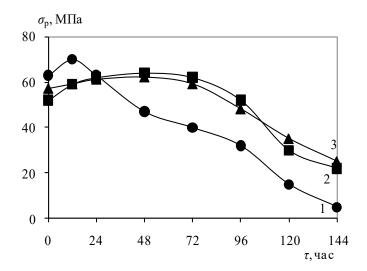
Водородные связи, образующиеся между амидными группами -NCHO- полиамида 6 и группами -CF<sub>2</sub>- и HCF<sub>2</sub>- в продуктах ТГД-синтеза, блокируют межмолекулярные связи между амидными группами, что приводит к образованию по определению [10] «жесткой структуры наноцентров».

В композиционном материале «полиамид 6 — ультрадисперсный политетрафторэтилен» формируется особый тип структуры, в котором наряду с областями «с жесткой структурой наноцентров» [10] существуют области с локальным распределением олигомерных фракций продуктов ТГД-синтеза и наноразмерными частицами. Формируется нанофазный композит, в котором механизмы упрочнения сочетаются с пластифицированием локальных областей олигомерным компонентом. Вследствие этого, суммарное изменение деформационно-прочностных характеристик не превышает 10-15 % в области концентраций 0,01-0,5 мас. % УПТФЭ. При этом существенно изменяются параметры других важнейших характеристик композитов — стойкости к воздействию термоокислительных сред и гидрофобности (рисунок 1).

Достигаемый эффект обусловлен не только прямым структурирующим и гидрофобизирующим действием фторсодержащих продуктов ТГД-синтеза, но и образованием областей упорядочения по механизму, описанному в [10].

Эффект комплексного модифицирования наблюдается не только при введении УПТФЭ в состав полиамидной матрицы, но и при ротапринтной обработке поверхностного слоя изделия.

Важной особенностью частиц УПТФЭ является наличие в структуре олигомерных фракций с низким сопротивлением передеформированию. Эта фракция обеспечивает заполнение микродефектов и микронеровностей поверхностного слоя изделия из полимерного материала. При механическом натирании происходит пластическое деформирование олигомерного компонента частиц УПТФЭ и заполнение им микронеровностей поверхностного слоя подложки, способствующее образованию достаточно прочной адгезионной связи на границе раздела «покрытие – подложка».



 $1-\Pi A$  6 немодифицированный;  $2-\Pi A$  6+1,6 мас. % хингидрона (данные по источнику [5]);  $3-\Pi A$  6+1,5 мас. % УПТФЭ

Рисунок 1 — Зависимость разрушающего напряжения при растяжении от продолжительности термоокисления на воздухе при 423 К

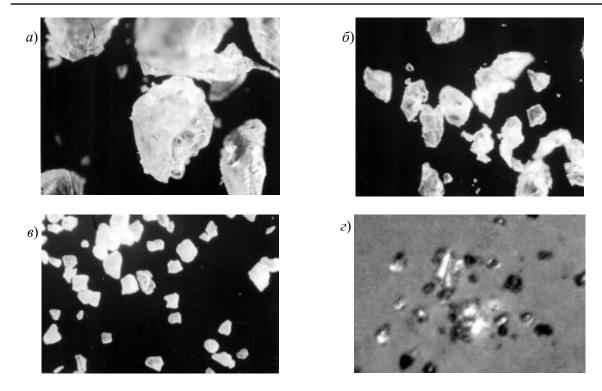
Способность к передеформированию олигомерной фракции обуславливает повышение защитных характеристик покрытия. Полимерный компонент УПТФЭ, состоящий из частиц различного габитуса с размером, не превышающим 100 нм, армирует олигомерную матрицу, повышая прочностные характеристики покрытия. Сочетание полимерной и олигомерной фракций в частицах УПТФЭ обеспечивает реализацию синергического эффекта одновременного повышения прочностных, адгезионных, триботехнических характеристик защитных покрытий на твердых подложках различного состава и строения.

Полимер-олигомерное строение частиц ТГД-синтеза в сочетании с некомпенсированным зарядом обусловливают формирование в зоне фрикционного контакта разделительных слоев с повышенной нагрузочной способностью, минимальным сопротивлением сдвигу, которые, благодаря знакопеременному переносу, обеспечивают увеличение эксплуатационного ресурса трибосистемы.

Для формирования покрытий второго типа использовали частицы полиамида 6, полученные криогенным измельчением, с оскольчатой формой, и частицы адгезионного взаимодействия гранул с поверхностью транспортного трубопровода ламелярной формы (рисунок 2).

Ламелярные частицы ПА 6, которые по размерным параметрам и критерию активности могут быть отнесены к наночастицам, способны к термоокислению с большей скоростью, чем другие частицы ПА 6, например, полученные криогенным измельчением гранулированного полуфабриката. Об этом свидетельствуют данные ДТА и ИКспектроскопии

Данные ДТА подтверждают предположение о более интенсивных окислительных процессах в ламелярных частицах по сравнению с другими видами частиц при одинаковых температурных режимах. Это обусловлено не только более развитой поверхностью ламелей, но и способностью остаточных радикальных продуктов к термоокислительным процессам, катализируемым соединениями железа.



a – ПА 6 (100<d≤200);  $\delta$  – ПА 6 (0<d<50);  $\delta$  – ПА 11 (0<d<50);  $\varepsilon$  – ламелярные частицы ПА 6 Рисунок 2 – Характерная морфология частиц алифатических полиамидов

В ИК-спектрах окисленных частиц ламелярной формы появляется плечо в области волновых чисел 1710-1740 см<sup>-1</sup>, характеризующее валентные колебания карбонильных и карбоксильных групп, а также заметная полоса поглощения в области спектра 3100-3300 см<sup>-1</sup>, свойственная гидроксильным группам, формирующим водородные связи [11].

Образование активных карбонильных и гидроксильных групп у продуктов окисления ламелярных частиц способствует активизации межмолекулярного взаимодействия в композиции на основе полиамида 6, в состав которой введены небольшие количества модификатора.

Аналогичное строение матричного полимера и модификатора способствует образованию гомогенной системы, в которой продукты с более высокой степенью окисления выполняют функцию армирующей добавки, действующей по механизму формирования более густой сетки водородных связей, как известно из [5], определяющих прочностные параметры алифатических полиамидов. Поэтому модифицирование порошкообразных фракций ПА 6 с размером 5<d<100 ламелярными частицами ПА 6 способствует заметному повышению прочности и стойкости к термоокислительной деструкции.

На основании проведенных исследований разработан состав композиционного материала на основе полиамида 6 для триботехнических покрытий с повышенной износостойкостью и адгезионной прочностью. Покрытия формируются по технологии псевдоожиженного слоя из композиции частиц оскольчатой и ламелярной формы. Различие в форме и массе частиц ПА 6 приводит к их частичному сепарированию во взвешенном состоянии, в результате чего верхний слой псевдоожиженной воздушной взвеси обогащается ламелярными частицами. При введении в псевдоожиженный слой нагретого до температуры 573-623 К металлического элемента происходит преимущественное осаждение ламелярных частиц на его поверхность и образование слоя с более высокой степенью окисления, выполняющего функцию праймера. Погружение заготовки в глубину

технологической установки приводит к осаждению оскольчатых частиц  $\Pi A$  6 на подслой и формированию основного покрытия. При этом каждая оскольчатая частица  $\Pi A$  6 с размером  $50 \le d \le 100$  вследствие межчастичного трения покрывается слоем ламелярных частиц  $\Pi A$  6, которые формируют своеобразные граничные слои при монолитизации капельной фазы.

Благодаря этому формируется композиционное покрытие, в котором образуются упрочненные области с повышенным уровнем межмолекулярного взаимодействия по механизму водородных связей, образованных атомами водорода макромолекулы матричного полиамида и карбоксильными, карбонильными и гидроксильными группами, входящими в структуру области, образованной в результате плавления и термоокисления ламелярной частицы.

Благодаря образованию в объеме композита областей с повышенным содержанием водородных связей, подобным областям, формируемым при введении фторсодержащих компонентов [12], наблюдается эффект повышения параметра  $\sigma_{\rm p}$  модифицированного композита, а также его стойкости к воздействию термоокислительных сред, что благоприятно сказывается на повышении технического ресурса покрытий.

Особенностью технологии формирования покрытий для шлицевых соединений карданных валов является наличие операции калибрования с применением протяжки. В результате этой операции удаляется поверхностный слой покрытия, который содержит наибольший объем окисленной фракции, которая при определенном избытке катализирует процессы термоокислительной деструкции матричного полиамида [4]. Поэтому покрытия из композиции «оскольчатые частицы полиамида — ламелярные частицы» по своим служебным характеристикам не только не уступают покрытиям, сформированным из традиционных порошкообразных материалов, но и по ряду показателей их превосходят.

Разработанные составы композиционных материалов для триботехнических покрытий были апробированы в узлах трения карданных валов грузовых автомобилей и проходческих комбайнов, подверженных интенсивному коррозионно-механическому изнашиванию вследствие воздействия агрессивных сред и абразивных частиц. Результаты испытаний свидетельствуют о высокой эффективности применения композитов на основе отечественного алифатического полиамида 6 взамен импортного аналога полиамида 11 («Rilsan»).

#### Заключение

Проведенные исследования позволили оценить эффективность реализации физического принципа выбора компонентов для функциональных машиностроительных материалов [7, 8], состоящего в допинговом модифицировании полиамидной матрицы наноразмерными частицами из полимер-олигомерных продуктов термогазодинамического синтеза и ламеллярных частиц ПА 6. Установлен механизм модифицирующего действия фторсодержащих компонентов, состоящий в образовании в объеме нанокомпозита областей с «жесткой структурой наноцентров» и локальных областей из наночастиц УПТФЭ.

Разработаны составы композиционных материалов на основе полиамида 6 для триботехнических покрытий шлицевых соединений карданных валов грузовых автомобилей и проходческих комбайнов.

#### Список использованных источников

- 1. Полимер-силикатные машиностроительные материалы: физико-химия, технология, применение / С.В. Авдейчик и [др.]; под ред. В.А. Струка, В.Я. Щербы. Минск: Тэхналогія, 2007. 431 с.
- 2. Нанокомпозиционные машиностроительные материалы: опыт разработки и применения / С.В. Авдейчик [и др.]; под ред. В.А. Струка. Гродно: ГрГУ, 2006. 403 с.
- 3. Металлополимерные нанокомпозиты (получение, свойства, применение) / В.М. Бузник [и др.]. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2005. 260 с.
- 4. **Струк, В.А.** Трибохимическая концепция создания антифрикционных материалов на основе многотоннажно выпускаемых полимерных связующих: дис. ... докт. техн. наук: 05.02.01 / В.А. Струк. Гомель, 1988. 240 с.
- 5. **Гольдаде, В.А.** Ингибиторы изнашивания металлополимерных систем / В.А. Гольдаде, В.А. Струк, С.С. Песецкий. М.: Химия, 1993. 240 с.
- 6. **Натансон, Э.М.** Коллоидные металлы и металлополимеры / Э.М. Натансон, 3.Р. Ульберг. Киев: Наукова думка, 1971. 386 с.
- 7. **Михайлова, Л.В.** Композиционные машиностроительные материалы на основе полимерных матриц, модифицированных наноразмерными компонентами / Л.В. Михайлова // Вестник ГрГУ имени Янки Купалы. Сер. 6. 2012. № 1 (123). С. 25-33.
- 8. **Михайлова, Л.В.** Физические принципы технологии нанокомпозиционных материалов на основе термпопластичных матриц / Л.В. Михайлова // Промышленность региона: проблемы и перспективы инновационного развития: материалы Респ. науч.техн. конф., Гродно, 19-20 мая 2011 г. / ГрГУ им. Я. Купалы, ОАО «Белкард»; редкол.: В.А. Струк [и др.]. Гродно: ГрГУ, 2011. С. 18-26.
- 9. **Струк, В.А.** Конструкционные материалы на основе технологических отходов / В.А. Струк, А.Ф. Мануленко, Г.Г. Коляго. Минск: БелНИИНТИ, 1987. 40 с.
- 10. Сторожакова, Н.А. Закономерности модифицирования поли-є-капроамида полифторированными соединениями, особенности свойств и применение: автореф. дис. ...докт. хим. наук: 02.00.06. / Н.А. Сторожакова. Волгоград, 2007. 43 с.
- 11. **Песецкий, С.С.** Разработка металлополимерных и смесевых полимерных машиностроительных материалов на основе гетероцепных термопластов: автореф. дис. ...докт. техн. наук: 05.02.01 / С.С. Песецкий; Акад. наук Респ. Беларусь, Ин-т механики металлополимер. систем. Гомель, 1992. 24 с.
- 12. Использование фторсодержащих соединений для модификации поликапроамида / О.Г. Кузнецова [и др.] // Химические волокна. 2002. № 1. С. 24-28.

#### Shcherba V.Ja.

Composite materials on the basis of modified polymer matrices

Investigated peculiarities of structure and properties of composite materials on the bases of polymer matrixes, modified by the components of different structure and dispersion. Determined spheres of effective use of composites in machine-building.

Поступила в редакцию 26.04.2013 г.

УДК 67.02, 674.81.817

#### РАЗВИТИЕ МЕТОДА ПЛУНЖЕРНОЙ ЭКСТРУЗИИ В ЧАСТИ РЕАЛИЗАЦИИ ЗАДАННОЙ ОРИЕНТАЦИИ ВОЛОКОН

Екименко А.Н. (ЧНПУП «Институт инновационных исследований», г. Гомель, Беларусь)

В статье описан способ повышения прочности длинномерных изделий, формируемых методом плунжерной экструзии, путем реализации ориентации волокнистого древесного наполнителя по отношению к оси изделия с углом расположения в заданном диапазоне путем последовательного воздействия на прессматериал усилий во взаимно перпендикулярных направлениях. Рассмотрен вариант практического применения способа при переработке древесной пресскомпозиции с термопластичной матрицей в длинномерные изделия.

#### Ввеление

В последние 10-15 лет во всем мире происходит активное развитие направления по разработке высоконаполненных древесных композиций на термопластичных связующих, предназначенных для переработки методом шнековой экструзии. Факторами, обусловившими успех технологии стало сочетание доступности и невысокой стоимости сырья в виде отходов древесины и полимеров (пленки, емкостей, тары и т.п.), влагостойкости и износостойкости таких материалов. При этом вследствие естественных ограничений на форму и размер древесного наполнителя, накладываемых способом переработки, прочность экструдируемых изделий недостаточна. Дело в том, что при высоком содержании древесины в высоконаполненных композициях (до 75-78 %) ее правомерно рассматривать не только как наполнитель, но и армирующий компонент и в этой связи, как известно, предпочтительной формой является волокнистая древесина в виде стружек, опилок. Но в силу высокой абразивности волокон древесины, при переработке ее в шнековых экструдерах, происходит быстрое изнашивание шнека и цилиндра.

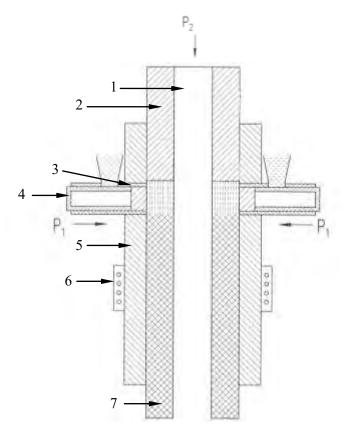
Как вариант решения проблемы разработчики предлагают использование специальных покрытий рабочих поверхностей экструдеров или применение в композиции добавок пластификаторов, снижающих трение. В первом случае ресурс оборудования повышается, но цена решения — его чрезвычайно высокая стоимость и соответсвенно себестоимость готовой продукции, во втором случае — пластификаторы, изменяя физико-химические свойства древесного волокна, снижают его модули упругости и изгиба, что снижает прочность готового изделия. Поэтому преимущественной формой использования древесины термопластичных композиций, в большинстве практических случаев, остается древесная мука, не позволяющая в принципе достичь параметров прочности, предъявляемых к конструкционным изделиям.

Метод прессования и как его развитие — плунжерная экструзия (ПЭ) имеют существенный недостаток в части реализации преимущественной ориентации волокнистого наполнителя в направлении, перпендикулярном направлению прессования, а поскольку древесные волокна существенно анизотропны, то прочность изделий на изгиб и растяжение (когда работают наиболее слабые поперечные связи древесных волокон) недостаточна. Особенно критичным данный недостаток становится при изготовлении погонажных изделий (труб, балок, тавров, двутавров и т.п.).

В этой связи нами, в рамках выбранного направления исследований по развитию метода ПЭ в результате проведенного комплекса научно-исследовательских работ, были разработаны способ и устройство, реализующие формование изделий посредством последовательного воздействия на пресс-композицию взаимно перпендикулярных силовых полей [1], в результате чего волокнистый наполнитель принимает ориентацию от 30 до  $60^{\circ}$  по отношению к оси изделия и, тем самым устраняется преимущественная ориентация древесных частиц в направлении, перпендикулярном оси изделия.

#### Способ реализации заданной ориентации древесного наполнителя

Суть способа заключается в следующем (рисунок 1). Пресс-композиция на основе волокнистого древесного наполнителя в сухом виде загружается во вспомогательные цилиндры (5), перпендикулярные оси формуемого изделия, и сжимается при температуре 18-70 °С и давлении 0,5-30 МПа между торцевыми поверхностями вспомогательных пуансонов (4) (или, при изготовлении полых изделий, – прижимается ими к штоку канала) до сечения, равного или большего величины сечения готового изделия. Сбрикетированная таким образом заготовка, в которой древесные частицы распределены преимущественно вдоль оси изделия, проталкивается под действием давления второй стадии вдоль основного канала (5), где по достижении зон плавления и отверждения связующего происходит соответственно пропитка наполнителя связующим и последующее соединение сориентированных частиц древесины и армирующих волокон в монолитный материал.



1 – шток; 2 – пуансон; 3 – канал загрузки пресс-материала; 4 – вспомогательный пуансон; 5 – формующий канал; 6 – нагреватели; 7 – формуемое изделие

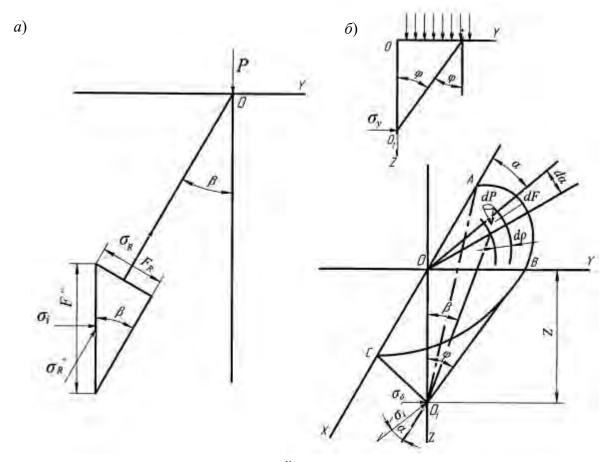
Рисунок 1 – Схема устройства формирования погонажных изделий при последовательном воздействии взаимно перпендикулярных силовых полей

В процессе проталкивания торцевые поверхности вспомогательных пуансонов совмещаются с внутренними поверхностями стенок основного канала и являются как бы их продолжением в зоне нагрузки. Процесс формования осуществляется с синхронизацией движения основного и вспомогательного пуансонов во время прессования. Вспомогательным движением является проталкивание пресс-композиции вспомогательными пуансонами, основным — продвижение пресс-композиции по формующему каналу.

#### Расчет оптимальной величины вспомогательного давления

Для реализации высокого качества формуемых изделий по предлагаемому способу важен выбор оптимальной величины вспомогательного давления  $P_2$  (загрузки), чтобы удерживать загрузочный плунжер, не давая ему отходить обратно при действии усилия  $P_1$  основного пуансона.

Для решения этой задачи необходимо знать горизонтальную составляющую напряжения на боковую стенку от действия на массу сосредоточенной силы (рисунок 2a).



a – нормальное напряжение, действующее на вертикальную площадку;

 $\delta$  – боковое давление от действия равномерно распределенной нагрузки;

P — осевое давление;  $\sigma_{\scriptscriptstyle R}$  — радиальное напряжение; F'' — площадь вертикальной площадки;

 $\sigma_{\it R}^{\it "}$  – радиальное напряжение, отнесенное к вертикальной площадке;

 $\sigma_i$  – нормальное напряжение на боковую стенку;  $\varphi$  – угол передачи напряжений;

dF , dP — соответственно площадь бесконечно малого элемента загруженной площадки и нагрузка, приложенная к нему;

 $d\,
ho$  – длина элементарного отрезка вдоль радиуса канала, м

Рисунок 2 – Схемы определения напряжений

Из рисунка 2а находим  $\sigma_R F_R = \sigma_R'' F''$ , а так как  $F_R / F'' = \sin \beta$ , то величина радиального напряжения  $\sigma_R$ , отнесенная к вертикальной площадке, будет равна  $\sigma_R'' = \sigma_R \sin \beta$ .

Нормальное напряжение  $\sigma_i$ , на боковую стенку, т.е. горизонтальная составляющая напряжения, действующего на вертикальную площадку, равна:

$$\sigma_i = \sigma_R'' \sin \beta = \sigma_R \sin^2 \beta , \text{M}\Pi a. \tag{1}$$

Касательное напряжение  $\tau_z$  по данной площадке определяется как:

$$\tau_z = \sigma_R'' \cos \beta = \sigma_R \sin \beta \cos \beta, \text{ M}\Pi \text{a.}$$
 (2)

Подставив в выражение (1) значение для  $\sigma_R$  [2]:

$$\sigma_{R} = \frac{P(1 - \operatorname{tg}\beta\operatorname{tg}^{-1}\varphi)}{2\pi R^{2}(\varphi/\operatorname{tg}\varphi - \ln\cos\varphi - 1)\cos^{2}\beta}, \text{M}\Pi\text{a}, \tag{3}$$

где P – осевое давление, МПа, получим:

$$\sigma_i = \frac{P(1 - \operatorname{tg}\beta \operatorname{tg}^{-1}\varphi)\operatorname{tg}^2\beta}{2\pi R^2(\varphi/\operatorname{tg}\varphi - \ln\cos\varphi - 1)}, \text{M}\Pi \text{a.}$$
(4)

Выражение (4) может служить для определения нормальных напряжений на вертикальных площадках при воздействии на массу сосредоточенной вертикальной силы.

Определим величину нормального напряжения на боковую стенку прессовки при заданном усилии прессования на рабочей поверхности пуансона плоской формы.

Допустим, что в произвольный момент деформации пресс-массы на рабочей поверхности пуансона действует напряжение, равное удельному давлению прессования  $P_{y\pi}$ , т.е. сжимаемый материал нагружен равномерно распределенной нагрузкой. Ось OY (рисунок 26) проведем по рабочей поверхности пуансона, а ось OZ по боковой стенке канала.

В соответствии с выражением (4) определим боковое давление в точке  $O_I$  от действия сосредоточенной силы. Для этого выделим бесконечно малый элемент загруженной площадки dF и будем считать, что нагрузка dP, которая приходится на этот элемент, сосредоточена в его центре, тогда общее боковое давление  $\sigma_6$  на единицу площади будет равно сумме всех действующих напряжений dP, приложенных по элементарным элементам площади.

Поскольку напряжения от действия сосредоточенной силы в пресс-массе передаются по той ее части, древесные частицы в которой расположены в некотором конусе с углом  $2\varphi$ , то суммирование напряжения отдельных сосредоточенных сил необходимо произвести по площади полукруга ABC, зависящей от величин  $\varphi$  (угол передачи напряжений) и z (расстояние от площади приложения нагрузки до точки, в которой определяется боковое давление).

Величина напряжения dP, действующего на элементарную площадку, равна:

$$dP = P_{yy} d\alpha \rho d\rho, \text{ M}\Pi a, \tag{5}$$

где  $\alpha \rho d\rho$  – площадь элементарной площадки, м<sup>2</sup>.

Для данной точки объема пресс-массы, в которой определяется боковое давление, z = const и тогда, после подстановки в (4) значения для  $R = z/\cos\beta$ , получим:

$$\sigma_i = \frac{P(1 - \operatorname{tg}\beta \operatorname{tg}^{-1}\varphi)\sin^2\beta}{2\pi z^2(\varphi/\operatorname{tg}\varphi - \ln\cos\varphi - 1)}, \text{ M}\Pi \text{a.}$$
 (6)

Из рисунка 26 находим, что:

$$\rho = z \operatorname{tg} \beta \; ; \; d\rho = z d\beta / \cos^2 \beta \; . \tag{7}$$

Величина бокового давления  $\sigma_{\rm 6}$  равна сумме напряжений dP, действующих на площади, определяемой изменением угла  $\alpha$  от 0 до  $\pi$  и угла  $\beta$  от 0 до  $\varphi$ :

$$\sigma_{6} = \int_{0}^{\pi} \int_{0}^{\varphi} \frac{P_{yx}(1 - tg\beta tg^{-1}\varphi)\sin^{2}\beta}{2\pi z^{2}(\varphi/tg\varphi - \ln\cos\varphi - 1)} \sin\alpha d\alpha ztg\beta \frac{zd\beta}{\cos^{2}\beta} =$$

$$= \int_{0}^{\pi} \int_{0}^{\varphi} \frac{P_{yx}(1 - tg\beta tg^{-1}\varphi)tg^{3}\beta}{2\pi(\varphi/tg\varphi - \ln\cos\varphi - 1)} \sin\alpha d\alpha d\beta, \text{ M}\Pi\text{a}.$$
(8)

После интегрирования (8) получим:

$$\sigma_{6} = \frac{P_{yA}}{2\pi(\varphi/\lg\varphi - \ln\cos\varphi - 1)} \left[ \frac{\lg^{2}\beta}{2} + \ln\cos\beta \right]_{0}^{\varphi} - \frac{1}{\lg\varphi} \left( \frac{\lg^{3}\beta}{3} - \lg\beta + \beta \right) \Big|_{0}^{\varphi} \left[ (-\cos\alpha) \right]_{0}^{\pi}, \text{ MIIa. (9)}$$

После подстановки пределов интегрирования и соответствующих преобразований, в результате, имеем:

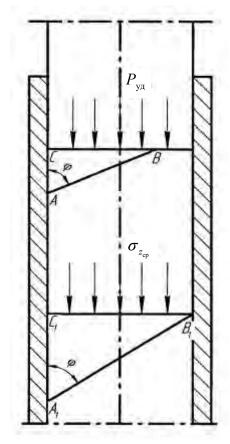
$$\sigma_{6} = \frac{P_{y\pi}}{\pi} \left[ \frac{tg^{2}\varphi}{6(\varphi/tg\varphi - \ln\cos\varphi - 1)} - 1 \right], M\Pi a.$$
 (10)

Полученная формула дает возможность определять величину боковых давлений на стенки пресс-формы или матричного канала.

В формулу (10) не входят координаты точки, в которой определяется боковое давление, но это не значит, что боковые давления в любых точках будут одинаковы. Для определения бокового давления в точке A (рисунок 3) проведем из этой точки луч под углом  $\varphi$  до пересечения с плоскостью рабочей поверхности пуансона, на которой действует напряжение  $P_{yд}$ . Величина бокового давления в точке A ( $\sigma_{6_A}$ ), определяемая согласно формуле (10), представляет результат суммирования напряжений dP по площади от точки C до B. Для определения бокового давления в точке  $A_I$  проведем луч  $A_IB_I$  и, затем, через точку  $B_I$  проведем сечение перпендикулярно оси формы и направлению прессования. По сечению  $C_IB_I$  действуют средние нормальные напряжения  $\sigma_{z_D}$ .

Следовательно, для определения величины бокового давления в точке  $A_I$  в формуле (10) заменяем  $\sigma_{z_{\rm cn}}$  и получаем:

$$\sigma_{6} = \frac{\sigma_{z_{cp}}}{\pi} \left[ \frac{\operatorname{tg}^{2} \varphi}{6(\varphi / \operatorname{tg} \varphi - \ln \cos \varphi - 1)} - 1 \right], \text{ M}\Pi \text{a.}$$
(11)



 $P_{
m yn}$  — удельное давление прессования;  $\sigma_{z_{
m in}}$  — среднее нормальное напряжение

Рисунок 3 – Схема к определению бокового давления по длине стенки формуемого изделия

Поскольку высота элементарной порции прессовки значительно меньше размера последней в поперечном сечении, то величину бокового давления (равную минимально необходимому давлению вспомогательных пуансонов), с достаточной степенью точности, можно определять по формуле (10).

Предложенным способом, а также стандартным методом ПЭ изготавливали трубы с наружным диаметром 159 мм и толщиной стенки 12 мм. Для изготовления труб использовали древесную пресс-композицию, содержащую % массы: измельченных отходов древесины - 59; измельченных отходов полиэтилена низкого давления (ПЭНД) - 25; арселонового волокна (10-13 мкм) длиной 21-27 мм – 8; углеродного графитизированного волокна (9-12 мкм) длиной 7-21мм -5; совместителя полиэтилена с древесиной МЕТАЛЕН F-1018 (полиэтилена средней плотности с привитыми ангидридными и карбоксильными группами) – 1,4; поливинилбутираля – 1; комплексного барий-кадмиевого стеарата -0.7-1.2. Формование трубы осуществляли на 160-тонном гидравлическом прессе при режимах, приведенных в таблице 1.

Таблица 1 – Режимы формования трубных образцов

Наименование технологического параметра		Пример, №							Обычный
		2	3	4	5	6	7	8	метод ПЭ
Величина давления, МПа: 1-я стадия 2-я стадия	0,5 20	2 30					25 110		120
Температура вспомогательного канала, °С	18	20	25	30	40	50	60	70	-
емпература в зоне плавления основного канала, °C 13					132±	2			

По методике трехточечного изгиба ГОСТ 25.601-80 были проведены исследования прочности и жесткости образцов, вырезанных из труб, изготовленных по примерам 1-8 и по обычному методу ПЭ. Для испытаний использовали вырезанные из трубных заготовок плоские образцы толщиной 12 мм с размерами 115x20 мм, 95x20 мм, 60x20 мм в осевом и радиальном направлении соответственно.

Условия проведения испытаний: скорость нагружения  $0.3\,$  мм/сек; температура  $20\,$  °C и  $80\,$  °C. Было испытано  $270\,$  образцов. Для проведения испытаний при  $80\,$  °C образцы предварительно прогревались в термопечи в течение двух часов.

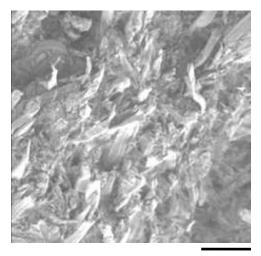
Эксперименты проводились на разрывной машине 2055 P-0,5 с графопостроителем: фиксировали результаты, отражающие зависимость «нагрузка на образец – перемещение активного захвата» в каждый момент времени. Обработку результатов экспериментов проводили по соответствующей методике определения упругих и прочностных характеристик при трехточечном изгибе [3]. В таблице 2 представлены результаты обработки опытных данных – физико-механические свойства образцов труб, полученных при режимах таблицы 1.

Таблица 2 – Физико-механические свойства образцов труб, полученных при режимах таблицы 1

Наименование параметра	Пример, №							Обычный метод ПЭ		
	1	2	3	4	5	6	7	8		
Предел прочности на изгиб в осевом направлении, МПа:										
- при 20 °C	96	104	120	130	140	158	168	178	130	
- при 80 °C	78	84	96	104	112	126	134	142	106	
Предел прочности на изгиб в окружном направлении, МПа:										
- при 20 °C	194	210	240	262	284	320	338	360	324	
- при 80 °C	164	178	204	222	242	272	288	306	137	
Модуль Юнга в осевом направлении, ГПа:										
- при 20 °C	3	3,3	3,7	4,1	4,4	5	5,3	5,6	4	
- при 80 °C	2,2	2,4	2,7	3	3,2	3,6	3,9	4,1	2,9	
Модуль Юнга в окружном направлении, ГПа:										
- при 20 °C	4,8	5,2	6	6,4	7	7,9	8,4	8,9	8	
- при 80 °C	3,8	4,1	4,7	5,1	5,5	6,2	6,6	7	6,3	

Анализируя физико-механические свойства труб, полученных при режимах по примерам 1-8 предлагаемого метода и по обычному методу ПЭ, можно сделать вывод, что при оптимальном режиме формования труб по предлагаемому способу (давление 1-й стадии 30 МПа при 70 °C; давление 2-й стадии — 120 МПа) их прочность в осевом направлении, по сравнению с обычным методом, возрастает на 37-39 %, а в окружном направлении — на 10-11 %. При этом сохраняется одно из важных достоинств метода ПЭ — изготовленные трубы имеют ровную глянцевую поверхность и точную геометрическую форму (разнотолщность стенки вдоль длины находилась в пределах 0,02-0,05 мм).

На рисунке 3 представлена микрофотография образца трубы из древесного пластика, составом, описанным выше, разрушенного по поперечному сечению, на которой четко видна заданная в процессе формования ориентация древесных частиц по отношению к продольной оси изделия (в пределах не более 30-60°).



100µm

Рисунок 3 – Микрофотография образца трубы из древесного пластика с матрицей из ПЭНД, разрушенного по поперечному сечению

#### Заключение

Разработанный способ позволяет изготавливать обладающие изотропией свойств высокопрочные полые и сплошные калиброванные изделия любой длины из формующих масс, в том числе из древесных прессовочных масс, что позволяет расширить ассортимент продукции из древеснонаполненных композитов для нужд машиностроения, строительства и сельского хозяйства: трубы для перекачки химически активных жидкостей и газов, профилированные брусья и т.п., как отдельных изделий, так и в качестве составных частей конструкций (сочетающих металл, стеклопластик и т.д.)

#### Список использованных источников

- 1. Способ изготовления погонажного изделия из пресс-композиции на основе древесины: пат. 13523 Респ. Беларусь / Ю.Д. Терешко, А.Н. Екименко, С.Н. Колдаева, О.Ю. Колдаев. 2010.
- 2. Методы расчета стержневых систем, пластин и оболочек с использованием ЭЦВМ / Под. ред. А.Ф. Смирнова. М.: Стройиздат, 1976.
- 3. **Шаклеина, С.Э.** Статическая и длительная прочность элементов пульпо и реагентопроводов из композиционных материалов / С.Э. Шаклеина. Пермь: ПНИПУ, 2003.

#### Ekimenko A.N.

#### Development of the ram extrusion method with the given fibres orientation

The article describes the way of increasing of elongated products durability (formed by a ram extrusion method) by means of fibrous wood filler orientation realization in relation to an axis of a product with a corner oriented in the given range by means of consecutive action of pressure on a press material in mutually perpendicular directions. Considered possibility of practical application of the given method at processing of a wood moulding composition with a thermoplastic matrix in elongated products.

Поступила в редакцию 16.04.2013 г.

## ПРАВИЛА ОФОРМЛЕНИЯ СТАТЕЙ

Статьи, направленные в редакцию журнала, должны удовлетворять требованиям «Инструкции по оформлению диссертации, автореферата и публикаций по теме диссертации», утвержденной Постановлением Президиума Государственного ВАК РБ от 24.12.1997 г. № 178 (в редакции с изменениями и дополнениями, Постановление ВАК РБ от 22.02.2006 г. № 2 и Постановление ВАК РБ от 15.08.2007 г. № 4).

- 1. Материал статьи должен соответствовать профилю журнала и излагаться предельно ясно.
- 2. Поступившие в редакцию статьи проходят рецензирование. Основные критерии целесообразности опубликования актуальность тематики, научная новизна.
- 3. Статья должна быть представлена в распечатанном и в электронном виде в формате текстового редактора Word for Windows (97/2000/2003). Шрифт текста Times New Roman, размер 12 п., интервал 1.
- 4. В статье должны быть указаны индекс УДК, название статьи, фамилии авторов, наименования организаций, в которых работают авторы. Статья должна содержать: аннотацию (до 10 строк), введение, основную часть, заключение, завершаемое четко сформулированными выводами, список использованных источников. Аннотация и название статьи, а также фамилии авторов должны быть представлены на английском и русском языках.
- 5. Рисунки должны быть четкими черно-белыми и созданы в одном из графических редакторов (формат tif, рсх, bmp, gif, cdr, wmf, psd), графики присоединены с помощью табличного процессора «Excel» или «MS Graph» (встроенного в «Word»). Все обозначения на рисунках должны быть расшифрованы.
- 6. Таблицы располагаются непосредственно в тексте статьи. Каждая таблица должна иметь заголовок. На все таблицы и рисунки следует давать ссылки в тексте.
- 7. Обозначения, приведенные в статье, расшифровываются непосредственно в тексте, кроме того, могут быть вынесены на отдельную страницу.
- 8. Размерность всех величин, приведенных в статье, должна соответствовать Международной системе единиц измерения (СИ). Не следует употреблять сокращения, кроме общепринятых. Для обозначения физических величин используется курсивный шрифт, для математических символов типа соѕ, тах, критериев вида Nu, Re и т.п., чисел, химических символов прямой шрифт. Для русских и латинских букв в индексах используется прямой шрифт, если они не относятся к обозначениям физических величин, а являются сокращением слова, курсив если принимают последовательные значения или служат для перечисления чего-либо, обозначения ряда чисел и т.п.
- 9. Список использованных источников должен быть приведен в конце статьи и содержать полные библиографические данные. Список должен быть составлен в порядке упоминания ссылок в тексте. Ссылки на неопубликованные работы не допускаются.
- 10. Авторам необходимо на отдельной странице предоставить о себе следующие сведения: фамилия, имя, отчество, почтовый адрес для переписки, место работы и занимаемая должность, а также номера телефонов, факсимильной и электронной связи.

- 1. The feature material should correspond to the magazine's profile and should be expounded very understandable.
- 2. The articles provided to the magazine editorial staff are reviewed. The main criteria of publishing feasibility are subjects' urgency and scientific novelty.
- 3. The article should be presented in printed out and electronic form in the Word format for Windows (97/2000/2003). The body text is Times New Roman, size 12, interval 1.
- 4. The UDC number, article's title, authors' surnames, names of organizations where the authors work should be stated in the article. The article should contain annotation (till 10 lines), introduction, the basic part, the conclusion finished by accurately formulated consequences, and as well as the list of the used sources. The annotation, the article's title and as well as the authors' surnames should be presented in English and Russian languages.
- 5. The pictures should be well-defined black-and-white and should be created in one of the graphic editors (format tif, pcx, bmp, gif, cdr, wmf, psd); in this case they are attached with tabular based processor Excel or MS Graph (built-in Word). All symbols at the figures should be deciphered.
- 6. The tables are placed directly in the text of the article. Each table should have the title. All tables and diagrams should have references in the text.
- 7. Symbols used in the article are deciphered directly in the text; in addition they could be taken out on a separate page.
- 8. Dimension of all sizes accepted in the article should correspond to the International System of Units (SI). The abbreviations except for the standards should not be used. Designations of physical quantities are given by Italic characters. Mathematical symbols such as cos, max, criteria of kind Nu, Re, etc., numbers, chemical symbols are given by Roman characters. Russian and Latin letters in indexes are given by Roman characters if they do not refer to designations of physical quantities and are word abbreviations, they are given by Italics if they accept successive values or serve for enumeration of something, sequence designation, etc.
- 9. The list of the used sources should be given at the end of the article and c ontain full bibliographic data. The list should be made in the order as the references are mentioned in the text. The references to the unpublished works are not allowed.
- 10. The authors should provide the following information on a separate page: surname, given name, patronymic name, and postal address for correspondence, place of employment and work status; as well as phone numbers, fax number, and e-mail address.

Подписные индексы: 749332

74933



Основные направления научно-исследовательской деятельности ЗАО "Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством"

разработка горно-шахтного подъемно-транспортного оборудования; разработка горного проходческого, очистного и бурового оборудования; разработка технологического горно-обогатительного оборудования; разработка методов повышения надежности и долговечности деталей и узлов машин, работающих в условиях абразивных, химически активных сред горно-обогатительного оборудования;

- разработка оборудования для комплексов по перегрузке и складированию сыпучих материалов;
- разработка высокопроизводительной технологии обогащения полезных ископаемых;
- разработка композиционных и теплозвукоизоляционных материалов;
- разработка конструкционных материалов и покрытий, предназначенных для использования в агрессивных химически активных, абразивных средах предприятий горной промышленности;
- совершенствование технологии добычи и повышение безопасности ведения горных работ на месторождениях полезных ископаемых;
- моделирование и автоматизированное проектирование горных машин, работающих на глубине более 1000 м во взрывоопасной среде и при больших давлениях;
- разработка автоматизир<mark>ованных систем управления горно-шахтных добывающим и перерабатывающим оборудованием.</mark>

ISSN 1728-3841

Адрес редакции:

223710, Республика Беларусь, Минская обл., г. Солигорск, ул. Коздова вы

Телефоны:

(+375 174) 26 28 37 главный редактор (тименный) (+375 174) 26 35 32 ответственный семое техновия Е-mail: ipr@sipr.by