

ISSN 1728-3841

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ

ЖТМ



2013 № 1

ГОРНАЯ МЕХАНИКА И МАШИНОСТРОЕНИЕ

15
лет
журналу

ГОРНАЯ МЕХАНИКА И МАШИНОСТРОЕНИЕ

№ 1 2013

Учредитель журнала:

ЗАО «Солигорский Институт проблем
ресурсосбережения с Опытным
производством»

Главный редактор
Щерба Владимир Яковлевич

Технический редактор
Барановский Анатолий Леонидович

Редакция:**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
Зяц 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) 282107, факс: (+375 174) 26 28 37
E-mail: ontipr@tut.by

СОДЕРЖАНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Денкевич Э.Т., Журавков М.А., Коновалов О.Л., Краснопрошин В.В., Круподеров А.В., Луговский А.А. Технологии мониторинга крупномасштабных процессов деформаций земной поверхности на основе методов дифференциальной спутниковой интерферометрии с использованием активных отражателей. Часть 1. Теоретические основы спутниковой интерферометрии и подготовка исходных данных для проведения мониторинга.....	5
Оника С.Г., Нарыжнова Е.Ю. Исследование и оценка объемов горных работ с применением цифровых технологий.....	16
Фомин С.И., Маринин М.А., Шевелев В.А. Технологические схемы открытой разработки месторождений с использованием мобильных дробильных комплексов.....	22
Турко М.Р., Миськов Е.М., Журавская А.М., Дормешкин О.Б., Любущенко А.Д., Башкардина Е.А. Прогнозная технологическая оценка обогатимости калийной руды новых участков Старобинского месторождения.....	33
Белоусов В.И., Шваб Р.Г., Батяновский А.Л. Рекомендации по нормализации атмосферы калийных рудников.....	39
Кислов Н.В., Казаченко Г.В., Цыбуленко П.В., Басалай Г.А. Оценка распределения расчетных значений толщин стружки при измельчении руды проходческими и очистными комбайнами.....	46
Березовский С.Н., Воронова Н.П. Использование местного сырья и вскрышных пород для производства строительных материалов.....	56

МАШИНОСТРОЕНИЕ

Казаченко Г.В., Басалай Г.А., Мартинович В.В. Особенности работы и обоснование модернизации конструкции соосных роторов проходческого комбайна...	70
Терентьев А.В., Кацуба Ю.Н., Григорьева Л.В. К вопросу эффективности эксплуатации автомобилей.....	80
Войтенко В.С., Кимаев А.Е., Шелков Е.М., Шемет С.Ф., Шумский А.А. Многотопливные газификаторы для металлургии и переработки твердых бытовых и промышленных отходов.....	87

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

Прушак В.Я., Щерба В.Я., Граборов Н.В., Разумцев А.П. Твердые смазывающие композиционные материалы и методы их нанесения.....	94
--	----

Перечень статей, опубликованных в журнале «Горная механика и машиностроение» за 2012 год.....	101
---	-----

Свидетельство о государственной регистрации № 1000 от 12.01.2010

Подписные индексы: **74933** (для индивидуальных подписчиков), **749332** (для организаций)

Подписано в печать 13.03.2013

Формат 60×84¹/₈. Бумага «Navigator», А4, 80 г/м². Гарнитура Таймс.

Отпечатано на ризографе CR-1610.

Усл. печ. л. 18,36 Тираж 240 экз. Заказ 362.

MINE MECHANICAL ENGINEERING AND MACHINE-BUILDING

№ 1 2013

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

Founder of the Journal:

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

Edition:

Editor-in-Chief

Shcherba Vladimir Yakovlevich

Editor-in-Chief Deputy

Prushak Viktor Yakovlevich

Technical Editor

Baranovsky Anatoly Leonidovich

Executive Secretary

Zayats Irina Mikhailovna

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.

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) 282107, 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 of earth surface deformation based on differential satellite interferometry with application of active reflectors. Part 1. Theoretical basis of satellite interferometry and preparation of initial data to carry out monitoring..... 5
- Onika S.G., Naryzhnova E.Y.** Research and estimate of ore mining using digital technologies..... 16
- Fomin S.I., Marinin M.A., Shevelev V.A.** Opencast mining plans using mobile crushing complexes..... 22
- Turko M.R., Miskov E.M., Zhuravskaya A.M., Dormeshkin O.B., Lyubushchenko A.D., Bashkardina E.A.** Predictive technological estimation of potassium ore dressability at the new areas of Starobin deposit..... 33
- Belousov V.I., Schvab R.G., Batyanovsky A.L.** Recommendations on normalization of potash mines atmosphere..... 39
- Kislov N.V., Kazachenko G.V., Tsybulenko P.V., Basalay G.A.** Distribution estimation of cut thickness' design values while crushing ore by road headers and shearers..... 46
- Berezovsky S.N., Voronova N.P.** Use of domestic raw materials and overburden rocks for manufacture of construction materials..... 56

MACHINE-BUILDING

- Kazachenko G.V., Basalay G.A., Martinovich V.V.** Operation features and reason for design improvement of coaxial rotors of road heading machine..... 70
- Terentyev A.V., Katsuba Y.N., Grigoryeva L.V.** Concerning the running efficiency of vehicles..... 80
- Voytenko V.S., Kimaev A.E., Shelkov E.M., Shemet S.F., Shumsky A.A.** Multifuel gasifiers for metallurgy and recycling of solid human and industrial wastes..... 87

MATERIALS ENGINEERING

- Prushak V.Y., Shcherba V.Y., Graborov N.V., Rasumtsev A.P.** Solid lubricating composite materials and their application methods..... 94

A list of articles that have been published in the journal «Mine mechanical engineering and machine-building» in 2012..... 101

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

УДК 551.4.023:535.417(062.552)(476)

ТЕХНОЛОГИИ МОНИТОРИНГА КРУПНОМАСШТАБНЫХ ПРОЦЕССОВ ДЕФОРМАЦИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ НА ОСНОВЕ МЕТОДОВ ДИФФЕРЕНЦИАЛЬНОЙ СПУТНИКОВОЙ ИНТЕРФЕРОМЕТРИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АКТИВНЫХ ОТРАЖАТЕЛЕЙ**Часть 1. Теоретические основы спутниковой интерферометрии и подготовка исходных данных для проведения мониторинга**

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 описаны: теоретические основы спутниковой интерферометрии; критерии выбора режима съемки; структура и состав разработанной системы дистанционного мониторинга; технология создания уголковых отражателей; критерии выбора и способ обустройства испытательного полигона на территории Старобинского месторождения; этапы проведения подспутникового эксперимента и обработки полученных материалов.

Введение

В настоящее время для Республики Беларусь актуальной задачей является разработка и внедрение системы мониторинга сдвижений и деформаций земной поверхности в районах интенсивной крупномасштабной добычи полезных ископаемых [1-3]. Это обусловлено тем, что центральная часть Старобинского месторождения с простым моноклиналильным строением практически перешла в стадию доработки. Как следствие, процесс ведения горных работ смещается на периферию месторождения, которая отличается от центральной части либо сложным геологическим строением (Краснослободский, Березовский и Доросинский участки), либо большими глубинами залегания продуктивных пластов (Восточная и Северная части шахтного поля 4 РУ, Нежинский, Любанский и Смолковский участки). Указанные особенности новых объектов разработки серьезно повышают риск негативных последствий ведения масштабных подземных горных работ, так как могут приводить к значительным техногенным сейсмопроявлениям (локальные землетрясения, горные удары) и аварийным водо- и рассолопроявлениям.

Не менее актуальным представляется наличие системы мониторинга сдвижений и деформаций для разработки Петриковского месторождения, на котором предполагается производить добычу калийного сырья методом подземного выщелачивания. В этом случае определение точных параметров поверхностных мульд представляется практически единственным методом контроля формы и размеров камер, образующихся в породном массиве.

Традиционные геодезические методы контроля оседаний, базирующиеся на нивелировке поверхности вдоль профильных линий, являются весьма трудозатратными, а на площадях интенсивной хозяйственной деятельности – практически невозможными

(вследствие низкой степени сохранности грунтовых реперов). Кроме того, они не позволяют в полной мере оценить пространственную картину изучаемых процессов, так как измерения производятся только по отдельным направлениям.

В настоящее время приобретают все большую популярность технологии мониторинга сдвижений и деформаций земной поверхности на основе спутниковой SAR-интерферометрии (synthetic-aperture radar). Повышенный интерес к ним определяется такими характерными особенностями, как возможность получать изображение независимо от условий освещенности и облачности; высокая точность определения высот и смещений за счет использования фазовой компоненты сигнала; охват большой площади мониторинга и как следствие низкая себестоимость измерений по сравнению с традиционными методами и др. [4-10].

Спектр приложений, в которых эффективно используется SAR-интерферометрия, достаточно широк: мониторинг устойчивости земляных склонов и откосов; наблюдения за сдвигами и оседаниями дневной поверхности в регионах расположения ответственных подземных инженерных сооружений; контроль оседаний почвы при добыче нефти и газа; оценка перемещений дневной поверхности вследствие крупных землетрясений или извержений вулканов; картографирование труднодоступных территорий и др.

Относительная трудность применения спутниковой интерферометрии для контроля техногенных оседаний обусловлена наличием территорий поверхности фазовых откликов которых нестабильны: сельскохозяйственные угодья или участки местности, покрытые естественной растительностью в весенне-летний период. Это затрудняет использование стандартной InSAR-технологии (interferometric SAR – интерферометрическая обработка пар радарных снимков). Еще одной из проблем является проблема геокодирования, т.е. привязки полученного интерферометрического изображения к местности.

1 Теоретические основы InSAR-технологий. Основные этапы процесса обработки интерферометрических данных

Приведем кратко некоторые основные данные процесса обработки интерферометрических данных.

Радарная интерферометрия требует использования многократных радарных наборов данных, которые должны быть обработаны последовательно друг относительно друга. Необходимость высокоточной обработки радарных данных требует использования так называемых «сырых» данных или данных «уровня 0». Хотя эти данные являются основой для дальнейшей обработки, есть существенные различия в степени их подготовки различными бортовыми приборами. Функции подготовки исходных SAR-данных предназначены для решения проблем, связанных с подготовкой исходных данных для процедуры формирования изображения, например: форматирование данных, исправление недостающих линий, распаковку данных и извлечение параметров формирования изображения.

Как часть предварительной обработки данных, строки неправильных данных идентифицируются и удаляются. Недостающие строки в исходных данных представляют проблему при формировании интерферометрического изображения. Имеются различные технологии идентифицирования пропавших строк [7].

В процессе формирования изображения требуется несколько входных параметров, например, параметры радарной системы: частота повторения импульса (альтернативно, интервал повторения импульса), длина импульса и длина волны (альтернативно, несущая частота).

Большинство, если не все, интерференционные шаги обработки требуют параметров спутниковой орбиты. Эти параметры включают позицию и скорость спутника, высоту над референц-поверхностью и локальный земной радиус.

На рисунке 1 представлена геометрическая интерпретация процесса дифференциальной интерферометрии. Здесь цифрами (1, 2, 3) обозначены позиции спутника. Пара фазовых изображений 1-2 соответствует так называемой топографической паре, а пара 1-3 – деформационной паре. Временной интервал между положениями спутника в точках 1 и 2 должен быть достаточно мал, настолько, чтобы изменения рельефа были меньше требуемой точности определения деформационных процессов. Для реальных техногенных процессов интервал может составлять 1-2 дня. Временной интервал между положениями спутника в точках 1 и 3 определяется конкретной прикладной задачей.

Пошаговый алгоритм оценки деформаций выглядит следующим образом. Предполагаем, что на входе алгоритм имеет топографическую и деформационную фазы, причем топографическая фаза приведена к референц-эллипсоиду.

Шаг 1. В окне 20×10 пикселей вычисляются ортогональные компоненты для орбитальных пар 1-2 и 1-3.

Шаг 2. С помощью 2D-полигона первой степени интерполируются значения отношений ортогональных компонент.

Шаг 3. Вычисляются деформации по соответствующей формуле [8].

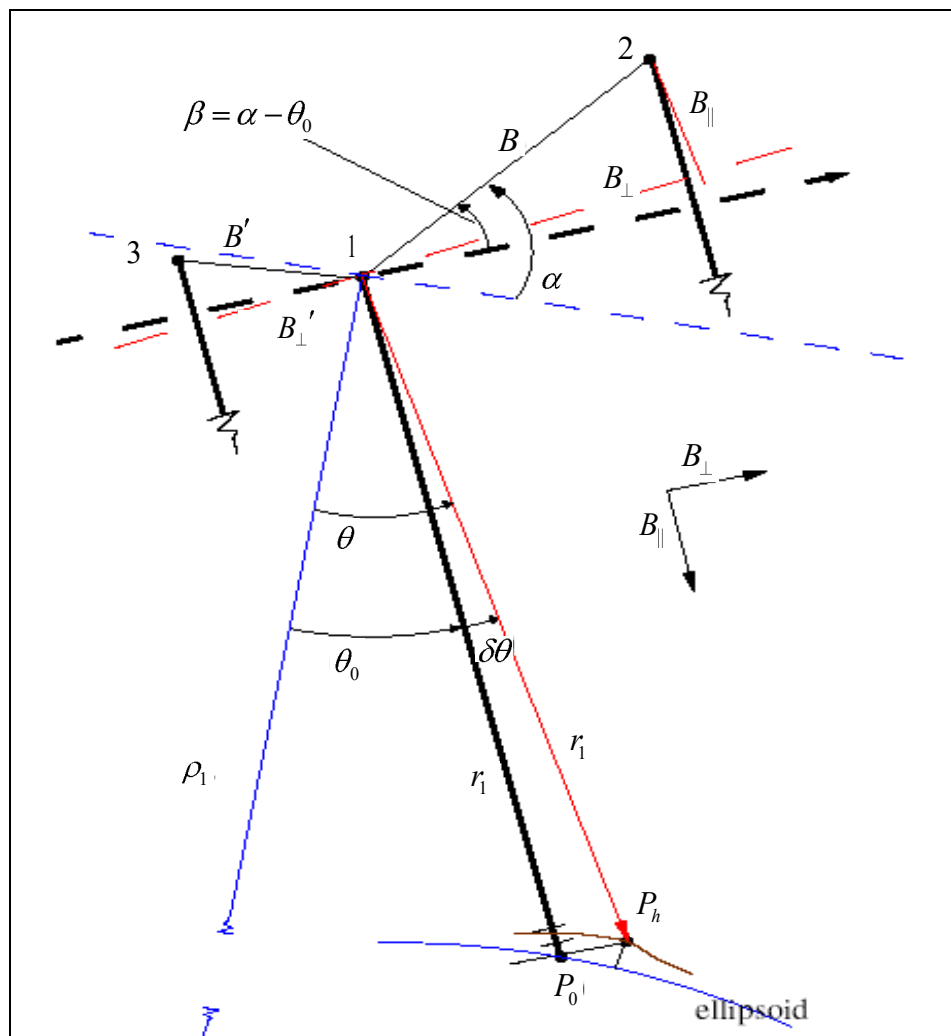


Рисунок 1 – Схема дифференциальной интерферометрии

2 Обзор существующих SAR-платформ и выбор режима съемки

В настоящий момент имеются следующие источники SAR-сцен для территории Республики Беларусь (таблица 1).

Таблица 1 – Платформы для получения SAR-изображений

Платформа	Агентство	Начало эксплуатации	Окончание эксплуатации
ERS-1 ERS-2	Европейское космическое агентство (ESA)	апрель 1992	апрель 2010
Envisat	Европейское космическое агентство (ESA)	март 2002	
Radarsat-1	Канадское космическое агентство (CSA)	ноябрь 1995	
Radarsat-2	Канадское космическое агентство (CSA)	апрель 2008	
Cosmo-SkyMed	Итальянское космическое агентство (ISA)	июнь 2007	
TerraSAR-X	Немецкий аэрокосмический центр (DLR)	июнь 2007	
ALOS	Японское агентство аэрокосмических исследований (JAXA)	январь 2006	апрель 2011

Критериями выбора платформы, на наш взгляд, являются: срок эксплуатации не менее трех лет с текущего момента; наличие архивного материала не менее 15 лет с текущего момента; требуемое разрешение; приемлемая цена архивных материалов и заказной съемки.

Требование наличия архивного материала обусловлено необходимостью восстановления истории сдвижений и оседаний земной поверхности территории Старобинского месторождения на максимально возможный период эксплуатации. Оперативную SAR-съемку предполагается использовать для текущего мониторинга деформаций. Более значительный по сравнению с традиционными методами охват территории наблюдений позволяет контролировать перемещения в приразломных зонах. Последнее особенно актуально в связи с возрастающими темпами добычи, исчерпанием ресурсов в центральных частях блоков и приближением горных работ к разломам.

Стоимость съемки является ключевой при обосновании экономической целесообразности предлагаемой технологии. Исходя из перечисленных критериев, наиболее приемлемыми в настоящее время являются платформы Envisat и Radarsat. Однако в связи с существенным изменением орбиты в 2010 году и увеличением базовой линии точность восстановления деформаций с помощью Envisat значительно упала. Таким образом, наиболее подходящей платформой для реализации предложенной технологии является платформа Radarsat. Еще одним подтверждением этого является сравнительная диаграмма SAR-платформ, приведенная на сайте фирмы Tele-Rilevamento Europa – одного из основных европейских поставщиков SAR-данных (<http://www.treuropa.com>) – и отобранная на рисунке 2.

Каждая из перечисленных платформ имеет несколько способов формирования SAR-сцен (SAR-мод), которые различаются: разрешением, углами, периодичностью, стоимостью и т.д. На рисунке 3 и в таблице 2 представлены основные моды платформы Radarsat-1.

Основой предлагаемой нами технологии является наличие на снимке контрастной точки с устойчивым фазовым центром, поэтому наиболее подходящими являются моды с высоким разрешением. В настоящий момент такое разрешение предоставляет платформа Radarsat в моде Ultra-Fine и Fine. Однако в связи с тем, что стоимость сцены в моде Ultra-Fine в два раза превышает стоимость сцены в моде Fine, экономически обоснованным является выбор последней моды.

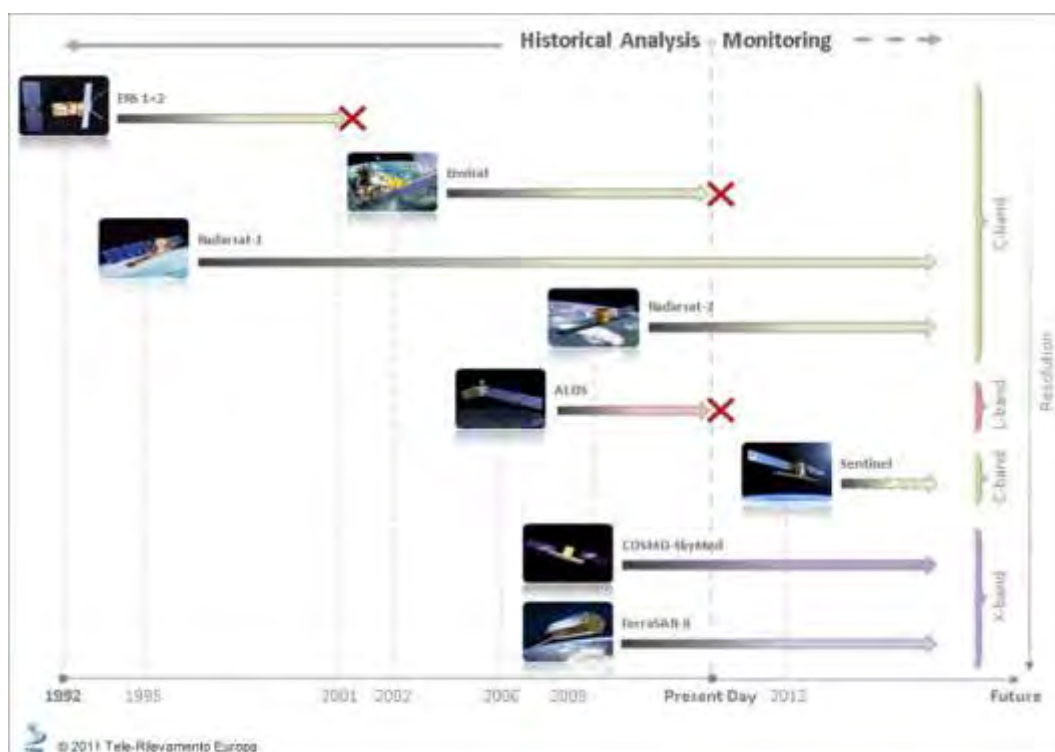


Рисунок 2 – Сравнительная диаграмма SAR-платформ

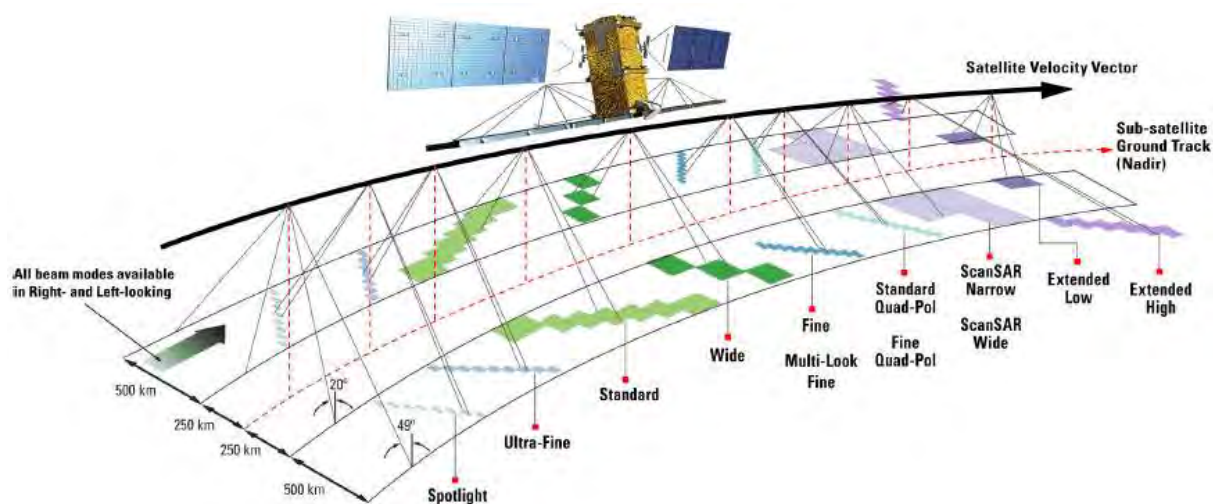


Рисунок 3 – Основные режимы SAR-съемки платформы Radarsat-1

Таблица 2 – Режимы съемки платформы Radarsat-1

Режим съемки	Разрешение (в метрах)	Размер сцены (в километрах)	Угол сканирования (в градусах)	Поляризация
Ultra-Fine	2.1 x 2.8	20 x 20	20-49	HH HV VH VV
Fine	6.8 x 7.7	50 x 50	30-50	HH HV VH VV HH+HV VH+VV
Standard	18 x 24.7	100 x 100	20-49	HH HV VH VV HH+HV VH+VV
Wide	19.2 x 2.8	150 x 150	20-45	HH HV VH VV HH+HV VH+VV

Регулярные SAR-съемки территории Старобинского месторождения ведутся более 20 лет. Поэтому к настоящему времени накоплен значительный архивный материал. С одной стороны, наличие такого архива позволяет детально воссоздать картину сдвижений и деформаций на протяжении длительного времени, что может существенно быть полезным в понимании неотектоники региона, включающего Старобинское месторождение. С другой стороны, работа со столь обширным материалом представляет определенную сложность. В рамках ESA разработан специальный web-сервис, который предоставляет удобный интерфейс по поиску необходимых данных. Запрос позволяет задавать SAR-моду, интервал дат, область исследования, поляризацию и т.п. После того как поиск завершен, пользователю предоставляется возможность просмотреть амплитудную составляющую SAR-сцены в виде растрового изображения.

Описанный выше web-сервис позволяет также выбирать интерферометрические пары. К перечисленным выше параметрам поиска пользователь может дополнительно задать интервал длин базовой линии и углы сканирования. В результате проведенных исследований были выбраны четыре SAR-сцены для платформы Envisat-1 и сенсора ASAR/IM (таблица 3) и на их основе сформированы интерферометрические пары.

Таблица 3 – Выбранные SAR сцены для платформы Envisat-1

№	Дата и время съемки	Орбита	Трек	Кадр
1	2010-04-15 19:38:45.75	42481	343	I2
2	2010-06-08 19:41:36.56	43254	114	I2
3	2010-07-29 19:38:47.46	43984	343	I2
4	2010-09-30 08:35:22.97	44879	236	I2

К сожалению, для NASA-платформ (Radarsat-1\2) подобного открытого сервиса не существует и при подборе интерферометрических пар необходимо обращаться непосредственно к специалистам, которые поставляют снимки указанных платформ.

Совместно со специалистами MDA была выполнена подборка архивных SAR-сцен (таблица 4) и сформированы интерферометрические пары.

Таблица 4 – Выбранные SAR сцены для платформы Radarsat

№	Дата и время съемки	Орбита	Трек	Кадр
1	12/12/2001 15:56:54.67	92	232	A
2	03/07/2004 15:56:54.67	126	232	A
3	03/31/2004 15:56:54.67	127	232	A

3 Структура и состав комплекса мониторинга крупномасштабных техногенных процессов в регионе Старобинского месторождения калийных солей на основе SAR-изображений

Как указывалось ранее, разрабатываемый аппаратно-программный комплекс для дистанционного контроля процессов сдвижений и оседаний земной поверхности, обусловленных крупномасштабными подземными горными работами, на основе обработки SAR-изображений, рассматривается как составляющая часть корпоративной системы регионального геомониторинга [11, 12]. В данном контексте под контролем процесса сдвижений и оседаний понимается построение мульд оседаний поверхности, сформир-

ровавшихся за период между двумя SAR-изображениями, образующими интерферометрическую пару.

Аппаратная часть комплекса представляет собой набор из угловых отражателей и штативов для их установки.

Программное обеспечение комплекса включает в себя:

- пакет для получения интерферограмм и полей оседаний – DORIS;
- пакет для визуализации и привязки SAR-изображений – SAGA;
- интерфейсный модуль пакета SAGA для запуска DORIS;
- конвертор между местной системой координат и системой WGS84;
- специализированные модули корпоративной системы геолого-маркшейдерского сопровождения и проектирования горных работ ОАО «Беларуськалий» (доступ к базам данным, использование функциональных возможностей подсистемы расчета и прогнозирования полей оседаний, сдвижений и деформаций и др.).

3.1 Пакет программ DORIS для обработки интерферограмм

Основными входными данными являются два изображения с различных позиций спутника: основное (master) и вспомогательное (slave) в формате SLC, содержащие информацию о фазе и интенсивности для каждого пикселя изображения.

Конечными продуктами работы являются карты деформаций земной поверхности и модифицированные карты рельефа местности.

DORIS поддерживает интерферометрическую обработку данных с различных видов спутников (Radarsat, TerraSAR-X, Envisat, и др.).

Общая схема процесса обработки InSAR приведена на рисунке 4.

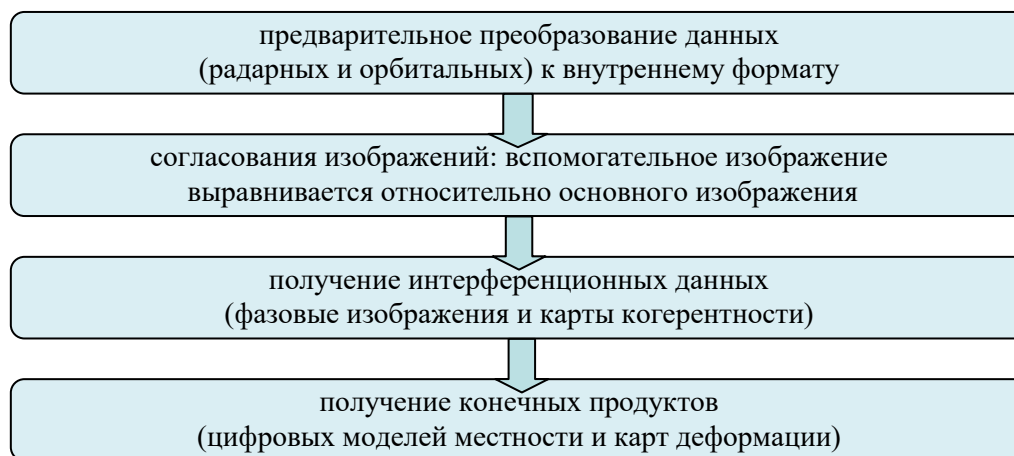


Рисунок 4 – Этапы обработки SAR изображений при помощи DORIS

Первый блок представляет предварительную обработку данных (радарных и орбитальных) к внутреннему формату. Второй блок предназначен для согласования изображений: вспомогательное изображение выравнивается относительно основного изображения и вычисляются фазы референц-эллипсоида. В блоке III представлен процесс получения интерференционных данных (фазовые изображения и карты когерентности). Наконец, в блоке IV представлены конечные продукты (например, цифровые модели местности и карты деформации).

3.2 Пакет для визуализации и привязки SAR-изображений на базе геоинформационной системы (ГИС) платформы SAGA

Визуализация и картирование полученных результатов при использовании пакета DORIS представляет определенную проблему, так как оно базируется на вызове внешних приложений и является проблемным для конечного потребителя. На базе ГИС

платформы SAGA (с открытым кодом) разработана графическая оболочка для визуализации и картирования результатов полученных характеристик процесса деформации [13, 14]. В результате разработан специальный модуль SAGA для запуска DORIS и визуализации результатов каждого шага процесса обработки интерферометрической пары. Архитектура модуля приведена на рисунке 5.

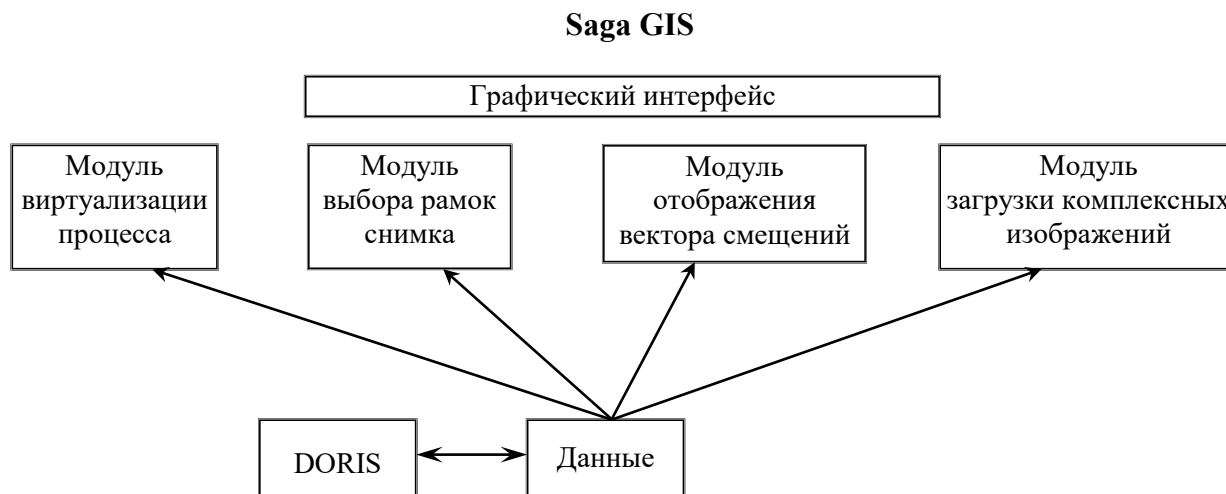


Рисунок 5 – Архитектура модуля визуализации

В визуализаторе реализованы следующие модули:

- виртуализации и выполнения шагов интерферометрической обработки;
- загрузки комплексных изображений;
- совмещения снимка;
- извлечение рамки снимка.

Модуль виртуализации и выполнения шагов интерферометрической обработки. Представляет собой графический интерфейс ввода параметров этапов интерферометрической обработки. Переводит эти данные во входной формат пакета DORIS и выполняет его.

Модуль загрузки комплексных изображений. Позволяет извлекать из комплексного изображения фазовую и амплитудные составляющие и загружает во внутренний формат SAGA.

Модуль совмещения снимка. Загружает вектор коррегистрации и виртуализирует его относительно главного снимка.

Модуль извлечения рамки снимка. Извлекает из дополнительной информации о снимках угловые координаты снимка. Производит проекцию угловых координат в прямоугольные и виртуализирует результат.

3.3 Преобразование данных между местной системой координат и системой WGS84

Для преобразования данных между местной системой координат и системой WGS84 были разработаны два конвертора TransformCoordToMM и TransformCoordToWGS соответственно.

Первый конвертор принимает на вход текстовый файл в формате kml, содержащий координаты узлов отдельной полилинии в системе координат WGS84. Результатом работы является текстовый файл в формате корпоративной ГИС ОАО «Беларуськалий».

Второй конвертор соответственно работает в обратном направлении. Например, если некоторый контур был создан в GoogleEarth а затем экспортирован в формат kml, то он должен быть обработан конвертером TransformCoordToMM, а получившийся тек-

стовый файл должен быть загружен на план горных работ с помощью модуля «Точное редактирование полилинии» корпоративной ГИС. Преобразование координат производится на основе формул, приведенных в [15].

3.4 Использование возможностей подсистемы расчета и прогнозирования оседаний и сдвижений корпоративной автоматизированной системы геолого-маркшейдерского сопровождения и проектирования горных работ ОАО «Беларуськалий»

Применительно к рассматриваемому комплексу построения мульд оседаний на основе обработки SAR-изображений нами активно используются модули подсистемы расчета и прогнозирования оседаний и сдвижений, предназначенные для расчета двумерного поля произвольного параметра в узлах прямоугольной/треугольной сетки по заданным его значениям в случайно расположенных точках. Расчет выполняется по значениям любого числового параметра атрибутивной либо привязанной таблицы любого подслоя точек активного слоя проекта. Перед расчетом пользователь имеет возможность определить границу области расчета поля, линейные граничные условия, контуры нарушений непрерывности (например, разломы), параметры интерполяции. Результатом расчета является создание нового (обновление существующего) подслоя типа «поле на прямоугольной сетке».

Имеется возможность выбора метода расчета поля и настройки его внутренних параметров. Возможны, например, следующие варианты: «сплайн-интерполяция», «с помощью OFELI» и некоторые другие специализированные методы, применяемые при решении прикладных задач.

4 Активный уголкового отражатель

Для создания на SAR-снимке контрастной точки с устойчивым фазовым центром предлагается использовать активные искусственные отражатели. Уголкового отражатели являются наиболее распространенным и популярным типом искусственных отражателей для формирования систем и полигонов активных отражателей, что определяется двумя основными свойствами [16]: простота изготовления и широкая индикатриса рассеивания.

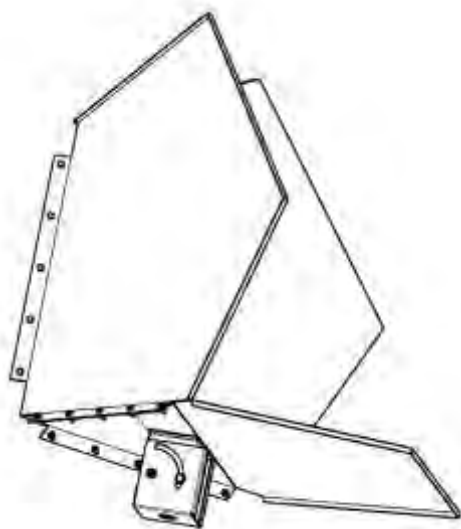


Рисунок 6 – Общий вид отражателя с пятиугольной боковой гранью

В соответствии с условиями съемки и требованиями к точности, спроектирован и изготовлен металлический уголкового отражатель. Выбрана конструкция с пятиугольной боковой гранью близкой к оптимальной по соотношению площадь\эффективная площадь рассеивания (ЭПР) [17] (рисунок 6).

Для мобильного размещения отражателей предусмотрен способ их установки с помощью геодезического штатива, точное позиционирование центра уголка над репером обеспечивается наличием в вершине отражателя отвеса. Поворотный кронштейн позволяет позиционировать ось отражателя в направлении положения спутника в момент съемки. Для облегчения конструкции выбрана листовая сталь толщиной 0,8 мм. Жесткость конструкции формируется за счет жесткости двух ребер соединения граней

(4 см) и трех ребер жесткости. Дополнительно еще три уголка соединяют грани отражателя между собой. ЭПР идеального уголкового отражателя в максимуме основного лепестка при выбранных размерах грани (70 см) и длины волны сканирования (5,5 см) составляет порядка 700 м². Оценка погрешности отклонения углов между гранями производилась на основе метода геометрической оптики (для направлений близких к оси отражателя отклонение не превышало двух градусов). На основе зависимости относительной ЭПР в максимуме индикатрисы рассеивания от погрешности углов [18] можно оценить ЭПР реального отражателя как 350 м². Приведенные оценки ЭПР показывают, что при выбранном варианте разрешения съемки 6,8 на 7,7 м (мода Fine платформы Radarsat -2) мощность отклика уголкового отражателя будет приблизительно на один порядок превышать мощность отклика поверхности с высоким коэффициентом поглощения радиосигнала (пашня). Это позволяет сформировать на SAR-изображении контрастную точку с устойчивым фазовым центром.

Выводы

Таким образом, в данной статье приведены теоретические основы мониторинга деформационных процессов земной поверхности на основе спутниковой интерферометрии. Проведен обзор существующих SAR-платформ и обоснован выбор режима съемки. Также указаны выбранные для анализа снимки, описана процедура обработки изображений для получения итоговой картины оседаний. Основные результаты экспериментов будут опубликованы во второй части статьи.

Список использованных источников

1. **Журавков, М.А.** Геомеханический мониторинг горных массивов / М.А. Журавков, О.В. Стагурова, М.А. Ковалева. – Минск: Юникап, 2002. – 252 с.
2. **Журавков, М.А.** Перспективы и основные направления внедрения автоматизированных геомониторинговых систем в РУП ПО «Беларуськалий» / М.А. Журавков, В.Н. Плескунов, И.С. Невельсон // Современные информационные технологии при добыче полезных ископаемых: материалы науч. практ. семинара-совещания / Под общ. ред. М.А. Журавкова – Минск: Изд. центр БГУ, 2004 – С. 17-31.
3. **Журавков, М.А.** Актуальные научные проблемы современной геомеханики для условий Республики Беларусь / М.А. Журавков // Механика машин, механизмов и материалов. – № 1. – 2007. – С. 94-99.
4. Центр дистанционного зондирования и геоинформационных систем «Терра» [электронный ресурс] <http://www.gis-terra.kz/>
5. Интерферометрический процессор [электронный ресурс] <http://www.racurs.ru/?page=137>
6. Радиолокационное исследование земли из космоса [электронный ресурс] <http://www.gis.gorodok.net>
7. Delft Object-oriented Radar Interferometric Software. User's manual and technical documentation [электронный ресурс] <http://enterprise.lr.tudelft.nl/doris/usermanual/index.html>
8. **Busch, W.** Monitoring vertical ground movement in the environment of an open pit mining area by satellite based Radar Interferometry / W. Brush, , D. Walter // Proceedings of XIII International Congress of ISM 2007. Budapest, Hungary, 24-28 September 2007.
9. **Popiolek, E.** Experience of application INSAR technology in Poland mining industry / E. Popiolek, A. Krawchuk // Proceedings of XIII International Congress of ISM 2007. Budapest, Hungary, 24-28 September 2007.

10. **Zhang, J.** Discussion on PS-InSAR technique and it's application in mining-induced subsidence monitoring / J. Zhang [et. al] // Proceedings of XIII International Congress of ISM 2007. Budapest, Hungary, 24-28 September 2007.

11. **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.

12. ГИС-технологии при добыче полезных ископаемых. Специализированная корпоративная геоинформационная система «MapManager» / В.В. Видякин, М.А. Журавков, О.Л. Коновалов [и др.]; под общ. ред. М.А. Журавкова. – Минск: Изд. центр БГУ, 2004. – 208 с.

13. Обзор современных радиолокационных данных ДЗЗ и методик их обработки с использованием программного обеспечения SARscape. Кантемиров Ю.И., Компания «Совзонд»

14. User Guide for SAGA (version 2.0) / Vern Cimmery – 2007. – 380 с.

15. Государственный стандарт Республики Беларусь СТБ ГОСТ 51794-2008

16. SAGA – System for Automated Geoscientific Analyses [электронный ресурс] <http://www.saga-gis.org/en/index.html>

17. Kamal, S Optimal Corner Reflectors for Calibration of Imaging Radars/ S. Karmal, C. Tsen // IEEE Tras. Antennas and Propogation. – Vol. 44. – № 10. – Oct. 1966.

18. **Кобак, В.О.** Радиолокационные отражатели / В.О. Кобак. – М.: Советское радио, 1975. – 247 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 1. Theoretical basis of satellite interferometry and preparation of initial data to carry out monitoring

The following subjects were reviewed in the paper: theoretical basis of satellite interferometry; selection criteria of exposure mode; structure and composition of the developed remote monitoring system; development technology of angle reflectors; selection criteria and development method of testing area on the territory of Starobin deposit; stages of subsatellite experiment's carrying out and processing of the obtained materials.

Поступила в редакцию 07.12.2012 г.

УДК 622:658.011.56

ИССЛЕДОВАНИЕ И ОЦЕНКА ОБЪЕМОВ ГОРНЫХ РАБОТ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Оника С.Г., Нарыжнова Е.Ю. (Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь)

В статье представлены результаты изучения способов автоматического подсчета объемов полезных ископаемых при проектировании горных работ с применением геоинформационной системы K-Mine.

Введение

Степень обеспеченности горного предприятия подготовленными и готовыми к выемке запасами полезных ископаемых – важнейший фактор, влияющий на эффективность его работы. Недостаточное количество этих запасов приводит к сокращению фронта добычных работ, увеличению разубоживания руды, снижению качества и повышению себестоимости продукции. Наоборот, избыточная обеспеченность приводит к «замораживанию» значительных оборотных средств, увеличению расходов на содержание и ремонт горных выработок, к повышению потерь руды. Поэтому так важно использовать оперативные методы оценки запасов полезных ископаемых.

Объемы работ, подсчитываемые при проектировании карьера, служат основанием для принятия технических решений по выбору способа выполнения работ и расчета комплекта машин, составления очередности и организации производства работ, определения их стоимости и продолжительности. Объемы горных работ определяют также в процессе эксплуатации карьера, например при промежуточной оценке выполненных работ.

Результаты исследований

В настоящее время практически все крупные горноразведочные и горнодобывающие организации используют при обработке данных по запасам полезных ископаемых компьютерные программы. Одной из таких программ является геоинформационная система K-Mine.

Целью работы является изучение способов автоматизированного подсчета объемов полезных ископаемых и вскрышных пород с использованием геоинформационной системы (ГИС) K-Mine. ГИС K-Mine содержит большое количество подпрограмм для выполнения указанных вычислений. Модуль позволяет выполнять расчеты объемов разными методами (метод погоризонтных планов, метод поперечных разрезов, модифицированный метод поперечных разрезов с использованием триангуляционных сетей и т.п.).

Рассмотрим некоторые из них.

1) Расчет объемов методом площадей и средней высоты.

Выполняется расчет объема площадей основания, а также средней высоты выемочного слоя, задаваемого пользователем. При расчете выполняется контроль объемов между выемкой и насыпью, усреднение высоты выполняется по всей площади (рисунки 1).

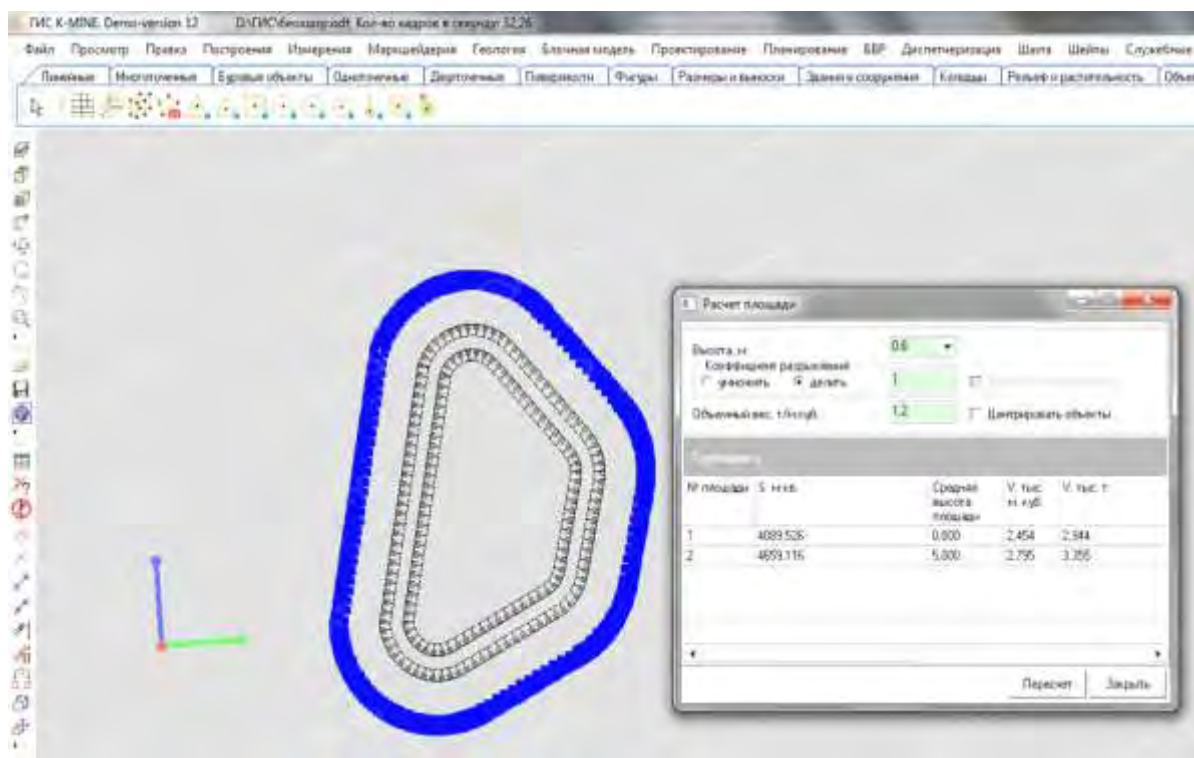


Рисунок 1 – Расчет объемов методом площадей и средней высоты

2) Расчет объемов методом вертикальных сечений.

Задача используется для расчета объемов сложных блочных фигур, состоящих из объектов разного типа, которые могут находиться в нескольких разных слоях, уступах и имеют сложный профиль разреза.

В процессе подготовки данных для подсчета объемов горной массы в карьере постоянно возникает необходимость оконтуривания фигуры в области, где выполняется расчет объемов. Ручное создание контура достаточно затруднительно и трудоемко, особенно на протяженных фигурах с большим числом привязочных точек.

Использование режима «по графу» в задаче «Создание объектов с магнитной привязкой» позволяет быстро и точно создать необходимый контур по выделенным объектам (рисунок 2).

Особенностью расчета объемов этим способом в ГИС K-Mine является то, что на первоначальном этапе выполняется построение двух триангуляционных поверхностей для нового и старого положений уступа, которые имеют в качестве линии разделения – контур расчета.

Триангуляционные поверхности строятся на основании данных всех объектов, входящих в каждую категорию слоев (положений). Далее по триангуляционным поверхностям выполняется операция пересечения их с вертикальными плоскостями и определение контуров фигур, описывающих эти сечения. В дальнейшем решение задачи сводится к решению стандартной задачи подсчета объемов методом поперечных разрезов (рисунок 3).

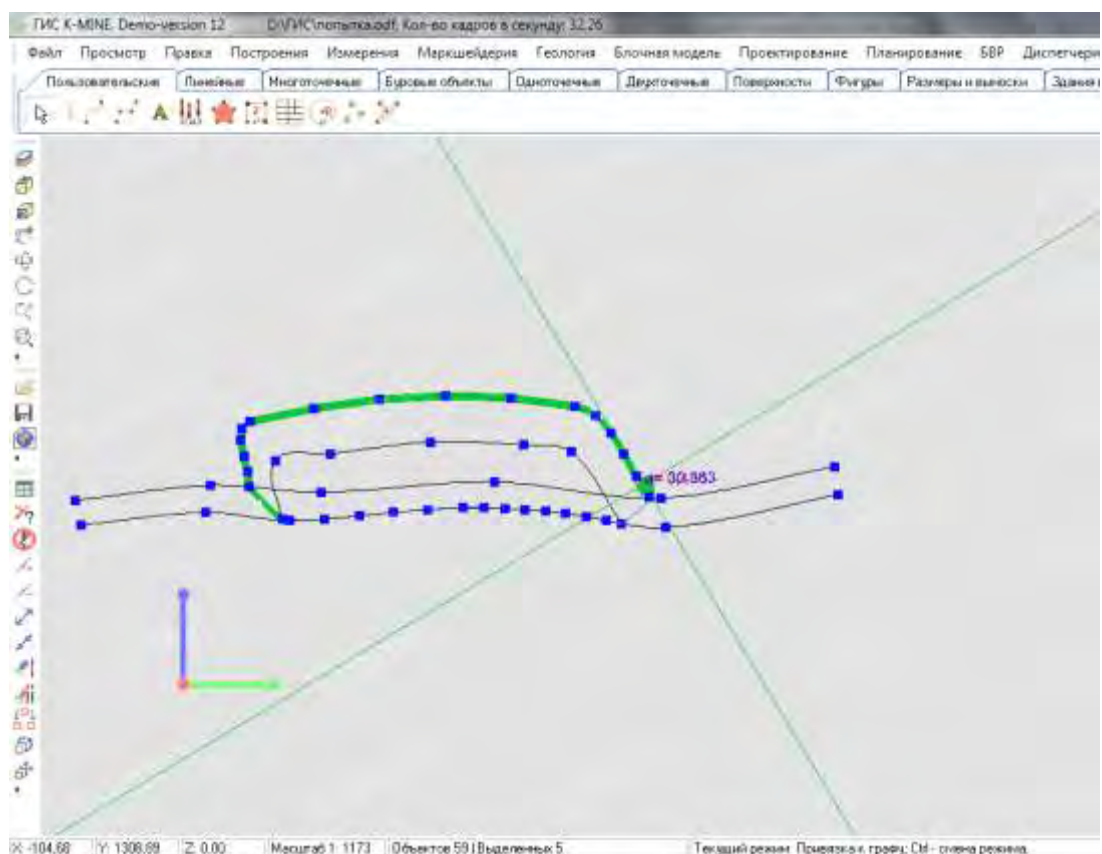


Рисунок 2 – Создание ограничивающего контура с использованием магнитной привязки

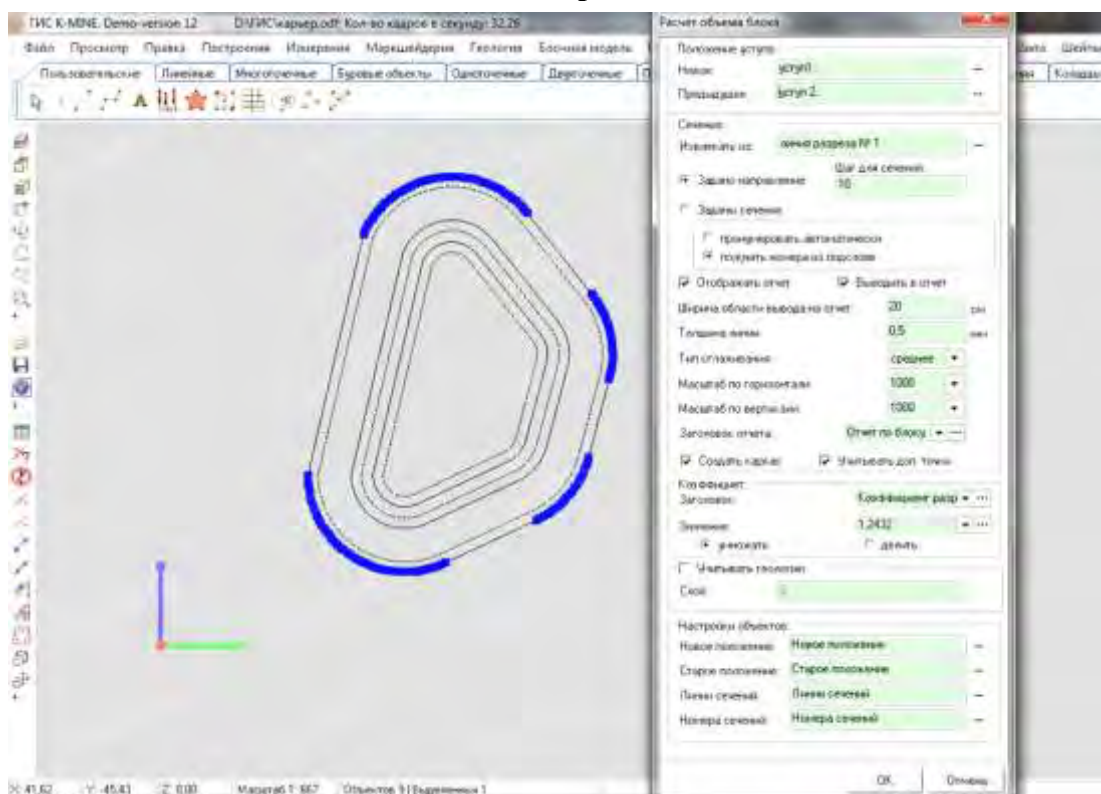


Рисунок 3 – Задание параметров для расчета объема блока

При этом формируется пакет отчетной документации по расчетной фигуре и выполняются все необходимые построения (построение сечений в 3D и их нумерация). Используя эти особенности, можно легко отследить возможные ошибки в исходных данных. Отчет содержит расчетную таблицу с показателями расчета площадей по каждому сечению (таблица), а также графическое представление каждого разреза в заданном масштабе (рисунок 4).

Таблица – Показатели расчета площадей по каждому сечению

№ 1-го сечения	S 1-го сечения, m^2	№ 2-го сечения	S 2-го сечения, m^2	DL м	V , m^3
1	0,00	2	52,34	2,00	34,90
2	52,34	3	171,06	10,00	1060,06
3	171,06	4	129,18	10,00	1496,34
4	129,18	5	99,81	10,00	1141,81
5	99,81	6	99,56	10,00	996,85
6	99,56	7	99,32	10,00	994,40
7	99,32	8	111,17	10,00	1061,88
8	111,17	9	121,07	10,00	1160,82
9	121,07	10	172,72	10,00	1461,32
10	172,72	11	0,00	9,81	564,84
Общий объем					9963,22

Коэффициент разрыхления	1,2432
Объем фигуры, m^3	12386,27

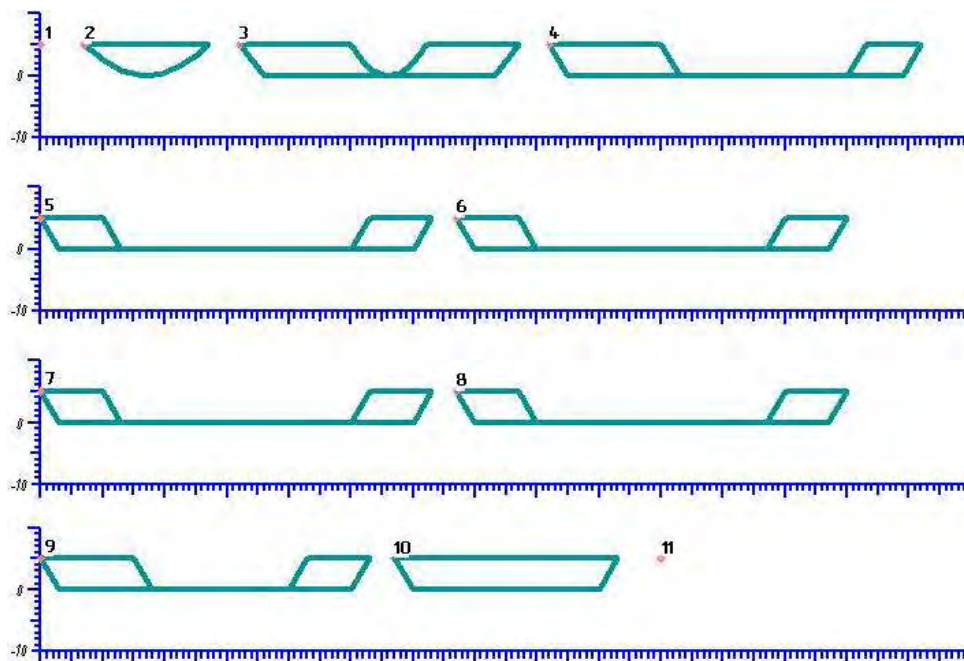


Рисунок 4 – Графическое представление каждого разреза в заданном масштабе

После закрытия редактора предпечатной подготовки в рабочей зоне экрана вычерчиваются объекты (каркасы, линии сечений и их номера), по которым формировался отчет (рисунок 5).

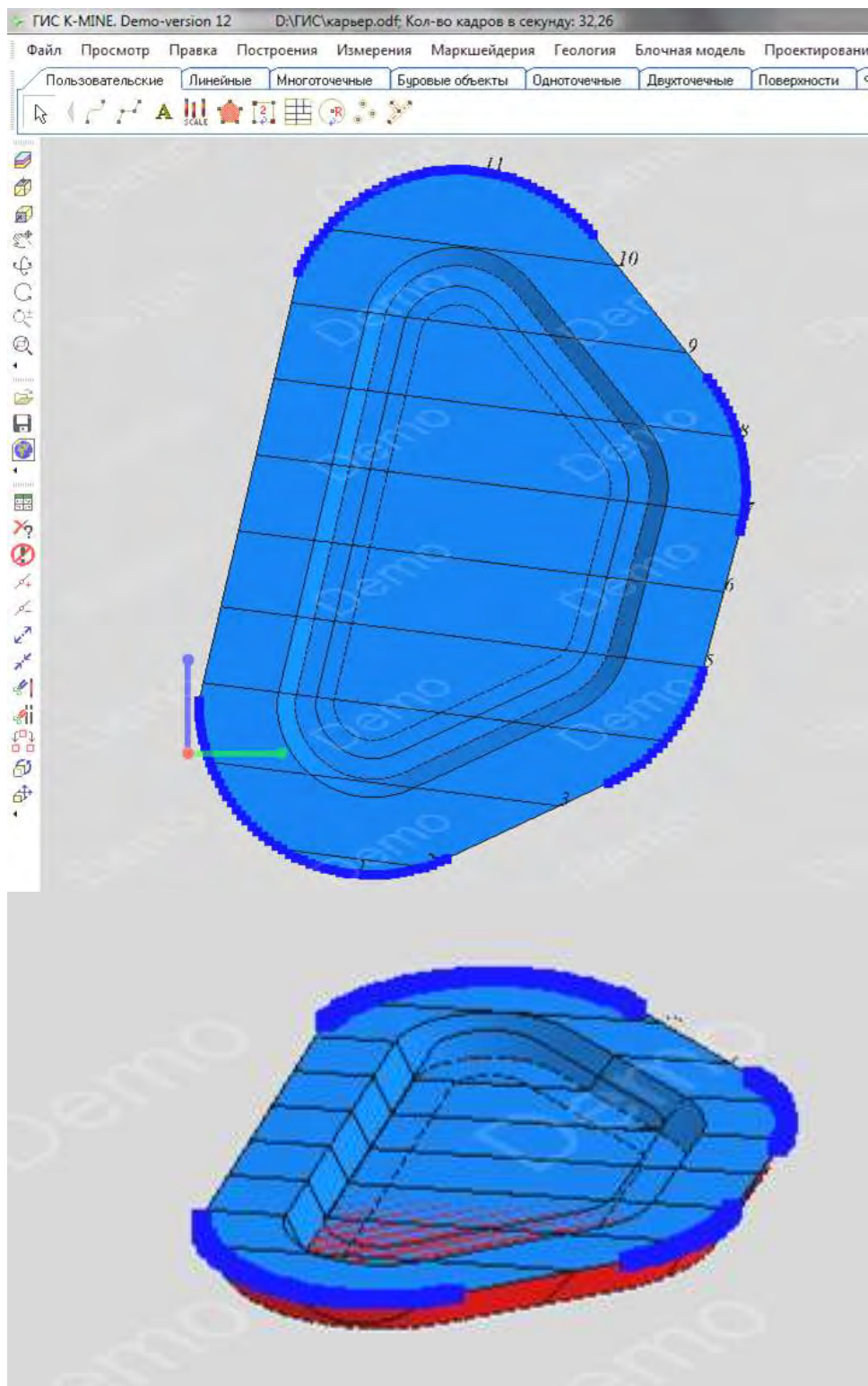


Рисунок 5 – Каркас карьера, линии сечений и их номера

Выводы

Все большее число горных предприятий используют в своей работе специальные информационные системы для ускорения обработки и анализа информации, автоматизации и интерпретации данных геологической разведки, а также использования их для моделирования месторождений и выполнения расчетов объемов горных работ. В данной работе продемонстрирована возможность использования такой системы – ГИС-технологии K-Mine для подсчета объемов при проектировании и моделировании горных работ.

Список использованных источников

1. Капутин, Ю.Е. Горные компьютерные технологии и геостатистика / Ю.Е. Капутин. – СПб.: Недра, 2002. – 424 с.
2. Автоматизация горных работ с ГИС K-MINE. – Режим доступа: URL: <http://kai.com.ua>.

Onika S.G., Naryzhnova E.Y.

Research and estimate of ore mining using digital technologies

The article presented studying results of methods used for mineral deposits automatic accounting while planning of mining operations applying GIS K-Mine.

Поступила в редакцию 08.01.2013 г.

УДК 622.271.3

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МОБИЛЬНЫХ ДРОБИЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ

Фомин С.И., Маринин М.А., Шевелев В.А. (Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», г. Санкт-Петербург, Россия)

В статье предложены технологические схемы открытой разработки месторождений нерудных строительных материалов, обрабатываемых с использованием мобильных дробильных комплексов (МДК).

Введение

Одним из перспективных направлений повышения эффективности производства щебня является использование внутрикарьерных мобильных установок дробления и грохочения. Выбор технологии и моделей оборудования для производства щебня зависит от вида перерабатываемого материала, его абразивности, качества и назначения готового продукта, требуемого процентного отношения кубовидных зерен, прогнозируемой производительности. Технология дробления горных пород при производстве щебня должна обеспечивать получение максимального выхода требуемых фракций при минимальном выходе отсева 0-5 мм. Технологическая схема предприятия оптимизируется по двум критериям [1]:

- максимальный выпуск щебня кубовидной формы;
- минимальная себестоимость продукции.

Максимального выпуска щебня кубовидной формы можно достигнуть, если дробилка последней стадии дробления работает при полной загрузке и в нее поступает относительно узкая фракция, близкая по размеру к размеру щели. При выборе оптимальной технологической схемы отработки месторождений нерудных строительных материалов (НСМ), обрабатываемых с использованием мобильных дробильных комплексов (МДК), необходимо определить:

- количество стадий дробления (тип дробилок);
- тип погрузочного оборудования (способы погрузки в бункер дробилки, наличие перегружателей);
- вид технологического транспорта;
- способы установки дробилок в карьере и количество передвижек комплекса.

Обоснование технологических схем открытой разработки месторождений нерудных строительных материалов

Для определения количества стадий дробления устанавливаем количество дробильных установок в технологической схеме, а как следствие определяем производительность карьера по готовой продукции, обеспечивающую рентабельность реализации проекта и требуемый ассортимент конечного продукта. Для погрузки горных пород в мобильные дробильные комплексы могут использоваться: экскаватор, пневмоколесный погрузчик и различного рода конвейерные перегружатели.

При отработке месторождений НСМ с использованием МДК по цикличной или циклично-поточной схеме, основным механизмом для погрузки пород в приемный

бункер мобильной дробильной установки является гидравлический экскаватор типа обратная лопата. Это обуславливается совокупностью нескольких факторов, необходимых для обеспечения рациональности и безопасности погрузочных работ. Геометрическая форма ковша экскаватора соответствует форме приемного бункера, что позволяет производить точную погрузку горных пород, исключая ее попадание вне контура приемного отверстия.

Емкость ковша погрузочного механизма подбирается из условий обеспечения необходимого заполнения питающего бункера, что в свою очередь обеспечивает необходимую производительность МДК и исключение простоев. Исходя из необходимости обеспечения независимости работы дробильных установок и загрузочных механизмов, вместимость бункера должна быть не менее 2-3-кратного объема загрузочного механизма.

Исходя из условий достаточной видимости машинистом экскаватора приемного бункера, гидравлический экскаватор может осуществлять погрузку горных пород в приемный бункер с промежуточного уступа, при этом обрабатывая уступ как верхним, так и нижним черпанием.

Использование в качестве выемочно-погрузочного механизма пневмоколесного погрузчика позволяет сократить число передвижек МДК за счет возможности погрузчика оперативно доставлять горную массу из забоя в приемный бункер дробилки, а также при небольшой производительности предприятия вести параллельную работу в нескольких забоях, а также на смежных уступах, при организации скользящего съезда на нижележащий горизонт. Однако размеры колесных погрузчиков накладывают некоторое ограничение на высоту обрабатываемого уступа.

При использовании циклично-поточных схем обработки возможно использование самоходных конвейерных перегружателей для погрузки пород в приемный бункер мобильной дробилки. Использование в технологических схемах самоходных конвейерных перегружателей позволяет обеспечивать большую ширину рабочей площадки при обработке высоких уступов, а также сократить число конвейерных линий на уступах путем перегрузки раздробленной породы на конвейерную линию, находящуюся на смежном (верхнем, нижнем) горизонте.

Транспортирование готовой продукции или продукта промежуточной стадии дробления может производиться погрузчиками, автосамосвалами, конвейерами.

Наибольшее распространение на карьерах НСМ по производству щебня получил экскаваторно-автомобильный комплекс оборудования, а в качестве основного средства подготовки горных пород к выемке применяется буровзрывной способ. При условии проведения качественного дробления пород взрывом, для погрузки горной массы в автосамосвалы вместо экскаватора могут быть использованы погрузчики, применение которых особенно эффективно при небольших высотах уступов или в пониженных зонах развала горной породы.

В последнее время все больший интерес у производителей щебня вызывают передвижные дробильно-сортировочные установки, которые позволяют сократить количество перегрузок и транспортировок сырья от забоя к стационарным дробильно-сортировочным заводам, что позволяет уменьшить себестоимость добычи полезного ископаемого.

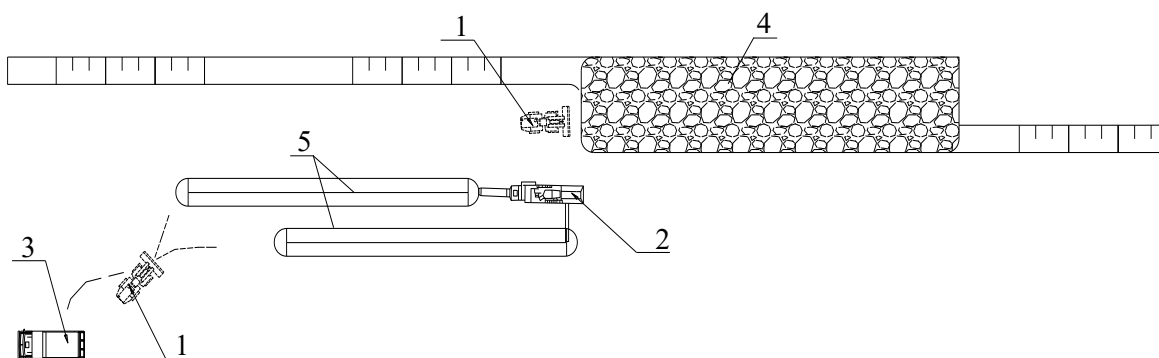
В современных условиях мобильные установки успешно заменяют стационарные дробильные комплексы. Применительно к производству щебня это справедливо лишь для предприятий с малой и средней производительностью переработки горной массы (до 1 млн. м³/год). На крупных предприятиях традиционно используют более мощные стационарные или полустационарные комплексы с высокой мощностью гор-

но-транспортного и дробильно-сортировочного оборудования. Технологические схемы могут включать в себя использование мобильных дробильно-сортировочных установок только первой или первой и второй, а также первой, второй и третьей стадий дробления, в состав которых могут входить грохота необходимые для сортировки продукции по фракциям.

В рассматриваемых технологических схемах передвижные дробильно-сортировочные установки располагаются в непосредственной близости от выемочного забоя таким образом, чтобы выемочно-погрузочное оборудование осуществляло загрузку зева агрегата без дополнительных перемещений. Погрузка подготовленной горной массы обычно производится одноковшовым гидравлическим экскаватором, механической лопатой или фронтальным погрузчиком (рисунок 1) непосредственно в приемный бункер дробилки.

Транспортирование раздробленной горной массы на склад или на стационарный или полустационарный дробильно-сортировочный завод осуществляется при помощи автосамосвалов. Данная схема может обеспечивать производительность предприятия более 1 млн.т/год.

При использовании в качестве погрузочного механизма гидравлического экскаватора, количество передвижек мобильного комплекса дробления увеличивается, в отличие от схемы с использованием колесного погрузчика, но точность и равномерность загрузки в таком случае выше.

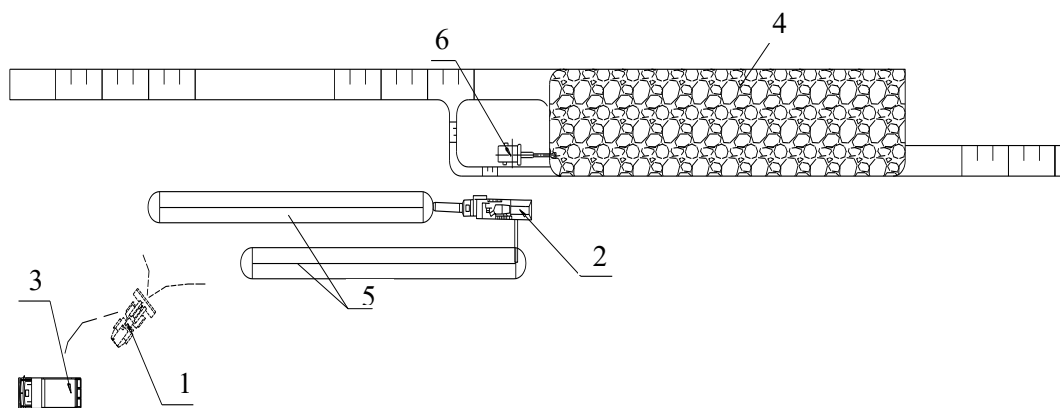


1 – погрузчик; 2 – мобильный дробильный комплекс (МДК); 3 – автосамосвал;
4 – разрыхленный массив; 5 – конвейер

Рисунок 1 – Схема разработки горных пород с торцовым расположением МДК при применении в качестве выемочно-погрузочного оборудования фронтального погрузчика

При использовании в качестве погрузочного механизма колесного погрузчика (рисунок 1), шаг передвижки дробильного агрегата определяется целесообразным расстоянием доставки породы из забоя.

Для возможности обрабатывать уступы большей высоты, а также для обеспечения машинисту экскаватора видимости зева приемного бункера дробильного агрегата, экскаватор может устанавливаться на кровле подступа при условии соблюдения необходимых мер безопасности ведения выемочно-погрузочных работ в забое. Высота подступа выбирается, исходя из кинематической схемы работы экскаватора в забое и габаритных параметров приемного бункера самоходного агрегата и погрузочного механизма (рисунок 2).



1 – погрузчик; 2 – МДК; 3 – автосамосвал; 4 – разрыхленный массив;
5 – конвейер; 6 – экскаватор

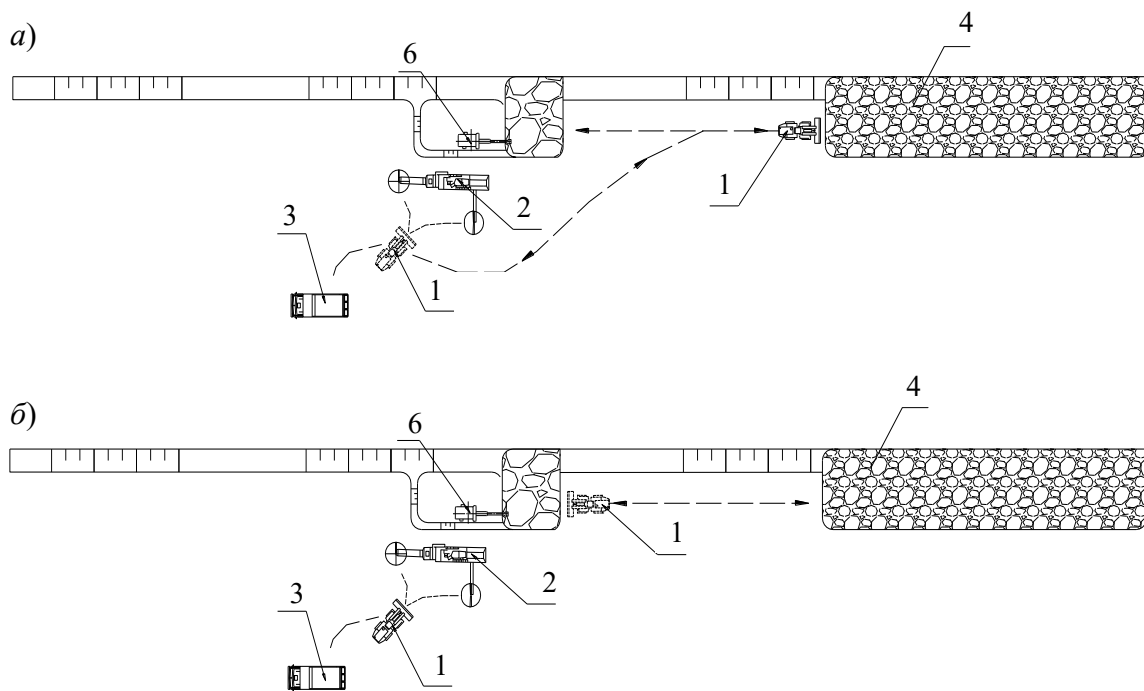
Рисунок 2 – Схема разработки горных пород с торцовым расположением МДК при загрузке дробильного агрегата с кровли подступа гидравлическим экскаватором

Для сокращения количества передвижек мобильного дробильно-сортировочного комплекса и сокращения связанных с этим затрат, целесообразно использовать в качестве добычного и погрузочного механизма (погрузка промежуточного продукта в автотранспорт) колесный погрузчик, который будет осуществлять выемку горной массы из разрыхленного массива, а также производить загрузку транспортных сосудов горной породой, которая уже была отсортирована (рисунок 3а).

Для того чтобы не допустить простоев мобильного дробильно-сортировочного комплекса и транспортных средств, погрузчик должен обладать значительной производительностью, а если это невозможно, то в технологическую схему добавляется еще один погрузчик для погрузки промежуточного продукта в автосамосвалы (рисунок 3б).

При таком построении технологической схемы погрузчик может одновременно обслуживать несколько горизонтов при соразмерной увязке оборудования, занятого в карьере. В технологической схеме, при которой колесный погрузчик доставляет в забой экскаватора раздробленную взрывом горную массу, тем самым, обеспечивая отработку блока и меньшее количество передвижек комплекса экскаватор – мобильный дробильно-сортировочный агрегат, длина добычного фронта ограничена рациональной длиной транспортирования взорванной горной массы погрузчиком в забой экскаватора.

Для значительного увеличения длины добычного фронта и сокращения количества передвижек комплекса экскаватор – мобильный дробильно-сортировочный агрегат, экскаватор начинает отрабатывать взорванный блок с его середины, а при помощи погрузчиков с обеих сторон отрабатываемого блока взорванная горная масса доставляется в забой экскаватора (рисунок 4). Так же для обеспечения буферного складирования промежуточного продукта и отсева дробления можно использовать различного рода телескопические конвейеры и стакеры (рисунок 5).

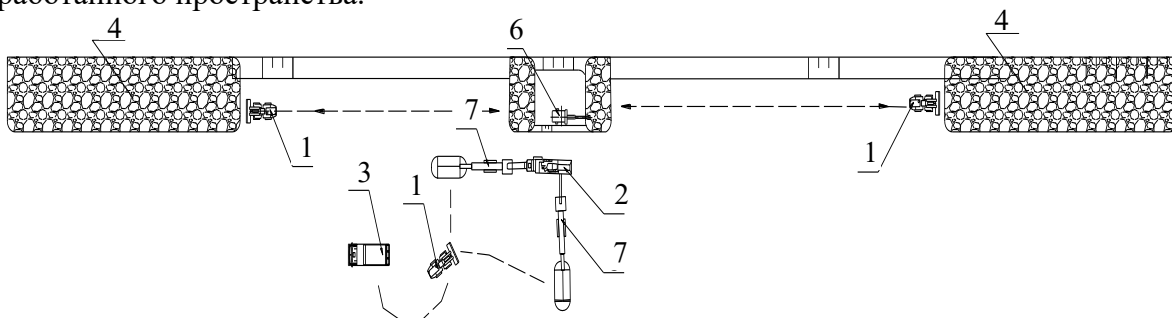


1 – погрузчик; 2 – МДК; 3 – автосамосвал; 4 – разрыхленный массив; 6 – экскаватор

Рисунок 3 – Схема разработки горных пород с торцовым расположением (МДК) при использовании экскаватора в качестве погрузочно-механического агрегата и погрузчика в качестве добычного механизма

Увеличения длины добычного фронта и сокращения количества передвижек комплекса можно достичь, используя в качестве выемочно-погрузочного механизма фронтальный погрузчик, который, как и в схеме, приведенной на рисунке 4, будет проводить отработку блока от центра к флангам и проводить погрузку горной массы в приемный бункер МДК, рисунок 5. Применение в качестве добычного и погрузочного оборудования колесного погрузчика накладывает некоторые ограничения по высоте обрабатываемых уступов. В случае превышения высоты развала взорванной горной массы допустимой, рекомендуется использовать технологическую схему с понижением высоты развала при помощи бульдозера (рисунок 6).

Располагаясь на кровле обрабатываемого уступа, бульдозер расширяет заходку путем перемещения горной массы из верхней части уступа или развала в сторону выработанного пространства.



1 – погрузчик; 2 – МДК; 3 – автосамосвал; 4 – разрыхленный массив;
6 – экскаватор; 7 – телескопический конвейер (стакер)

Рисунок 4 – Схема разработки скальных пород с центральным расположением комплекса экскаватор – мобильный дробильно-сортировочный агрегат

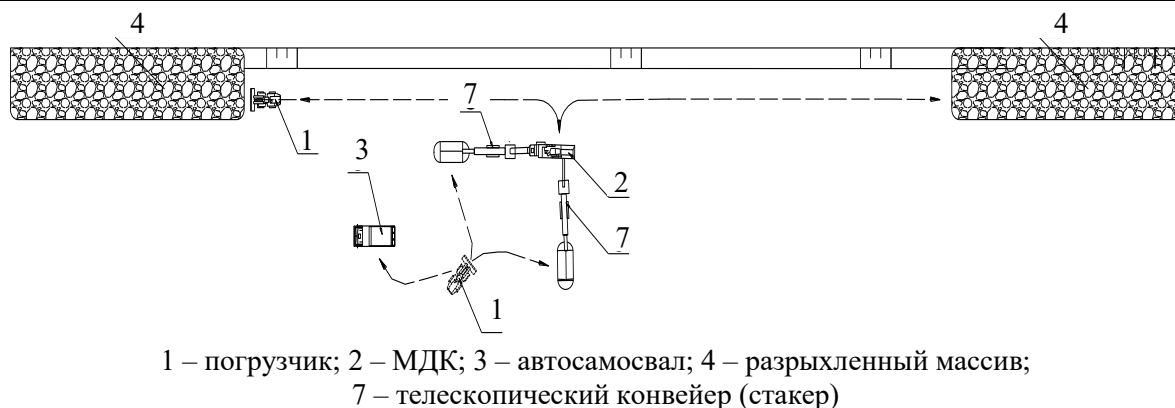


Рисунок 5 – Схема разработки скальных пород с центральным расположением комплекса экскаватор – мобильный дробильно-сортировочный агрегат

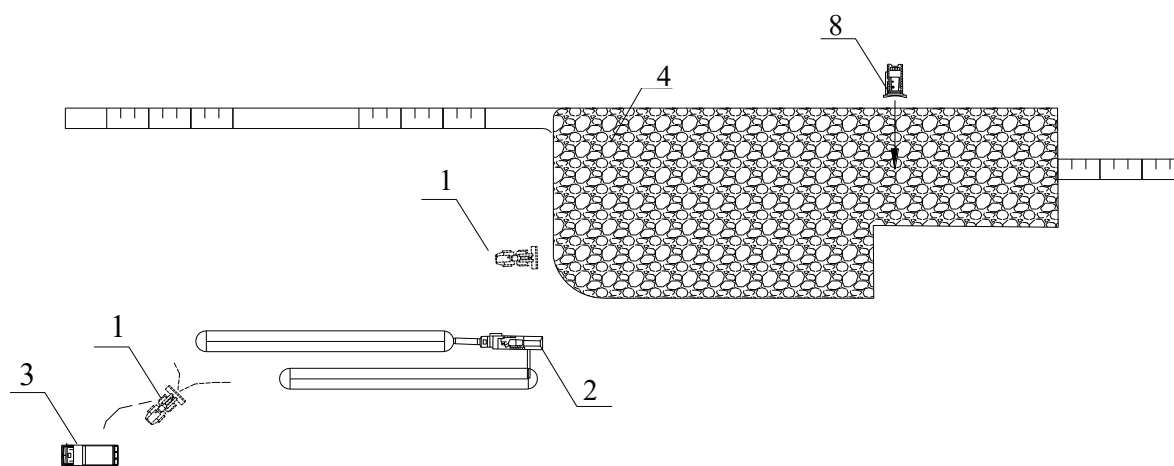
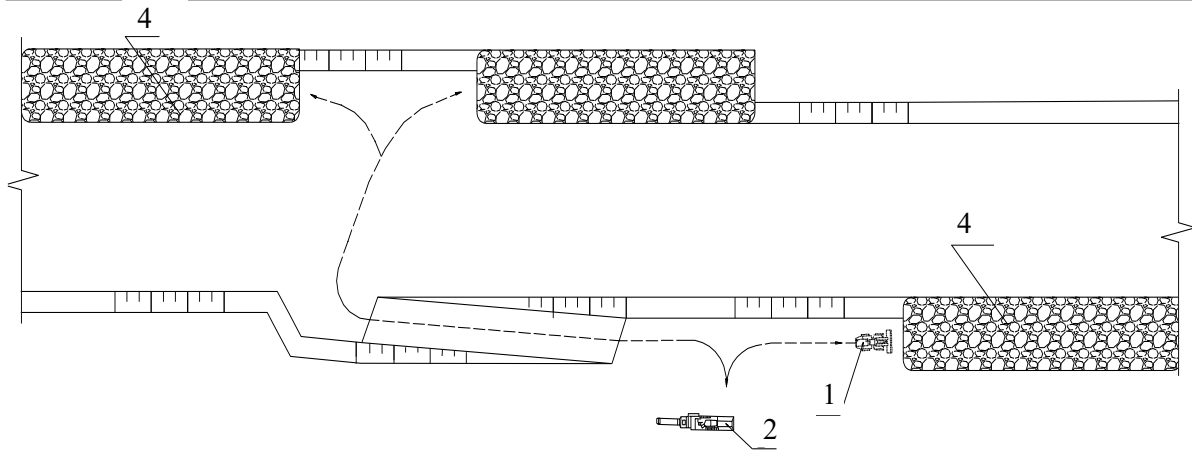


Рисунок 6 – Схема разработки горных пород с торцовым расположением (МДК) при использовании погрузчика в качестве погрузочного механизма и понижением высоты развала при помощи бульдозера

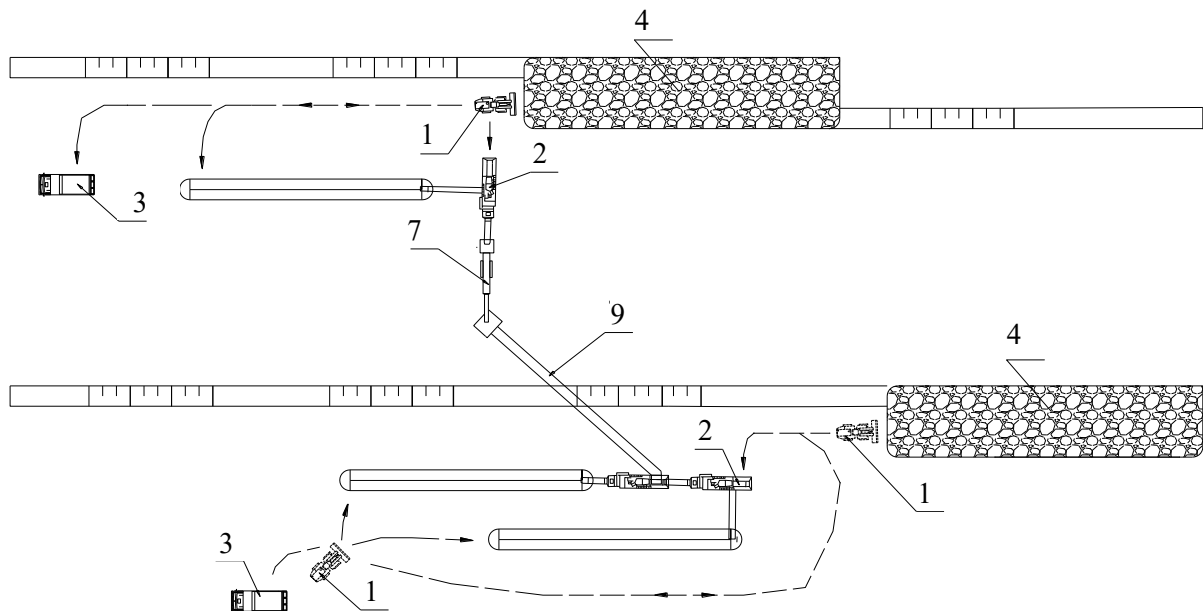
При высоте уступа до 5 м для увеличения производительности и сокращения числа передвижек дробильного комплекса, целесообразно использовать схему отработки смежных уступов одним колесным погрузчиком, при этом на верхнем уступе отработку следует вести от центра обрабатываемого блока, а на нижнем вести одностороннюю отработку блока, как это показано на рисунке 7.

Для производства качественного кубовидного щебня существует необходимость в постоянной равномерной загрузке и распределении пород после первой стадии дробления в питающем бункере МДК второй и третьей стадии дробления. Использование более производительного МДК второй или второй и третьей стадии дробления, находящихся на нижнем горизонте, с возможностью догрузки его посредством межуступного и ленточного мобильных конвейеров, в которые раздробленная горная масса поступает с вышележащего уступа после дробильного агрегата первой или второй стадии, при одновременной отработке 2-х смежных горизонтов, позволяет получить больший выход щебня мелких фракций с увеличением степени кубовидности (рисунок 8).



1 – погрузчик; 2 – МДК; 4 – разрыхленный массив

Рисунок 7 – Схема разработки скальных пород с параллельной обработкой забоев на смежных уступах одним погрузчиком



1 – погрузчик; 2 – МДК; 3 – автосамосвал; 4 – разрыхленный массив; 7 – телескопический конвейер (стакер); 9 – конвейер передвигной ленточный межступный

Рисунок 8 – Схема разработки горных пород с торцевым расположением МДК при использовании погрузчика в качестве выемочно-погрузочного оборудования и догрузки дробилки на смежном уступе

Производительность горнодобывающих предприятий, использующих при добыче полезного ископаемого мобильные дробильно-сортировочные агрегаты, напрямую зависит от их сменной производительности, которая в свою очередь зависит от количества передвижек комплекса. Сменную производительность мобильного дробильно-сортировочного агрегата можно определить по формуле (1):

$$Q_{см} = Q_3 T_{см} \left(1 - \frac{t_{пер} Q_3}{A_{зах} h_y L_с} \right), \quad (1)$$

где Q_3 – эксплуатационная производительность мобильного дробильно-сортировочного агрегата, м³/ч;

$T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, ч;

$t_{пер}$ – время, затрачиваемое на одну перестановку комплекса, ч;

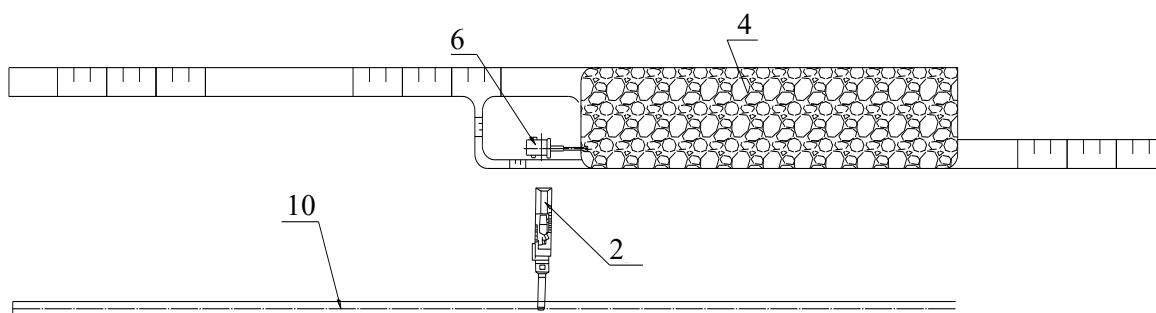
$A_{зах}$ – ширина обрабатываемой заходки, м;

h_y – высота обрабатываемого уступа, м;

L_6 – длина экскаваторного блока, обрабатываемого за одну установку комплекса, м.

Уменьшение количества передвижек МДК можно достигнуть благодаря увеличению ширины заходки экскаватора и увеличению высоты обрабатываемого уступа, для чего его разбивают по высоте на подступы и осуществляют выемку горных пород одновременно верхним и нижним черпанием. Увеличение ширины выемочной заходки возможно осуществить путем размещения МДК в центре заходки, вокруг которого экскаватор или погрузчик осуществляет выемку горной породы из массива или развала с последующей загрузкой приемного устройства агрегата.

При построении технологических схем обработки месторождений НСМ с использованием МДК по циклично-поточной технологии при погрузке в бункер мобильной дробилки используется колесный погрузчик или экскаватор типа прямая или обратная лопата, а транспортировка дробленой горной массы происходит посредством забойного конвейера вдоль добычного уступа, затем передаточными конвейерами на поверхность к дробильно-сортировочному заводу или к наклонному стационарному конвейеру для транспортирования горной массы на поверхность (рисунок 9).



2 – мобильный дробильный агрегат; 4 – разрыхленный массив;
6 – экскаватор; 10 – конвейер ленточный передаточный

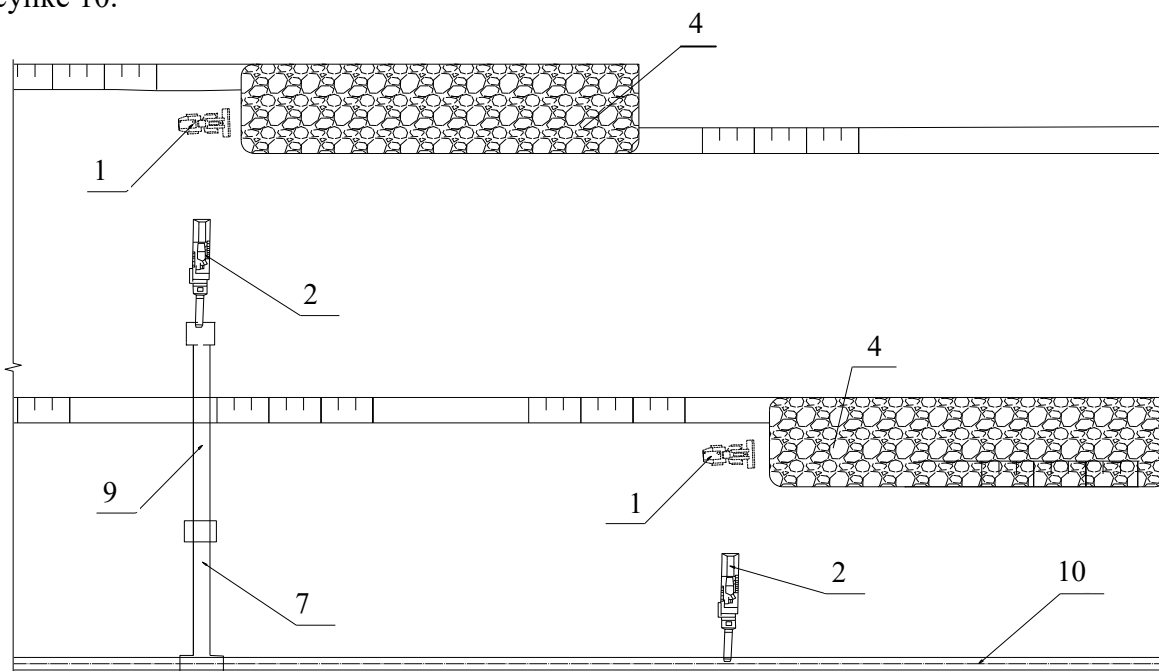
Рисунок 9 – Схема разработки горных пород с торцовым расположением МДК при применении в качестве выемочно-погрузочного оборудования одноковшового экскаватора при конвейерном транспорте

Технологические схемы обработки в циклично-поточном исполнении обеспечивают эффективное вскрытие добычных горизонтов за счет использования наклонных конвейеров, а из технологической цепочки исключается автомобильный транспорт и какие-либо перегрузочные пункты. При применении комплекса с МДК наиболее целесообразна обработка уступов продольными заходками. При этом способе возможна обработка уступов узкими (на одну экскаваторную заходку) и широкими (до двух-трех заходок) полосами с одного положения забойного конвейера. Расстояние по подошве от взрываемого блока до конвейерного става должно быть не менее 50-60 м, и шаг передвижки равен ширине заходки по целику (ширине взрываемого

блока породы). Применение в качестве выемочно-погрузочного механизма колесного погрузчика накладывает некоторое ограничение на параметры уступов, высота которых в среднем не должна превышать 6 м. В этом случае необходимо применение схем с понижением развала взорванных пород бульдозером. С другой стороны, применяя колесный погрузчик, можно сократить количество передвижек мобильного дробильного комплекса. Шаг передвижки дробильного агрегата определяется целесообразным расстоянием доставки горной породы из забоя одноковшовым погрузчиком.

Для сокращения числа передвижек забойного конвейера в технологическую схему добавляются телескопические мобильные конвейеры или мобильные ленточные и межуступные конвейеры, при достаточной длине которых можно отнести место установки передаточного конвейера на безопасное расстояние при проведении взрывного рыхления горной массы. Обеспечение безопасного расстояния установки мобильных конвейеров позволит сократить затраты на перестановку конвейерного става.

Технологическая схема отработки месторождения НСМ по циклично-поточной технологии с использованием МДА, межуступного и одного забойного конвейера с одновременным ведением добычных работ на 2-х горизонтах представлена на рисунке 10.

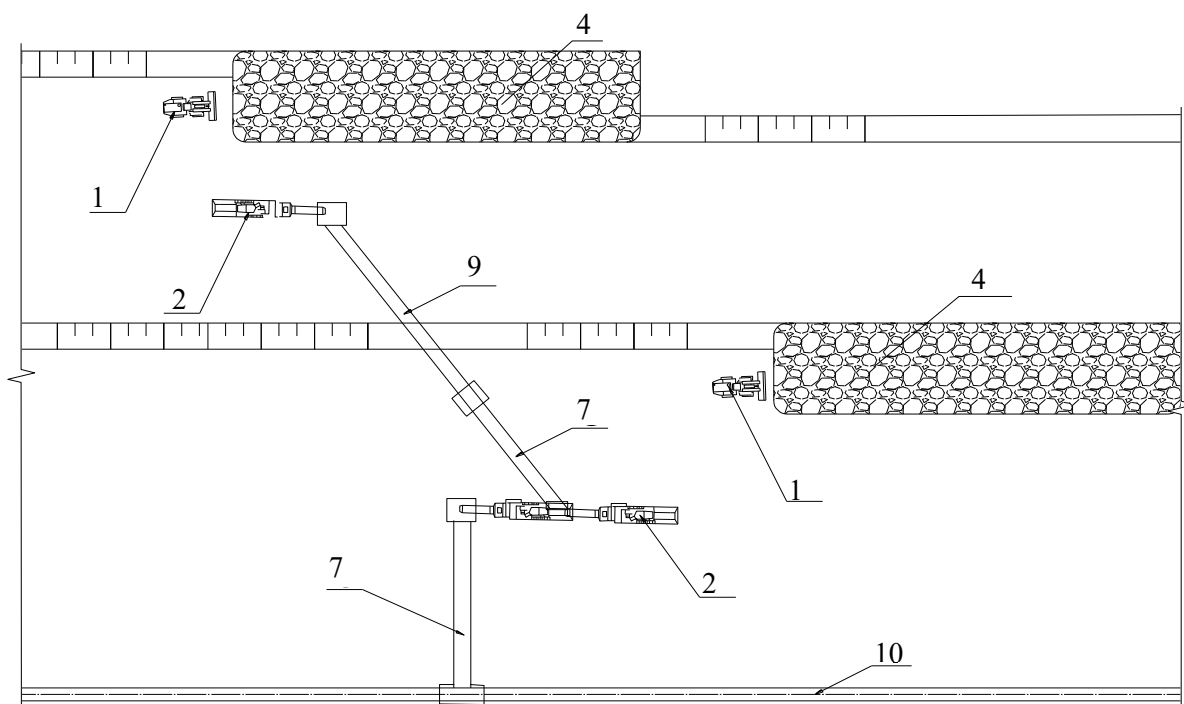


1 – погрузчик; 2 – МДК; 4 – разрыхленный массив;
7 – конвейер передвижной ленточный (или мобильный телескопический);
9 – конвейер передвижной ленточный межуступный; 10 – конвейер ленточный передаточный

Рисунок 10 – Схема отработки уступа продольными заходками комплексом при боковом расположении забойного конвейера и наличии самоходного межуступного конвейера-перегрузжателя с одновременным ведением добычных работ на двух горизонтах

Промежуточные телескопические мобильные конвейеры или мобильные ленточные и межуступные конвейеры могут использоваться для уменьшения числа передвижек забойного конвейера как на верхнем, так и на нижнем уступе. Так же в технологических схемах могут участвовать как МДК только первой стадии дробления, так и МДК для дробления в несколько стадий. Для производства качественного кубовидного щебня существует необходимость в постоянной равномерной загрузке и рас-

пределении раздробленных пород после первой стадии дробления в питающем бункере МДК второй и третьей стадий дробления. Использование более производительного МДК второй или второй и третьей стадий дробления, находящихся на нижнем горизонте, с возможностью догрузки его посредством межступенного перегружателя, в который раздробленная горная масса поступает с вышележащего уступа после дробильного агрегата первой стадии, при одновременной отработке 2-х горизонтов, позволяет получить более высокий выход щебня мелких фракций с увеличением степени кубовидности (рисунок 11).



1 – погрузчик; 2 – МДК; 4 – разрыхленный массив;
7 – конвейер передвигной ленточный (или мобильный телескопический);
9 – конвейер передвигной ленточный межступенный; 10 – конвейер ленточный передаточный
Рисунок 11 – Схема отработки уступа продольными заходками комплексом при боковом расположении забойного конвейера и наличии самоходного межступенного конвейера-перегрузателя с одновременным ведением добычных работ на двух горизонтах и догрузкой дробилки на смежном уступе

Заключение

1. Выбор вида механизации для карьеров НСМ по производству щебня определяется крепостью разрабатываемых пород, системой разработки, производительностью карьера и степенью соответствия вида механизации поточности производства, совмещения и независимости технологических процессов.

2. На выбор оборудования при формировании структуры комплексной механизации производства горных работ на карьерах НСМ влияют природные факторы – крепость горных пород, размеры и условия залегания полезного ископаемого, топография поверхности карьерного поля, климатические условия района; технологические факторы – производственная мощность карьера, режим горных работ, соответствующий принятому оборудованию, структуры комплексной механизации; экономи-

ческие факторы – капитальные затраты на приобретение, доставку и монтаж оборудования и расходы на его эксплуатацию.

3. Эффективность применения технологических схем с МДК, уровень использования оборудования, производительность всей системы зависят от комплектности всех участвующих в технологическом процессе машин и механизмов. В типовой схеме отдельные машины и механизмы по производительности и параметрам должны быть строго увязаны, наиболее полно удовлетворять требованиям производственного процесса и обеспечить высокие показатели их использования.

4. При отработке месторождений НСМ с использованием МДК для достижения производительности более 2 млн.т/год и глубине карьера более 70 м, целесообразно использовать технологические схемы, основанные на циклично-поточной технологии.

5. Производительность карьера менее 2 млн.т/год при небольшой глубине карьера (менее 50-70 м) могут обеспечить технологические схемы отработки месторождений нерудных строительных материалов с использованием МДК, основанные на циклической технологии.

6. Повышение эффективности отработки месторождений НСМ с использованием МДК обеспечивают технологические схемы, основанные на циклической технологии, с применением фронтальных колесных погрузчиков и межступенных, мобильных телескопических конвейеров для равномерной загрузки вторичных и последующих стадий дробления на смежном уступе.

7. При отработке месторождений НСМ производительность карьера и эксплуатационные затраты при использовании МДА зависят от частоты передвижек МДК.

Список использованных источников

1. **Лигоцкий, Д.Н.** Технология разработки месторождений строительных материалов / Д.Н. Лигоцкий, С.И. Фомин. – СПб.: СПбГУ, 2011. – 91 с.

Fomin S.I., Marinin M.A., Shevelev V.A.

Opencast mining plans using mobile crushing complexes

The article presented opencast mining plans for deposits of nonmetallic construction materials mined out with application of the mobile crushing complexes.

Поступила в редакцию 08.01.2013 г.

УДК 622.7.017.2

ПРОГНОЗНАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ОБОГАТИМОСТИ КАЛИЙНОЙ РУДЫ НОВЫХ УЧАСТКОВ СТАРОБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Турко М.Р., Миськов Е.М., Журавская А.М. (ОАО «Белгорхимпром», г. Солигорск, Беларусь), Дормешкин О.Б. (УО «Белорусский государственный технологический университет», г. Минск, Беларусь), Любущенко А.Д., Башкардина Е.А. (ОАО «Беларуськалий», г. Солигорск, Беларусь)

Проведен комплекс исследований по изучению обогатимости калийных руд новых участков Старобинского месторождения (Березовского, Нежинского, Дарасинского) в части изучения минералогического и гранулометрического состава руды, исследования фракционного анализа руд, флотации сильвина из этих руд. Выполнена прогнозная технологическая оценка основных ожидаемых показателей обогащения сильвинитов новых участков.

Введение

Разработка и усовершенствование технологического процесса переработки калийсодержащих руд с достижением высоких качественно-количественных и технико-экономических показателей на фоне изменения сырьевой базы возможны только на основе получения достоверной информации о перерабатываемом сырье. Для определения прогнозных технологических показателей обогащения минерального сырья необходимо изучение способностей полезного минерала отделяться от сопутствующих минералов и вредных примесей, включающее определение степени раскрытия зерен полезного компонента, их вкрапленности в рудное тело, а также исследования по флотации [1] и другим процессам обогащения.

Минерально-сырьевая база калийной промышленности Беларуси представлена разнообразными рудами, в основном среднеобогатимыми. Причем при относительно простом минеральном составе (сильвин, галит, галопелиты), сильвиниты характеризуются значительным разнообразием структур и текстур, изучение которых представляет большой практический интерес с точки зрения их переработки.

Экспериментальные исследования

В связи с изучением сильвинитовой руды новых участков Старобинского месторождения, необходимым для поддержания и развития рудной базы ОАО «Беларуськалий», проведено исследование возможности флотационного обогащения руды Березовского, Нежинского и Дарасинского участков с прогнозированием ожидаемых технологических показателей.

Теоретические исследования и практика флотационного обогащения сильвинитовых руд Старобинского месторождения показали, что эффективность процесса флотации зависит от множества факторов. Главными из них являются: массовая доля полезного компонента в руде и наличие в ней вредных примесей; распределение сильвина, галита, примесей по классам крупности руды; степень раскрытия зерен ценного компонента и структура вкрапленности основных составляющих минералов.

Руды калийных залежей Нежинского участка, прилегающие к шахтному полю Четвертого рудоуправления, по составу отличаются более высокой массовой долей хлористого калия в сравнении с рудами действующих шахтных полей (таблица 1) и, в

основном, невысоким содержанием нерастворимого остатка (Н.О.), за исключением руды сильвинитового слоя 4 Третьего калийного горизонта (содержание Н.О. – 11,29 %). Минералогические исследования сильвинитов Первого, Второго и Третьего калийных горизонтов на площади детальной разведки участка показали, что они залегают на доступной глубине и обладают качеством руды, отвечающим требованиям кондиций (содержание хлористого калия, хлористого магния, Н.О.). Данные руды могут быть отнесены к одному технологическому типу – хлоридному. По основным кондиционным параметрам по Третьему калийному горизонту выделено два продуктивных пласта: нижний, включающий слой 2 и 3 и слой промежуточной каменной соли (2-3) и верхний – 4 слой.

Таблица 1 – Результаты химического анализа руды новых участков Старобинского месторождения

Участок	Горизонт	Химический анализ, %	
		КС1	Н.О.
Березовский	III	24,41	3,20
Нежинский	I	30,70	8,41
	II	26,30	1,35
	III Слой 2-3	32,42	4,24
	III Слой 4	34,90	11,29
Дарасинский блок	III	26,45	7,46
	IV	24,36	6,17

Для Третьего калийного горизонта Дарасинского блока (Западная площадь Северного участка Старобинского месторождения) оценочными кондиционными параметрами было выделено два продуктивных пласта: нижний, включающий слои 2 и 3 и промежуточный слой каменной соли (2-3), и верхний – 4 слой. Руда Четвертого калийного горизонта включает сильвинит продуктивных слоев 6, 7, 8 и промежуточного слоя каменной соли 7-8.

С июля 2012 года в целях поддержания мощностей Первого рудоуправления идет вовлечение в переработку запасов Третьего калийного горизонта Березовского участка, расположенного в южной части Четвертого шахтного поля.

Исследование гранулометрического состава руд новых участков при их дроблении до флотационной крупности (-1,25, -1,0 мм) показало, что характер распределения хлористого калия и Н.О. по классам крупности в основном такой же, как и для руд действующих шахтных полей: представительной фракцией для обогащения является фракция руды -0,8+0,5 (0,25) мм. Нерастворимый остаток концентрируется в крупных классах (карбонатно-ангидритная часть) и в мелких классах (<0,25 мм) – глинистые минералы [2].

Образование тонкодисперсного солевого и глинистого шлама при измельчении руды до флотационной крупности оказывает отрицательное влияние на флотационный процесс разделения минералов, так как из-за своей высокой удельной поверхности они адсорбируют значительное количество дорогостоящих флотореагентов; на эффективность последующих вспомогательных операций; на потери полезного компонента с отходами производства. Максимально высоким выходом тонкого класса -0,25 (0,2) мм характеризуется руда Четвертого горизонта Дарасинского блока (39,84 %). Минимальный выход данного класса (19,82 %) характерен для руды Второго горизонта Нежинского участка (таблица 2).

Таблица 2 – Результаты разделения руд новых участков Старобинского месторождения по классу +0,25(0,2) мм в тяжелых жидкостях при дроблении их до флотационной крупности

Участок	Горизонт	Концентратная фракция < 2000 (2030) кг/м ³				Промежуточная фракция 2000 (2030) – 2150 кг/м ³				Отвальная фракция > 2150 кг/м ³				Класс – 0,25(0,2) мм							
		Выход от руды, %	Массовая доля, %	Извлечение, %	КС1	Н.О.	КС1	Н.О.	КС1	Н.О.	КС1	Н.О.	КС1	Н.О.	КС1	Н.О.	КС1	Н.О.	КС1	Н.О.	
Безовский	III	12,36	96,69	0,16	47,95	0,61	17,01	33,38	0,35	22,83	1,87	44,61	1,21	0,54	2,18	7,50	26,02	25,82	10,45	27,04	90,02
Нежинский	I	17,69	95,15	0,14	54,59	0,32	21,99	33,61	0,53	23,95	1,47	34,47	2,09	6,33	2,33	27,45	25,84	22,88	23,34	19,14	70,76
	II	15,80	96,76	0,21	59,86	2,51	20,95	20,25	0,90	19,55	7,40	43,43	1,63	0,70	2,77	22,61	19,82	23,37	5,17	17,81	67,48
	III Слой 2-3	22,41	94,93	0,23	67,27	1,07	16,07	23,99	0,45	12,18	1,53	37,30	1,44	0,66	1,70	5,21	24,23	24,89	17,60	18,85	92,20
Дарвинский блок	III Слой 4	18,07	97,31	0,60	51,12	1,02	21,44	41,32	0,99	27,86	1,59	27,20	1,17	1,50	0,92	3,67	33,30	20,82	33,04	20,09	93,72
	III	13,85	96,50	0,09	49,86	0,18	19,82	30,15	0,44	22,31	1,25	35,46	1,02	2,30	1,35	11,80	30,87	23,02	20,42	26,49	86,77
	IV	16,10	95,05	0,20	61,25	0,50	9,70	29,62	0,52	11,49	0,80	34,37	1,23	3,75	1,68	20,40	39,84	15,84	11,95	25,58	78,29

Анализ этих показателей очень важен при оценке обогатимости руды, раздробленной до флотационной крупности, и, несомненно, данные величины необходимо учитывать при подготовке руды к флотации в процессе обесшламливания.

По результатам исследований шлифов руд под микроскопом и по результатам проведенного фракционного анализа в тяжелых жидкостях руд, раздробленных до крупности -10,0; -5,0; -3,0 мм, было определено, что руда Нежинского участка содержит большое количество агломерированных сильвиновых зерен крупнее -3,0 и -5,0 мм.

Таблица 3 – Показатели концентратной фракции ($< 2030 \text{ кг/м}^3$), полученные при фракционном анализе руды новых участков Старобинского месторождения, дробленной до флотационной крупности -1,25 (1,0) мм

Участок	Горизонт	Крупность дробления, мм	Выход концентратной фракции с массовой долей КС1 не менее 95 %	Извлечение КС1 в концентратную фракцию, с массовой долей КС1 не менее 95 %	Степень раскрытия сильвина (по фракции $< 2000 \text{ кг/м}^3$), %
Березовский	III	-1,0	14,28	54,61	67,75
Нежинский	I	-1,25	17,58	54,07	61,02
	II	-1,25	17,40	63,55	75,37
	III Слой 2-3	-1,25	22,35	67,00	74,64
	III Слой 4	-1,25	22,14	60,97	64,73
Дарасинский блок	III	-1,25	15,76	55,80	69,10
	IV	-1,0	15,94	61,38	74,86

Фракционирование рудного материала в тяжелых жидкостях [3] также показало, что при дроблении до флотационной крупности -1,25 (1,0) мм для большинства изученных руд возможно получение из крупнозернистой части руды +0,2 (0,25) мм отвальных хвостов с низким значением в них массовой доли КС1 (1,02-1,63 %), кроме руды Первого горизонта Нежинского участка (2,09 %).

Максимальное извлечение КС1 в концентратную фракцию (менее 2030 кг/м^3) получено для руды слоя 2-3 Третьего горизонта Нежинского участка (67,27 %), минимальное (47,95 %) – для руды Третьего горизонта Березовского участка.

Степень раскрытия зерен сильвина (фракция $< 2000 \text{ кг/м}^3$) для всех руд достаточно высокая: максимальное значение получено для руды Второго горизонта Нежинского участка – 75,37 %; минимальное значение – для руды Первого горизонта этого же участка – 61,02 % (таблица 3).

Исследования флотационной активности сильвина, входящего в состав руды новых участков Старобинского месторождения, показали возможность получения концентратов после трех перемешиваний с массовой долей КС1 выше 90 % (по твердому веществу) и невысокой массовой долей Н.О. Максимальное извлечение КС1 в концентрат получено для руды Первого горизонта Нежинского участка – 88,5 %, минимальное – для руды 4-го слоя Третьего горизонта этого же участка – 84,5 % (таблица 4). Хвосты флотации, кроме хвостов, выделенных из руды четвертого слоя Третьего горизонта Нежинского участка, получены с очень низкой массовой долей КС1 (около 1 %).

Таблица 4 – Прогнозируемые показатели при обогащении сильвинитовых руд новых участков Старобинского месторождения (по результатам флотационных исследований)

Горизонт	Концентрат перецисток		Извлечение КС1, %	Хвосты флотации		Примечание
	Выход, %	Массовая доля КС1, %		Массовая доля КС1, %		
Березовский участок						
III	23,34	91,5	87,5	1,45		-
Смесь руд: I горизонт I РУ – 21 % III горизонт I РУ – 58 % Березовский участок – 21 %	27,03	91,0	86,4	1,35		-
Нежинский участок						
I	28,72	95,40	88,5	1,35		сильвинитовые слои 3, 4, 5 совместно со слоями каменной соли (3-4 и 4-5)
II	24,9	91,5	86,5	1,35		сильвинитовые слои 1 и 2 совместно со слоем каменной соли (1-2)
III	31,3	91,0	86,5	1,35		сильвинитовые слои 2, 3 совместно со слоем каменной соли (2-3)
	31,96	90,8	84,5	2,0		сильвинитовый слой 4 с массовой долей Н.О. более 10 %
Западная площадь Северного участка (Дарасинский блок)						
III	25,42	90,0	86,5	1,26		общая технологическая проба (с учетом разубоживания руды при добыче)
	32,64	90,5	85,5	1,26		4-ый сильвинитовый слой
	32,18	91,0	86,5	1,26		продуктивный пласт 2-3 при валовой отработке
	25,44	91,5	87,5	1,26		сильвинитовые слои 6, 7, 8 и промежуточный слой каменной соли 7-8
IV	23,2	90,8	86,5	1,26		общая технологическая проба (с учетом разубоживания руды при добыче)

В целом, потери КС1 с отходами (хвосты флотации и шламовый продукт) невысокие, исключение составляет сильвинит 4-го слоя Третьего горизонта Нежинского участка, в котором высокая массовая доля Н.О. в руде обуславливает высокий выход шламового продукта и, соответственно, высокие потери КС1 с этим продуктом.

Заключение

Технологическая оценка обогатимости исследуемых руд, проведенная на основании результатов разделения солевых минералов в тяжелых жидкостях и флотационных исследований, позволяет утверждать о возможности переработки руд новых участков Старобинского месторождения флотационным способом отдельно по горизонтам или в смеси с рудами других горизонтов этих участков, или с рудами различных горизонтов эксплуатируемых рудников с получением технологических показателей не ниже достигнутых в настоящее время на обогатительных фабриках ОАО «Беларуськалий».

Список использованных источников

1. **Богданов, О.С.** Справочник по обогащению руд. В 3-х т. Том 2 / О.С. Богданов; – М.: Недра, 1974. – 452 с.
2. Провести исследования и систематизировать данные по обогатимости сильвинитовых руд: отчет о НИР (заключ.) / ОАО «Белгорхимпром»; рук. темы М.Р. Турко. – Минск, 2011. – 196 с.
3. **Митрофанов, С.И.** Исследование полезных ископаемых на обогатимость / Л.А. Барский, В.Д. Самыгин; под ред. С.И. Митрофанова. – М.: Недра, 1974. – 352 с.

Turko M.R., Miskov E.M., Zhuravskaya A.M., Dormeshkin O.B., Lyubushchenko A.D., Bashkardina E.A.

Predictive technological estimation of potassium ore dressability at the new areas of Starobin deposit

Conducted complex of researches on studying potassium ore dressability of new sections of Starobin deposit (Berezovsky, Nezhinsky, Darasinsky) regarding studying mineralogical and grain-size composition of ore, research of their fractional analysis, and as well as sylvine flotation from these ores. The predictive technological estimation of the basic expected indexes of sylvinite dressability at the new areas was carried out.

Поступила в редакцию 17.01.2013 г.

УДК 622.25:536

РЕКОМЕНДАЦИИ ПО НОРМАЛИЗАЦИИ АТМОСФЕРЫ КАЛИЙНЫХ РУДНИКОВ

Белоусов В.И., Шваб Р.Г., Батяновский А.Л. (ОАО «Белгорхимпром», г. Минск, Беларусь)

В статье представлены основные известные и разработанные авторами мероприятия по управлению микроклиматом в калийных рудниках.

Введение

Необходимость и выбор мероприятий по нормализации микроклимата в проектируемом руднике определяются предварительным термовлажностным прогнозом [1].

Из всех атмосферных параметров наиболее неблагоприятное воздействие на организм человека оказывают повышенные температуры воздуха. Поэтому основное внимание в статье уделено охлаждению воздуха и созданию его температуры в рудниках в соответствии с нормативами [2, 3].

Предлагаемые рекомендации основаны на использовании различных способов и средств и включают как горнотехнические, так и теплотехнические мероприятия соответственно без искусственного и с искусственным охлаждением воздуха [4, 5].

Эффективная борьба с высокими температурами рудничного воздуха в большинстве случаев возможна только при комплексном подходе к решению данной проблемы. Так, при высоких температурах атмосферного воздуха в районе расположения горнодобывающего предприятия, большом геотермическом градиенте пород месторождения, значительной глубине рудника и интенсивной добыче полезного ископаемого эффективная схема охлаждения воздуха должна включать подготовку воздуха на поверхности, горнотехнические мероприятия на рабочем горизонте и искусственное охлаждение воздуха перед рабочими местами.

Окончательный выбор мероприятий по созданию нормативного рудничного микроклимата определяется технологической и экономической оценками.

Подготовка воздуха на поверхности

Камеры служебного назначения, размещенные в околоствольном дворе рабочего горизонта, должны проветриваться свежим воздухом с начальной температурой не выше +26,0 °С. Поэтому при высоких температурах подаваемого в рудник атмосферного воздуха его в ряде случаев следует охлаждать еще на поверхности.

Примерно около 90 % поступающего в воздухоподающий ствол воздуха подается по калориферному каналу, а ~10 % в виде внешних подсосов – через устье ствола в надшахтном здании. Охлаждению подвергается воздух, проходящий через калориферный канал.

К мероприятиям и техническим средствам по подготовке воздуха на поверхности относятся:

1. Наиболее известные в СНГ стационарные холодильные установки централизованной подготовки воздуха на поверхности типа МФ-700, ХТМ-2-1-400, ШХТМ-1300 [6], имеющие соответственно: холодопроизводительность 815-15130 кВт, массу 10-78 т, расход воды для охлаждения конденсата хладагента – фреона 120-157 м³/ч и более, потребляемую мощность 250-1480 кВт. Охлаждение воздуха в таких холодильных установках весьма дорого. Так, по данным [7] капитальные затраты составляют

1,22-1,53 млн. евро на 1 МВт эффективной мощности, а эксплуатационные – 0,51-0,76 млн. евро/год на 1 МВт.

2. Обработка воздуха в калориферном канале тонкодиспергированной теплой водой с ее испарением. Испарение воды происходит, когда парциальное давление насыщенного водяного пара P_n у поверхности капель воды больше парциального давления P содержащихся в воздухе водяных паров, т.е. при $P_n > P$. Процесс испарения воды сопровождается затратами тепла на фазовый переход – парообразование. При этом температура воздуха t снижается, а влагосодержание d и относительная влажность φ увеличиваются. Энтальпия J постоянна. Искусственное насыщение воздуха водяными парами практически может быть в пределе до $\varphi = 90 - 95 \%$.

С целью увеличения P_n вода на испарение подается с температурой $\geq 40 - 50 \text{ }^\circ\text{C}$. Ее естественный подогрев осуществляется в специальной металлической емкости объемом $\sim 30-40 \text{ м}^3$, расположенной на солнечной стороне на поверхности и выкрашенной в черный цвет.

Вода распыляется пневматическими форсунками при давлении 0,5-0,6 МПа или механическими центробежными форсунками при давлении 2,0-2,4 МПа. В качестве пневматических форсунок могут быть рекомендованы туманообразователи ТК-1 или ТЗ-1 производства Екатеринбургского механического завода горноспасательного оборудования (ПО «Уралмаш»). Для распыления воды в туманообразователях используется сжатый воздух или пар низких параметров, в последнем случае все части туманообразователей должны быть выполнены из металла.

При использовании механических форсунок могут быть рекомендованы насосы, например, типа 2НД-2,5-2000/25 Свесского насосного завода (Украина) производительностью $2,0 \text{ м}^3/\text{ч}$ воды, давлением на выходе 2,5 МПа, мощностью электродвигателя 4,0 кВт.

Методика расчета охлаждения воздуха с использованием данного способа представлена в [5, 8].

Например, массовый расход воздуха $G_1 = 240 \text{ кг/с}$, его начальные параметры: барометрическое давление $P_{\sigma(1)} = 99309 \text{ Па}$ (745 мм рт. ст.), температура $t_1 = 33,0 \text{ }^\circ\text{C}$, относительная влажность $\varphi_1 = 20 \%$, влагосодержание $d_1 = 6,358 \text{ г/кг сух. в.}$, энтальпия $J_1 = 49,428 \text{ кДж/кг сух. в.}$. При испарении $G_{\text{исп}} = 1,242 \text{ кг/с}$ ($\sim 4,47 \text{ м}^3/\text{ч}$) воды воздух охлаждается до $t_2 = 20,0 \text{ }^\circ\text{C}$, т.е. на $13,0 \text{ }^\circ\text{C}$. Влагосодержание воздуха увеличится до $d_2 = 11,564 \text{ г/кг сух. в.}$, относительная влажность до $\varphi_2 = 77,6 \%$. Холодопроизводительность устройства составит $Q_{\text{хол}} = 3120 \text{ кДж/с}$ (3,12 МВт).

3. Использование рудничных калориферных установок, простаивающих в теплый период года. В данном случае в калориферы, представляющие собой поверхностные рекуперативные теплообменники, подается холодная вода. При работе калориферов с холодной водой в режиме без массообмена (без конденсации содержащихся в воздухе водяных паров) снижается температура воздуха и его энтальпия, а относительная влажность увеличивается. Влагосодержание воздуха постоянно.

При больших расходах холодной воды калориферы могут работать с массообменом (с конденсацией водяных паров), когда снижается температура, влагосодержание и энтальпия воздуха, а относительная влажность примерно постоянна.

Холодная вода в оптимальном варианте подается из породного теплообменника, расположенного в нейтральном слое Земли, где температура пород в течении суток и года постоянна и примерно равна среднегодовой температуре поверхности почвы в районе расположения промплощадки рудника.

Методика расчета охлаждения рудничного воздуха в калориферной установке дана в [5, 8], породного теплообменника в [8, 9].

Например, для охлаждения на $13,0\text{ }^{\circ}\text{C}$ воздуха с теми же начальными параметрами, что и в п.2, необходимо согласно результатам расчетов по данной методике подавать в калориферную установку из 60 калориферов КС_к4-12-02ХЛЗА [10] порядка $190\text{ м}^3/\text{ч}$ холодной воды с температурой $15\text{ }^{\circ}\text{C}$.

4. Охлаждение атмосферного воздуха в теплый период года и подогрев в холодный период года за счет теплообмена с вмещающими породами в специальных вентиляционных теплообменных каналах. Данные каналы представляют собой калориферные каналы большой длины, расположенные на глубине нейтрального слоя Земли. Наличие вентиляционных каналов позволяет получать нормативные температуры подаваемого в рудник воздуха или сокращать периоды применения других дополнительных мероприятий по его подготовке на поверхности.

Расстояние между вентиляционными каналами должно быть не менее пяти их эквивалентных диаметров, т.е. $5d_3$.

$$d_3 = 4S / \Pi ,$$

где S – площадь сечения канала, м^2 ;

Π – его периметр, м.

Расчет необходимой длины каналов выполняется по зависимостям теплообмена подаваемого воздуха с породами нейтрального слоя.

Например, глубина расположения горизонтальной оси нейтрального слоя Земли $h_{nc} = -10,0\text{ м}$, температура пород нейтрального слоя $t_{nc} = +11,7\text{ }^{\circ}\text{C}$. Атмосферный воздух в воздухоподающий ствол поступает по двум однотипным вентиляционным каналам с площадью внутреннего сечения по $S = 12\text{ м}^2$, периметром по $\Pi = 14\text{ м}$. Массовый расход воздуха в каждом канале $G = 120\text{ кг/с}$.

Летом для охлаждения воздуха, например, с температуры $t_1 = 28,0\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $t_2 = +20,0\text{ }^{\circ}\text{C}$, т.е. на $8,0\text{ }^{\circ}\text{C}$ длина каналов L должна быть по 351 м .

Зимой каналы с данной длиной позволят подогревать воздух, например, от $t_1 = -5,7\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $t_2 = +2,9\text{ }^{\circ}\text{C}$.

Эффективность способа существенно возрастает при увеличении коэффициента теплоотдачи в результате увеличения расхода воздуха в каналах. Так, при увеличении G на 15% (в $1,15$ раза) при той же величине охлаждения (подогрева) воздуха длина каналов будет уже по $L = 259\text{ м}$, т.е. в $1,36$ раза меньше.

5. В районах с засушливым континентальным климатом с высокими летними температурами атмосферного воздуха создание белых наружных поверхностей стен и крыш зданий и сооружений промплощадки, а также ее озеленение газонными травами и лиственными деревьями с развитой кроной, орошение растений в вегетационный период (март-ноябрь месяцы).

Данные мероприятия в результате увеличения альбедо поверхности (отношение отраженной солнечной радиации к поступающей) и испарения воды почвой и растительностью позволят в теплые периоды года до $8-10\text{ }^{\circ}\text{C}$ и больше снизить температуру подстилающей поверхности и воздуха в приземном подслое и подаваемого в рудник. Кроме того, снижение температуры подстилающей поверхности обусловит уменьшение температуры пород нейтрального слоя Земли под промплощадкой, а значит, и охлаждающей воды в породном теплообменнике (см. п. 3), а также увеличит эффект охлаждения воздуха в вентиляционных каналах (см. п. 4).

Создание нормативных температур рудничного воздуха на рабочем горизонте

Температурный режим рудничной атмосферы должен определяться оптимальными и допустимыми нормативными температурами [2, 3], которые учитывают зависящие от тяжести труда тепловыделения горнорабочих. Так, на рабочих местах в камерах служебного назначения околоствольного двора, в подготовительных и очистных выработках температура воздуха не должна превышать $+26,0$ °С. В то же время в транспортных выработках по доставке рабочих к местам выполнения работ, например, автотранспортом в течение не более 1 часа, когда тепловыделение человека не превышает 174 Вт (категории работ I_a и I_6), температура воздуха допускается равной не более $+32,5$ °С.

К мероприятиям и средствам по нормализации температуры воздуха на рабочем горизонте относятся:

1. Создание специальных теплообменных выработок [11], пройденных по пласту калийной руды. В периоды года с экстремальными температурами атмосферы в районе расположения рудника поступающий на рабочий горизонт воздух перед околоствольным двором предварительно подается в данные выработки. Это позволит летом охлаждать и осушать воздух, зимой – подогревать и увлажнять.

Теплообменные выработки в ряде случаев обеспечат нормативные термовлажностные характеристики рудничного воздуха без его подготовки на поверхности.

Параметры теплообменных выработок могут быть рассчитаны по методике, приведенной в [11]. При этом следует учитывать, что расходуемая или получаемая теплота соответственно при охлаждении или нагреве воздуха в выработках в результате теплообмена с вмещающими породами, в случае конденсации водяных паров, увеличивается, а при их испарении уменьшается на величину теплоты фазового перехода.

Например, на рабочий горизонт с температурой пород $t_n = +24$ °С поступает воздух с параметрами: барометрическое давление $P_{6(1)} = 110000$ Па (825,6 мм рт. ст.), температура $t_1 = +36,0$ °С, влагосодержание $d_1 = 16,5$ г/кг сух. в., массовый расход $G = 270$ кг/с. При прохождении воздуха через систему из трех параллельных выработок, пройденных, например по силвинитовому пласту сечением $S = 9,5$ м² каждая, периметром $\Pi = 11,7$ м каждая, эквивалентным диаметром $d_3 = 4S / \Pi = 3,25$ м каждая, воздух через $L = 837$ м будет иметь температуру $t_2 = +26,0$ °С, влагосодержание $d_2 = 14,423$ г/кг сух. в., относительную влажность $\varphi_2 = \varphi_{кр} = 67$ %. В данных теплообменных выработках произойдет охлаждение воздуха на $10,0$ °С и его осушение на $2,077$ г/кг сух. в. Расход выпадающего конденсата составит порядка 2 м³/ч.

Расстояние между выработками должно быть не менее $5d_3$, т.е. $\geq 16,25$ м.

Зимой поступающий на горизонт воздух с температурой, например $t_1 = +12$ °С, будет прогреваться в данных выработках до $t_2 = t_n = +24$ °С.

2. Месторасположение воздухоподающего и воздуховыдающего стволов. Расположение тех и других стволов в центре шахтного поля, а не на флангах позволяет на рабочем горизонте в два раза уменьшить длину вентиляционных путей и поступление в рудничный воздух тепла от горного массива. При этом температура воздуха, поступающего на подготовительные и очистные работы, может быть снижена на 4-5 и более градусов. Кроме того, в данном случае уменьшается аэродинамическое сопротивление и депрессия горизонта, резко сокращаются внутрирудничные утечки воздуха, а значит

уменьшается необходимое количество подаваемого в рудник воздуха, снижаются затраты на общерудничное проветривание.

3. Порядок отработки шахтного поля. На первых этапах разработки месторождения прямой порядок имеет преимущества по сравнению с обратным, т. к. меньше длина вентиляционных путей и площади контакта воздуха с горным массивом.

Но в конце разработки месторождения при прямом порядке значительно увеличиваются внутрирудничные утечки и воздухообмен с выработанным пространством, которое является интенсивным генератором тепла в пределах добычных участков, и в целом рудника. Последнее обусловлено высокой температурой горных пород и большой поверхностью теплоотдачи в выработанном пространстве. Исходя из этого, следует отдавать предпочтение обратному порядку отработки шахтного поля.

4. Выдача отбитой горной массы по вентиляционному (воздуховыдающему) стволу. В этом случае тепловыделения от горной массы подземного бункера, ее транспортировки по стволу и из приемного бункера, а также в результате трения подъемных сосудов о воздух поступают в исходящую струю. Кроме того, эти тепловыделения в воздуховыдающем стволе способствуют увеличению положительной естественной тяги, улучшению общерудничного проветривания и снижению затрат на него. При движении подъемных сосудов увеличивается турбулентность воздушного потока в стволе, а значит, и теплообмен воздуха с вмещающими породами. Также предотвращается поступление пыли в свежую струю воздуха, поступающего на рабочий горизонт. По нашим данным при процессах погрузки, транспортировки в скипах и разгрузки в калийном руднике выделяется порядка 1,47 кг пыли на 1 т выданной горной массы.

5. Изоляция техногенных источников тепловыделений от поступающего в рабочие зоны свежего воздуха. В калийных рудниках с конвейерной транспортировкой отбитой горной массы техногенные источники тепловыделений могут составлять 80 % и более в увеличении теплосодержания и температуры воздуха на горизонте [5, 12]. Изоляция может быть выполнена путем проветривания выработок с движущимся автотранспортом, электрооборудованием и конвейерной транспортировкой отбитой горной массы обособленной струей воздуха [5] или в результате размещения конвейеров и электрооборудования на исходящей струе в вентиляционных штреках. Кроме предотвращения теплопоступлений от основных техногенных источников в свежий воздух, это даст возможность:

- до 25 % увеличить положительную естественную тягу [13], т.е. существенно уменьшить потребляемую мощность вентилятора главного проветривания, а значит, сократить расходы на общерудничное проветривание;

- увеличить пожарную безопасность в случаях возгорания конвейерной ленты и электрооборудования, исключить необходимость в реверсировании воздушной струи;

- уменьшить запыленность воздуха в выработках со свежей струей воздуха в результате ликвидации поступления в эти выработки пыли, срываемой с транспортируемой горной массы.

При расположении конвейера на исходящей струе в вентиляционном штреке движение грузовой ленты конвейера и воздуха в выработке изменится со встречного на спутное, в оптимальном варианте при равенстве скоростей срыв пыли уменьшится до нуля. Кроме того, это так же позволит уменьшить перепады давления между параллельными выработками с поступающим и исходящим воздухом, а значит, и сократить внутрирудничные утечки воздуха и расходы на общерудничное проветривание.

6. Увеличение расхода подаваемого на горизонт воздуха, что обуславливает увеличение скорости его движения по выработкам. В этом случае количество тепла, выделяемого в подземных выработках, приходится на большее количество воздуха, что оп-

ределяет снижение его теплосодержания и температуры. Однако при этом увеличивается коэффициент теплообмена и тепловыделение с поверхности выработок, поэтому эффективность этого метода зависит от начальной скорости движения воздуха. При скорости воздуха более 7-8 м/с снижение его температуры из-за увеличения расхода компенсируется увеличением его температуры за счет повышения коэффициента теплообмена и тепловыделения с поверхности выработок [4].

7. Размещение перед местами выполнения горных работ передвижных воздухоохлаждающих установок, например, типа КПШ-130-2-0, КПШ-300 холодопроизводительностью соответственно 130 и 320 кВт, установок DV150 ÷ DV450 холодопроизводительностью 155 ÷ 450 кВт, установок с использованием вихревых труб [6, 14, 15].

8. Другие возможные мероприятия:

- душирование рабочих мест;
- оснащение кабин горного оборудования и стационарных рабочих мест кондиционерами;
- климатизационные камеры для периодического отдыха горнорабочих во время работы;
- автоматизация и дистанционное управление горным оборудованием;
- сокращение времени выполнения работ с интенсивными энергозатратами в соответствии с нормативами [2, 3].

Заключение

Необходимый комплекс технических решений (мероприятий) по обеспечению нормативных температур воздуха в руднике должен определяться с учетом предварительного термовлажностного прогноза на начальной стадии разработки проекта по освоению месторождения наравне с обоснованием схем вскрытия и систем разработки, производительности предприятия, способа общерудничного проветривания и т. д.

Снижение теплоступлений и охлаждение воздуха как подаваемого в рудник, так и на рабочем горизонте практически во всех случаях позволяют создавать для горнорабочих нормативные по температурному фактору условия труда.

Предлагаемые рекомендации могут быть использованы не только в калийных рудниках, но и в рудниках и шахтах других отраслей горнодобывающей промышленности.

Список использованных источников

1. **Белоусов, В.И.** Термовлажностный прогноз состояния атмосферы калийных рудников / В.И. Белоусов, Р.Г. Шваб, А.Л. Батыновский // Горная механика и машиностроение. – 2012. – № 3. – С. 15-27.
2. Санитарные правила и нормы: СанПиН 9-80 РБ 98. – Минск: Минздрав РБ, 1998.
3. Санитарные правила и нормы СанПиН 2.2.4.548-96/2.2.4. Физические факторы производственной среды. Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений. Введ. 01.10.1996. – Госкомсанэпиднадзор России, 1996. – № 21.
4. **Гончаров, С.А.** Термодинамика: учебник / С.А. Гончаров. – М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2002. – 440 с.
5. **Белоусов, В.И.** Методы управления термовлажностными процессами в калийном руднике (в порядке обсуждения) / В.И. Белоусов, Р.Г. Шваб, А.Л. Батыновский // Горная механика. – 2008. – № 3. – С. 68-75.

6. **Шемаханов, М.М.** Основы термодинамики и кондиционирования рудничной атмосферы: учебник / М.М. Шемаханов. – М.: Недра, 1974. – 208 с.
7. **Фосс, Й.** Затраты на охлаждение шахтного воздуха в каменноугольной промышленности / Й. Фосс // Глюкауф (русский перевод) – 1987. – № 24. – С. 12-15.
8. Вопросы охлаждения подаваемого в рудник воздуха / В.И. Белоусов [и др.] // Горная механика. – 2009. – № 2. – С. 43-53.
9. **Белоусов, В.И.** Новый способ охлаждения оборотной воды / В.И. Белоусов, Р.Г. Шваб, А.Л. Батяновский // Горная механика и машиностроение. – 2011. – № 4. – С. 16-21.
10. Калориферы биметаллические со спирально-накатным оребрением КС_кЗ-02ХЛЗА и КС_к4-02ХЛЗА.Ск-8: ТУ 22-57-57-84. – М.: Сантехпроект. – 1985.
11. Способ охлаждения и осушения шахтного воздуха: пат. 2117159 RU, МПК С1 Е 21 F 3/00 / Б.П. Казаков, А.Е. Красноштейн, Н.Н. Мохирев, С.Н. Южанин; заявитель АО «Уралкалий», горный институт Уральского отделения РАН. – № 96114118/03; заявл. 08.07.1996; опубл. 10.08.1998.
12. **Белоусов, В.И.** Термовлажностные процессы на 1-м горизонте Солигорского калийного рудника 1РУ / В.И. Белоусов, Р.Г. Шваб, А.Л. Батяновский // Горная механика. – 2008. – № 3. – С. 54-67.
13. **Белоусов, В.И.** Естественная тяга в калийных рудниках Старобинского месторождения / В.И. Белоусов, Р.Г. Шваб, А.Л. Батяновский // Горная механика и машиностроение. – 2010. – № 3. – С. 12-19.
14. **Мартынов, А.А.** К вопросу уменьшения риска тепловых поражений горнорабочих в выработках глубоких шахт / А.А. Мартынов, А.К. Яковенко, В.И. Король / Горн. информационно-аналитический бюллетень. – 2004. – № 5. – С. 268-271.
15. **Пиралишвили, Ш.А.** Вихревой эффект. Эксперимент, теория, технические решения / Ш.А. Пиралишвили, В.М. Поляев, М.Н. Сергеев, под ред. А.И. Леонтьева. – М.: Энергомаш, 2000. – 415 с.

Belousov V.I., Schvab R.G., Batyanovsky A.L.

Recommendations on normalization of potash mines atmosphere

The main known measures for control of microclimate in potash mines developed by the authors are presented in the article.

Поступила в редакцию 22.01.2013 г.

УДК 622.6:621.867

ОЦЕНКА РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РАСЧЕТНЫХ ЗНАЧЕНИЙ ТОЛЩИН СТРУЖКИ ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ РУДЫ ПРОХОДЧЕСКИМИ И ОЧИСТНЫМИ КОМБАЙНАМИ

Кислов Н.В., Казаченко Г.В., Цыбуленко П.В., Басалай Г.А. (Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь)

Рассмотрен способ описания распределений расчетных толщин стружки при измельчении руды исполнительными органами проходческого и очистного комбайнов. Обоснована величина определяющего размера, в качестве которого выбирается толщина стружки, используемая при оценке расхода энергии на разрушение породы. Иллюстрируется влияние режимов работы исполнительных органов при заданной конструкции резцов на распределение толщин стружки фрезеруемой породы. Способ теоретической оценки характера распределения толщин стружки при измельчении руды предлагается использовать для предварительного описания фракционного состава руды в зависимости от конструктивных и режимных параметров исполнительных органов машин.

Введение

В общем случае фактическое распределение по фракциям частиц измельченной горной породы может быть получено только после дисперсионного анализа фракционного состава измельченной породы, что связано со значительными затратами. Для этого используют различные приборы и методы дисперсионного анализа. Однако даже в случае применения одного и того же метода, если анализы проводятся на приборах различной конструкции, результаты не всегда совпадают [1, 2]. В рассматриваемом случае наиболее приемлемым представляется метод ситового анализа, обеспечивающий описание массовых выходов отдельных фракций измельченной горной породы.

Аналитическая оценка распределения полидисперсной смеси частиц по фракциям осуществляется как по теоретическим зависимостям (Колмогоров, Ромашев, Гриффитс), так и по эмпирическим формулам (Мартин и Андресен, Годен и Андреев, Розин и Раммлер, Свенсон и Авдеев) [1]. Наибольшее распространение для описания кривых распределения частиц по фракциям и их суммарных характеристик получили логарифмически нормальный закон (ЛНР) и эмпирическая зависимость Розина-Раммлера [1, 2]. Заметим, что ЛНР применим только для тонко измельченных материалов и пылей [1]. Если зерновой состав нарушен просеиванием и аэродинамическими процессами, то ЛНР можно использовать и для описания усеченных распределений крупных фракций.

Зависимость Розина-Раммлера [1, 2], полученная в результате обработки опытных данных по распределению размеров частиц отдельных фракций, была представлена в виде кривой распределения, которая описывается выражением:

$$p = P'(d) = 100n \cdot d_e^{-n} \cdot d^{n-1} \cdot \exp\left[-(d/d_e)^n\right], \quad (1)$$

где $P'(d)$ – массовый выход p фракций на единицу интервала Δd ;

d – определяющий размер отдельной фракции;

n и d_e – параметры кривой распределения.

Зависимость (1) является дифференциальной кривой распределения частиц по массовым долям фракций. Ее интегрирование дает суммарную характеристику по плюсу:

$$P(d) = 100 \cdot \exp\left[-(d/d_e)^n\right], \quad (2)$$

где P – суммарный выход в % частиц крупнее заданного их размера d ;

d_e – размер частиц, соответствующий суммарному выходу по плюсу $P = 36,8\%$;

n – показатель неоднородности по размерам частиц полидисперсной смеси.

Действительно, если $d = d_e$, то $P = 100/d_e = 36,8\%$. Показатель степени n служит характеристикой неоднородности смеси по размерам частиц. Если $n > 1$, то на кривой распределения (1) имеется максимум, сдвинутый к оси ординат, в случае $n = 1$, максимум располагается на оси ординат, при $n < 1$, кривая распределения приобретает гиперболический вид, т.е. максимума на ней нет [3].

Межфракционное распределение частиц измельченной калийной руды и продуктов ее переработки определяется общетехническими и физико-механическими свойствами сырья, способами его диспергирования и технологической переработки.

Дифференциальные кривые распределения частиц по фракциям измельченных горных пород имеют один максимум или несколько максимумов (два или три) для усеченных распределений. Причем максимумы во всех случаях смещены, как правило, к оси ординат. Для ряда пород характерны кривые распределения гиперболического вида. Суммарные (интегральные) характеристики более идентичны по внешнему виду и представляют плавно изогнутые кривые, которые спрямляются, практически во всем диапазоне фракций или на усеченных его отрезках в координатах $\lg\left(\lg\frac{100}{P}\right) - \lg d$. Для описания функции $P(d)$ в [3] предлагается формула:

$$P(d) = P_\kappa = 100 \cdot K^{-(d/d_\kappa)^n}, \quad (3)$$

где K , d_κ и n – параметры формулы.

Значения параметров K , d_κ и n вычисляются в зависимости от суммарных выходов по плюсу P_κ определенного диапазона интервалов размеров узкой группы фракций или их всей совокупности. Например, пусть d_κ представляет собой размер частиц d_m , при котором суммарный выход $P_\kappa = P_m = 50\%$, то есть d_m является медианным средним, делящим всю совокупность фракций полидисперсной смеси на две равные части. Тогда зависимость (3) принимает вид $P(d) = 100 \cdot 2^{-(d/d_m)^n}$. Действительно, если $d = d_m$, то $P(d)100/2 = 50\%$. В случае $d = d_e$ формула (3) принимает вид зависимости (2) Розина и Рамлера. Методика обработки опытных данных по изучению фракционного состава измельченной калийной руды и продуктов ее переработки приведена в наших работах [3, 4].

Цель настоящего исследования заключается в разработке теоретических основ оценки распределения части измельченных пород, которая возможна на стадии проектирования исполнительных органов. При этом в качестве обобщенного показателя может быть принята расчетная толщина стружки δ , изменяющаяся в зависимости от конструктивных и режимных параметров проектируемых исполнительных органов добычного оборудования.

Исследование и некоторые результаты

Распределение частиц горной породы по размерам существенно зависит от способов разрушения массива. Здесь рассматривается горная масса, получаемая при работе проходческих и очистных комбайнов в ОАО «Беларуськалий».

Применяемые комбайны можно разделить на машины, оснащенные исполнительными органами с постоянной и переменной толщиной δ стружки, равной глубине h резания породы отдельными резцами. К первой группе относятся, прежде всего, наиболее распространенные проходческие комбайны серии ПК с соосными роторами, которые оснащены дополнительно бермовыми фрезами и отрезными барабанами. Ко второй – проходческие комбайны серии «Урал» с планетарно-дисковым рабочим органом и очистные комбайны с исполнительным органом в виде горизонтальной шнек-фрезы на поворотной рукояти.

Глубина резания h при заданных режимах работы соосных роторов комбайнов серии ПК представляет собой толщину стружки δ , которая для всех видов исполнительных органов добычного оборудования определяется по перпендикуляру к траектории движения резцов. Поэтому для соосных роторов снимаемая резцами толщина стружки:

$$\delta = h = \frac{2\pi}{z} \cdot \frac{v_{\text{п}}}{\omega}, \text{ м} \quad (4)$$

где $v_{\text{п}}$ – скорость подачи комбайна, м/с;

ω – угловая скорость рассматриваемого ротора, рад/с;

z – среднее число резцов в линии резания.

Тогда согласно широко используемой формуле (2) Розина-Раммлера для описания суммарных выходов P по плюсу фракций измельченных материалов в рассматриваемом случае, когда $\delta \neq \text{const}$ можно записать:

$$P(\delta) = 100 \cdot \exp\left[-(\delta/\delta_e)^n\right], \quad (5)$$

где δ_e – толщина стружки, соответствующая суммарному выходу по плюсу $P = 36,8\%$.

При работе шнековых фрез очистных комбайнов (рисунок 1) толщина δ стружки изменяется по глубине H фрезерования и имеет серповидный вид, так что при $H=0$ и $H=D \cdot \delta=0$, а при $H=R$ толщина $\delta = \delta_{\text{max}}$.

Оценим характер изменения толщины стружки по мере увеличения H от 0 до $H=D$ (рисунок 1). Величина поступательного перемещения фрезы s за время t_1 ее поворота на угол между соседними резцами в линии резания:

$$s = v_{\text{п}} \cdot t_1 = \frac{2\pi}{z} \cdot \frac{v_{\text{п}}}{\omega} = \delta_{\text{max}}, \quad (6)$$

что совпадает с (4).

Окружная скорость по концам резцов $v \gg v_{\text{п}}$. Поэтому угол ABC (рисунок 1) можно принять равным 90° . Тогда толщина стружки δ при изменении H от 0 до D :

$$\delta = \delta_{\max} \cdot \sin \varphi = \delta_{\max} \cdot \cos \alpha = \frac{4\pi}{z} \cdot \frac{v_{\text{п}}}{\omega} \sqrt{\frac{H}{D}} \cdot \sqrt{1 - \frac{H}{D}}. \quad (7)$$

Формула (7) характеризует влияние режимных и конструктивных параметров шнек-фрезы на толщину снимаемой стружки.

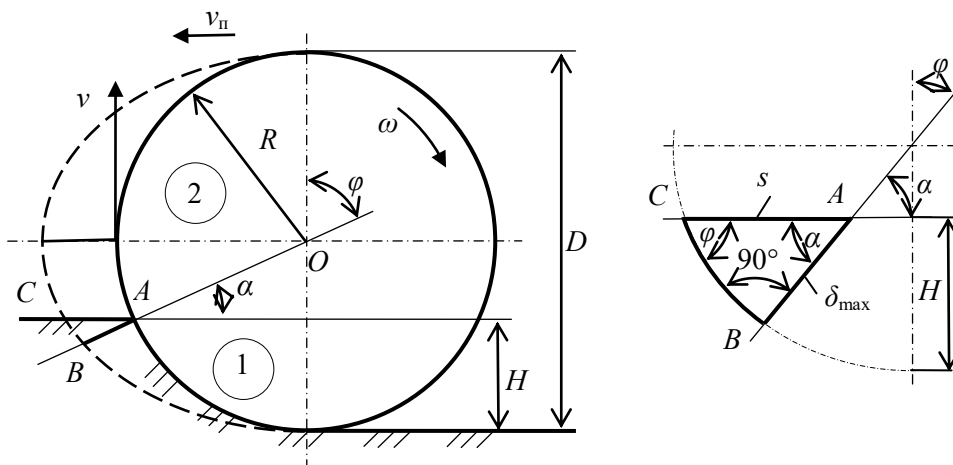


Рисунок 1 – К определению выхода горной массы в зависимости от толщины стружки δ

Для комбайнов, фрезы которых снимают переменную толщину δ стружки (рисунок 1), представляется возможным построить функции распределения этих толщин и их суммарных выходов по плюсу и минусу, взяв за основу формулы (3) и (5) с учетом зависимостей (6) и (7). Тогда суммарный выход по плюсу:

$$P(\delta) = 100 \cdot \exp \left[- \left(\frac{\delta_{\max} \cos \alpha}{\delta_e} \right)^n \right] = 100 \cdot \exp \left[- \left(\frac{\delta_{\max} \sin \varphi}{\delta_e} \right)^n \right], \quad (8)$$

где φ – угол контакта фрезы с массивом,

$$\text{а} \quad \cos \alpha = \sin \varphi = 2 \sqrt{\frac{H}{D}} \cdot \sqrt{1 - \frac{H}{D}}. \quad (9)$$

В расчетах производительности и удельных затрат мощности добычных машин используются значения средней толщины δ_c стружки. Для бермовых фрез проходческих комбайнов, машин с планетарно-дисковым рабочим органом и очистных комбайнов, оборудованных шнек-фрезами [5] при работе полным или половинным захватом:

$$\delta_c = \frac{2}{\pi} \delta_{\max} \cong \frac{2}{3} \delta_{\max} \quad \text{или} \quad \delta_c = \frac{4}{z} \cdot \frac{v_{\text{п}}}{\omega}. \quad (10)$$

При работе фрез в случае $H \ll R$ (фрезы для поверхностно-послойной добычи фрезерного торфа и других пород) средняя толщина стружки принимается как средняя высота прямоугольного криволинейного треугольника $\delta_c = 0,5 \cdot \delta_{\max}$ [6].

Зависимости (7) и (10) обеспечивают оценку численных значений толщин стружки, что необходимо для анализа возможной степени измельчения породы шнековыми фрезами проходческих и очистных комбайнов. Для этого необходимо и достаточно определить частные (дифференциальные) и суммарные (интегральные) выходы фракций в % или долях единицы, когда $H = 0 \div R$ (рисунок 1), так как во второй четверти сечения фрезы при работе полным захватом стружка из-за ее «серповидности» представляет собой «зеркальное» изображение таковой из первой четверти сечения.

В общем случае при работе добычных машин производительности по рабочему органу Q_ϕ и по ходу машины Q_x равны между собой. При этом для устойчивой работы системы «машина-порода» должно обеспечиваться условие $Q_\phi > Q_x$ то есть запас по производительности исполнительного органа машины.

Теоретическая массовая производительность по ходу шнек-фрезы очистного комбайна:

$$Q_x = B \cdot H \cdot v_n \cdot \rho, \text{ кг/с} \quad (11)$$

где B – ширина захвата шнек-фрезы, м;

H – мощность (высота) разрабатываемого слоя породы, м;

v_n – поступательная скорость комбайна, м/с;

ρ – плотность породы в массиве, кг/м³.

Производительность по шнек-фрезе (по слою породы со средней толщиной стружки δ_c):

$$Q_\phi = B \cdot \delta_c \frac{D}{2} \omega \cdot \rho, \quad (12)$$

где $\delta_c = 2 \delta_{\max} / \pi$ – средняя толщина стружки (формула 10), м;

δ_{\max} – наибольшая толщина стружки (формула 7), м;

$v = (D/2) / \omega$ – окружная скорость фрезы по концам резцов, м/с;

ω – угловая скорость фрезы, рад/с.

Для определения выходов стружки по средним значениям δ_i на равных интервалах изменения ее значений нами были выполнены расчёты для шнек-фрезы очистного комбайна, работающей полным захватом при следующих исходных данных: диаметр шнек-фрезы $D = 1,3$ м, толщина разрабатываемого слоя $H = D$, угловая скорость шнек-фрезы $\omega = 5,0$ рад/с, плотность породы $\rho = 2000$ кг/м³, поступательная скорость $v_n = 0,05$ м/с, число резцов в линии (плоскости) резания $z = 2$.

При анализе фракционного состава измельченной породы производительность по ходу шнек-фрезы можно рассматривать как общий суммарный выход фракций. В этом случае размеры фракций (толщины δ стружки) в зависимости от H_i будут изменяться в соответствии с закономерностью (7) от нуля до δ_{\max} при $H = R$.

Плотность горной породы ρ в слое ненарушенной структуры можно принять постоянной. Тогда при $H = R$ производительность по ходу шнек-фрезы $Q_x = R \cdot B \cdot v_n$, а при $H \leq R$ производительность с толщиной стружки δ : $Q_\delta = R \cdot B \cdot v_n \cdot \cos \varphi_i$. Отсюда

суммарные выходы фракций измельченной породы в долях единицы (интегральные функции распределения): $P(\delta) = Q_\delta / Q_x = \cos \varphi$.

Соответственно суммарные выходы по минусу: $P_1 = 1 - P(\delta)$.

При анализе фракционного состава измельченных пород интегральные функции распределения частиц по фракциям принято выражать в %. Тогда

$$P(\delta) = 100 \frac{Q_{h_i}}{Q_x} \cos \varphi \quad \text{и} \quad P_1(\delta) = 100 - 100 \frac{Q_{h_i}}{Q_x} \cos \varphi. \quad (14)$$

Ранее было показано (7), что $\delta = \delta_{\max} \cdot \sin \varphi$. Отсюда $\sin \varphi = \delta / \delta_{\max} = \delta \cdot z \cdot \omega / (2\pi \cdot v_{\Pi})$. Тогда

$$\cos \varphi = \sqrt{1 - \sin^2 \varphi} = \frac{\sqrt{4\pi^2 \cdot v_{\Pi}^2 - z^2 \cdot \omega^2 \cdot \delta_i^2}}{2\pi \cdot v_{\Pi}}. \quad (15)$$

Окончательно суммарный выход частиц по плюсу:

$$P(\delta) = 100 \frac{\sqrt{4\pi^2 \cdot v_{\Pi}^2 - z^2 \cdot \omega^2 \cdot \delta_i^2}}{2\pi \cdot v_{\Pi}}, \%. \quad (16)$$

Представляет интерес не только выход измельченной горной породы по плюсу P в зависимости от наименьшего размера толщины стружки δ заданной группы фракции, но и дифференциальная функция распределения частиц по фракциям, т.е. выходы фракций на выбранную единицу длины интервала $\Delta\delta$. Эти данные служат в качестве исходных для получения суммарных характеристик по плюсу $P(\delta)$ и по минусу $P_1(\delta)$. В этом случае речь идет о распределении не случайной, а расчетной переменной величины – выходов фракций в узких равнозначных интервалах их размеров.

Для определения выхода горной массы при толщине стружки δ разобьем полный диапазон ее изменения от нуля до δ_{\max} на k равных по величине интервалов и вычислим ее среднее значение на каждом интервале:

$$\delta_{ic} = \frac{\delta_{i+1} + \delta_i}{2}, \quad (17)$$

где $i = 1, \bar{k}$ – номер интервала;

k – число интервалов;

δ_{i+1} и δ_i – значения толщины стружки на границах i -го интервала.

С учетом (7) имеем:

$$\delta_{ic} = \frac{\pi \cdot v_{\Pi}}{\omega \cdot z} (\sin \varphi_{i+1} + \sin \varphi_i). \quad (18)$$

Это соответствует интервалу разрабатываемого слоя:

$$\Delta H_i = R(\cos \varphi_i - \cos \varphi_{i+1}) \quad (19)$$

и производительности:

$$Q_i = R(\cos \varphi_i - \cos \varphi_{i+1})v_n \cdot \rho. \quad (20)$$

Тогда выход фракций при средней толщине стружки $\delta_{i,c}$:

$$P(\delta_i) = \frac{Q_i}{Q_x} = \frac{R(\cos \varphi_i - \cos \varphi_{i+1})B \cdot v_n \cdot \rho}{R \cdot B \cdot v_n \cdot \rho} = \cos \varphi_i - \cos \varphi_{i+1}. \quad (21)$$

Полученные зависимости позволяют строить дифференциальную и интегральную функции распределения толщины стружки.

Данные для дифференциальной функции распределения могут быть получены по следующему алгоритму:

1. Разбиваем угол $\varphi = 90^\circ$ (половина захвата фрезы по высоте слоя H (рисунок 1)) на интервалы $\Delta \varphi_i = \varphi_{i+1} - \varphi_i$, обеспечивающие постоянные толщины стружки δ_i , то есть выполнение условия $\Delta \delta_i = \delta_{i+1} - \delta_i = const$.

2. Так как $\delta_i = \frac{2\pi \cdot v_n}{\omega \cdot z} \sin \varphi_i$, то среднее значение толщины стружки в отдельном интервале:

$$\delta_{i,sp} = \frac{\delta_{i+1} + \delta_i}{2} = \frac{\pi \cdot v_n}{\omega \cdot z} (\sin \varphi_{i+1} + \sin \varphi_i). \quad (22)$$

3. Определяем углы φ_i для каждого из интервалов при условии, что φ_i изменяется от 0 до 90° и

$$\varphi_i = \arcsin \frac{\delta_i \cdot z \cdot \omega}{2\pi \cdot v_n}. \quad (23)$$

4. Вычисляем выходы руды для каждого интервала $\delta_{i+1} \div \delta_i$:

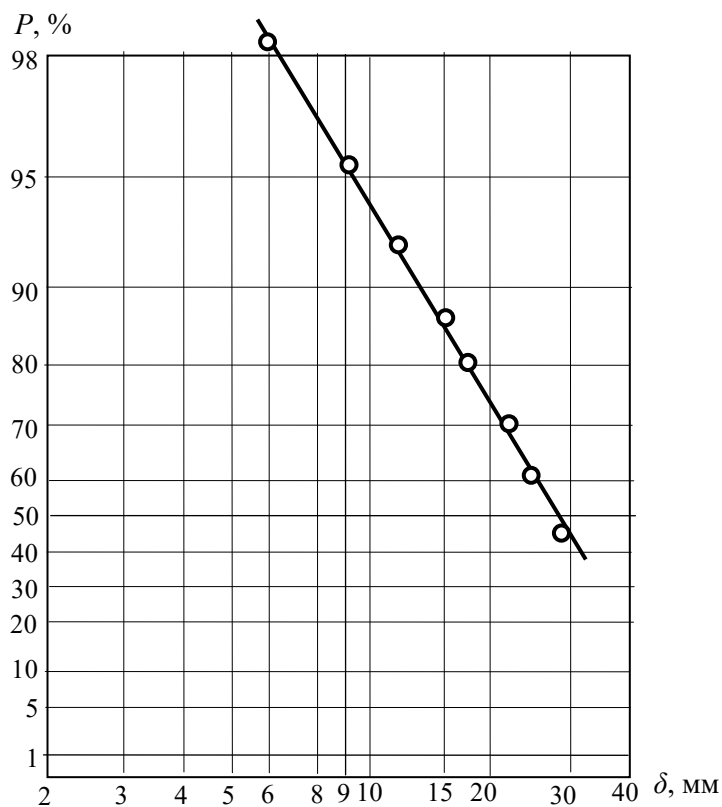
$$p_i = 100(\cos \varphi_i - \cos \varphi_{i+1}). \quad (24)$$

5. Вычисляем суммарные выходы фракций P_1 и P , строим график зависимости $P = P(\delta)$ (рисунок 2) и выполняем математическую обработку расчетных данных (таблица).

Анализ расчета (таблица) показывает, что при $H = R$ и $\delta_{max} = 31,4$ мм суммарный выход по плюсу P для частиц с толщиной стружки $\delta > 9$ мм составляет 95,8 %, для частиц с $\delta < 9$ мм, а для частиц с $\delta < 3$ мм всего лишь 0,5 %. Основная масса измельченной породы ($P = 61,1$ %) приходится на частицы с $\delta = 24 \div 31,4$ мм.

Таблица – Результаты расчета

δ_{\max} мм	δ_i мм	$\Delta\delta = \text{const}$ мм	φ_i град.	$\cos\varphi_i$	$\cos\varphi_i - \cos\varphi_{i+1}$	Частные выходы $p_i, \%$	Суммарные выходы при $H = R$	
							по минусу $P_1, \%$	по плюсу $P=100-P_1, \%$
31,4	0	-	0	1	0	0	0	100
	3		5,5	0,995	0,005	0,5	0,5	99,5
	6		11,0	0,982	0,013	1,3	1,8	98,2
	9		16,7	0,958	0,024	2,4	4,2	95,8
	12		22,5	0,924	0,034	3,4	7,6	92,4
	15	3	28,5	0,679	0,045	4,5	12,1	87,9
	18		36,3	0,806	0,073	7,3	19,4	80,6
	21		44,4	0,714	0,092	9,2	28,6	71,4
	24		52,8	0,605	0,109	10,9	39,5	61,1
	27		63,1	0,452	0,153	15,3	54,8	45,8
	31,4		90	0	0,452	45,2	100	0

Рисунок 2 – Зависимость суммарного выхода по плюсу P от расчетной толщины стружки δ

Расчетные значения суммарных выходов P по плюсу (таблица), изображенные на графике в координатах $\lg\left(\lg\frac{100}{P}\right) - \lg d$, представляют собой прямую линию. Математическая обработка этих данных показала, что функция $P = P(\delta)$ подчиняется закономерности (2) Розина-Раммлера и принимает вид:

$$P = 100 \cdot \exp \left[- \left(\frac{\delta_{ie}}{32,4} \right)^{2,33} \right], \% \quad (25)$$

где $d_e = 32,4$ мм и $n = 2,33$ – параметры формулы.

При этом среднеквадратическое отклонение σ вычисленных значений P от табличных для первых семи интервалов толщин δ стружки $\sigma = \pm 0,93 \%$, а для девяти интервалов – $3,2 \%$.

В рассматриваемом случае предельное значение толщины стружки $\delta_{\max} = 31,4$ мм. Параметр δ_e формулы (5) составляет $32,4$ мм и соответствует суммарному выходу по плюсу $P = 36,8 \%$. Так как $\delta_e > \delta_{\max}$, то δ_e теряет физический смысл.

Если в формуле (3) принять $K = 2$, то зависимость (2) примет вид:

$$P = 100 \cdot 2^{-(\delta_i/\delta_m)^n} = 100 \cdot 2^{-(\delta_i/28,1)^{2,33}} \pm 1,5 \%, \quad (26)$$

где $\delta_m = 28,1$ мм – медианное среднее, которое соответствует суммарному выходу $P = 50 \%$, т.е. делит всю совокупность расчетных значений P на две равные части.

Значения параметров δ_e и δ_m в формулах (25) и (26) близки между собой и мало отличаются от $\delta_{\max} = 31,4$ мм. Поэтому представляется целесообразным использовать в зависимостях $P = P(\delta)$ вместо δ_e и δ_m параметр δ_{\max} и сделать пересчет параметра n . Тогда функция $P = P(\delta)$ примет вид:

$$P = 100 \cdot 2^{-(\delta_i/\delta_{\max})^n} = 100 \cdot 2^{-(\delta_i/\delta_{\max})^{2,07}}. \quad (27)$$

При изменении значений толщины δ стружки от 0 до 24 мм среднеквадратическое отклонение, вычисленное для формулы (27) $\sigma = 1,07 \%$, а при $\delta_i = 0 \div \delta_{\max} - 2,5 \%$.

Предлагаемая формула (27) и алгоритм реализации обеспечивают оценку выходов частиц при измельчении горных пород рядом исполнительных органов на стадии их проектирования. Это позволяет уменьшить затраты на изготовление опытных образцов и обеспечивает выбор режимных и конструктивных параметров органов разрушения горных пород.

Заключение

В настоящей работе показано, что для характеристик распределения случайных величин (определяющего размера кусков породы), получаемых после работы проходческих и добывающих горных машин, можно пользоваться и расчётными данными. В рассматриваемом случае в качестве такой величины взята толщина стружки. Определение толщины стружки построено на основе расчетных значений для очистного комбайна. Авторы полагают, что подобный подход может быть использован и для других горных машин.

Список использованных источников

1. **Коузов, П.А.** Основы анализа дисперсного состава промышленных пылей и измельченных материалов / П.А. Коузов. – Л.: Химия, 1987. – 204 с.
2. **Коптев, Д.В.** Обеспыливание на электродных и электроугольных заводах / Д.В. Коптев. – М.: Металлургия, 1980. – 128 с.
3. **Кислов, Н.В.** Исчисление параметров гранулометрических характеристик продуктов переработки калийной руды / Н.В. Кислов, П.В. Цыбуленко // Горная механика. – 2009. – № 3. – С. 33-46.
4. **Кислов, Н.В.** Методические принципы оценки гранулометрического состава продуктов переработки горных пород / Н.В. Кислов, П.В. Цыбуленко // Сб. научн. тр. Инновационные пути развития техники, технологий и инженерного обеспечения горнодобывающей промышленности РБ. – Минск: БНТУ, 2011. – С. 51-55.
5. **Казаченко, Г.В.** Энергетический баланс дисковой фрезы / Г.В. Казаченко, Н.В. Кислов, Г.А. Басалай // Горная механика и машиностроение. – 2010. – № 1. – С. 74-82.
6. **Опейко, Ф.А.** Торфяные машины / Ф.А. Опейко. – Минск: Вышэйшая школа, 1960. – 408 с.
7. **Солод, В.И.** Горные машины и автоматизированные комплексы / В.И. Солод, В.И. Зайков, К.М. Первов. – М.: Недра, 1981. – 503 с.

Kislov N.V., Kazachenko G.V., Tsybulenko P.V., Basalay G.A.

Distribution estimation of cut thickness' design values while crushing ore by road headers and shearers

Reviewed description method of design cut thickness' distributions while crushing ore by cutting drums of road headers and shearers. Value of defining size was proved. Cut thickness used by evaluation of power consumption for rock breaking was chosen as a defining size. Illustrated influence of cutting drums' operating modes on distribution of cut thickness of the ore being crushed by the set design of the picks. Theoretical estimate method of cut thickness' distribution pattern while crushing ore is offered to use for preliminary description of fractional ore composition depending on design and operating factors of the equipments' cutting elements.

Поступила в редакцию 12.02.2013 г.

УДК 691.2:622.271(476)

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕСТНОГО СЫРЬЯ И ВСКРЫШНЫХ ПОРОД ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Березовский С.Н. (Белорусско-Российский университет, г. Могилев, Беларусь),
Воронова Н.П. (Институт интегрированных форм обучения и мониторинга образова-
ния, г. Минск, Беларусь)

В статье рассмотрены вопросы ресурсо- и энергосбережения при производстве строительных материалов. Для производства строительных материалов необходимы дешевые материалы и изделия из местного сырья. Поскольку для получения высококачественных, прочных и надежных строительных материалов необходимо подбирать и тщательно анализировать исходные компоненты с точки зрения рентабельности и ресурсосбережения, для получения аглопоритового щебня предлагается использовать вместо дорогостоящего привозного угля вскрышные породы месторождений (суглинки) и отходы торфяного производства. Методом математического планирования нами оптимизирован процесс получения аглопоритового щебня с вскрышными породами месторождений нашей страны и получена модель, связывающая прочность аглопоритового щебня с предлагаемым составом сырьевой смеси.

Введение

Разработка и применение ресурсо- и энергосберегающих технологических процессов при добыче и переработке гравийно-песчаных пород возможны на базе анализа комплексного использования сырья, а именно:

- наиболее полного, экономически оправданного и многовариантного использования всех компонентов сырья;
- вовлечения в производство местных сырьевых ресурсов для полной или частичной замены привозного сырья;
- расширения интервала пригодности сырья, например, изменением стандарта;
- использования многоуровневых технологических процессов для повышения безотходности;
- снижения энергозатрат на производство (температура обжига, длительность технологического процесса);
- использования добавок для расширения интервала функциональных свойств;
- оптимизации свойств и расширения номенклатуры выпускаемой продукции.

Большое количество отходов и потерь на горно-перерабатывающих предприятиях предопределяет необходимость решения проблемы: рационального использования минеральных ресурсов. Нами показана возможность расширения интервала пригодности сырья и его использования для получения промышленных продуктов. В зависимости от химического и минералогического составов отходов они могут использоваться в качестве ценных добавок при производстве продукции.

Например, по своему химическому составу вскрышные породы (суглинки) месторождения песков «Ольшанка» Минской области могут использоваться для производства аглопорита с добавками местного топлива, которое может создавать необходимую теплоту (до 4200 ккал/кг) сгорания в зоне агломерационной машины на основе торфа, лома топливных брикетов, древесных опилок и лигнина, которые являются от-

ходами в топливной, деревообрабатывающей и гидролизной промышленности. Отходами при добыче являются крупные валуны, которые могут использоваться для производства щебня, а вскрышные породы (суглинки) – для получения аглопорита. Товарной продукцией является аглопоритовый щебень с различным фракционным составом от 5 до 70 мм [1, 2].

Основным параметром оптимизации получаемой готовой продукции является прочность аглопорита, а также эффективность дробления и температурные параметры агломерации, которые имеют большое значение при рыночном спросе на продукцию. Утилизация горных пород, образующихся при разработке гравийно-песчаной смеси (ГПС) и переработке полезных ископаемых, является важной экономической и экологической задачей. При этом должны учитываться ограничения, связанные со свойствами нерудно-строительных материалов (НСМ). Аглопоритовый щебень и песок – искусственные пористые материалы, полученные дроблением спеков, образующихся в результате термической обработки гранулированных шихт из алюмосиликатных и силикатных материалов природного происхождения или отходов промышленности методом агломерации. Применяют их в качестве заполнителя при изготовлении конструкционно-теплоизоляционных и конструкционных легких бетонов, а также в качестве утепляющих засыпок. Структурно-механические свойства сырьевых материалов определяют соответствующие методы их подготовки к термической обработке. Основная технологическая операция при производстве аглопорита – это спекание шихты на решетке агломерационной машины непрерывного действия, где теплота сгорания топлива должна быть выше 4000 ккал/кг. Спеканию подвергаются малопластичные глинистые породы, которые при обжиге не вспучиваются. Некоторые вскрышные породы горных предприятий РБ, где добывают ГПС, отвечают этим требованиям. За счет горения угля, который вводится в шихту, развивается температура до 1300 К. Это приводит к спеканию шихты в виде пористой остеклованной массы. Следует отметить, что протекающие процессы тепломассопереноса не заканчиваются в зонах сушки и нагрева, а накладываются друг на друга и в большей части по всей длине ленты развиваются параллельно [3].

Математическое планирование эксперимента

На заводах строительных материалов выпускается аглопоритовый песок, гравий и щебень, которые применяются в промышленности как теплоизолирующие материалы и в качестве добавок в разные виды бетонов (легкие и силикатные), а также теплоизоляционных засыпок. Способ изготовления – термическая обработка силикатных материалов методом агломерации. На заводе готовой продукцией являются: песок аглопоритовый фракции 0-5 мм, марка 1000, марка 1100; щебень аглопоритовый фракции 2,5-10 мм, марка 800, марка 900; щебень фракции 10-20 мм, марка 700, марка 800; щебень фракции 20-40 мм, марка 600, марка 700. Для исследований нами применялись суглинки месторождения песка и песчано-гравийной смеси «Ольшанка» Минского района со следующими химико-физическими данными, %: SiO_2 – 77,0-80,8; $\text{Al}_2\text{O}_3+\text{TiO}_2$ – 9,1-9,6; Fe_2O_3 – 2,4-2,8; $\text{MgO}+\text{CaO}$ – 1,5-4,4; $\text{Na}_2\text{O}+\text{K}_2\text{O}$ – 3,5-3,8; потери при прокаливании – ~1,0-3,9.

На основании предварительных опытов и данных НИИСМ (г. Минск) нами были выбраны уровни факторов и интервалы их варьирования (таблица 1). Опилки – 5-10 %, торфяная крошка – 5-10 %, лигнин – 7-14 %, суглинки – 66-83 %. Математическое планирование эксперимента проводилось по методике, где однородность дисперсии определялась по критерию Кохрена [4, 5].

Таблица 1 – Уровни факторов и интервалы их варьирования

№	Факторы	Суглинки (С)		Топливные брикеты (Т)		Лигнин (Л)		Опилки (О)	
		$X_1, \%$	x_1	$X_2, \%$	x_2	$X_3, \%$	x_3	$X_4, \%$	x_4
1	Основной уровень $X=0$	74,5	0	7,5	0	10,5	0	7,5	0
2	Интервал варьирования	8,5		2,5		3,5		2,5	
3	Верхний уровень $X=+1$	83	+1	10	+1	14	+1	10	+1
4	Нижний уровень $X=-1$	66	-1	5	-1	7	-1	5	-1

В таблице 1 указаны x_1, x_2, x_3, x_4 – математические значения факторов; X_1, X_2, X_3, X_4 – физическое значение факторов (соответствует С, Т, Л, О).

Введение в шихту прессованной торфяной крошки ($T=10\%$ – max), суглинки ($C=66-83\%$) показало, что прочность полученного аглопоритового щебня и его плотность соответствуют требованиям ГОСТ 9757-90 «Гравий, щебень и песок искусственные пористые». Зависимость прочности аглопоритового щебня от его плотности при добавлении отходов торфяного производства и вскрышных пород показана на рисунке 1. Результаты серии опытов по определению прочности аглопоритового щебня приведены в таблице 2.

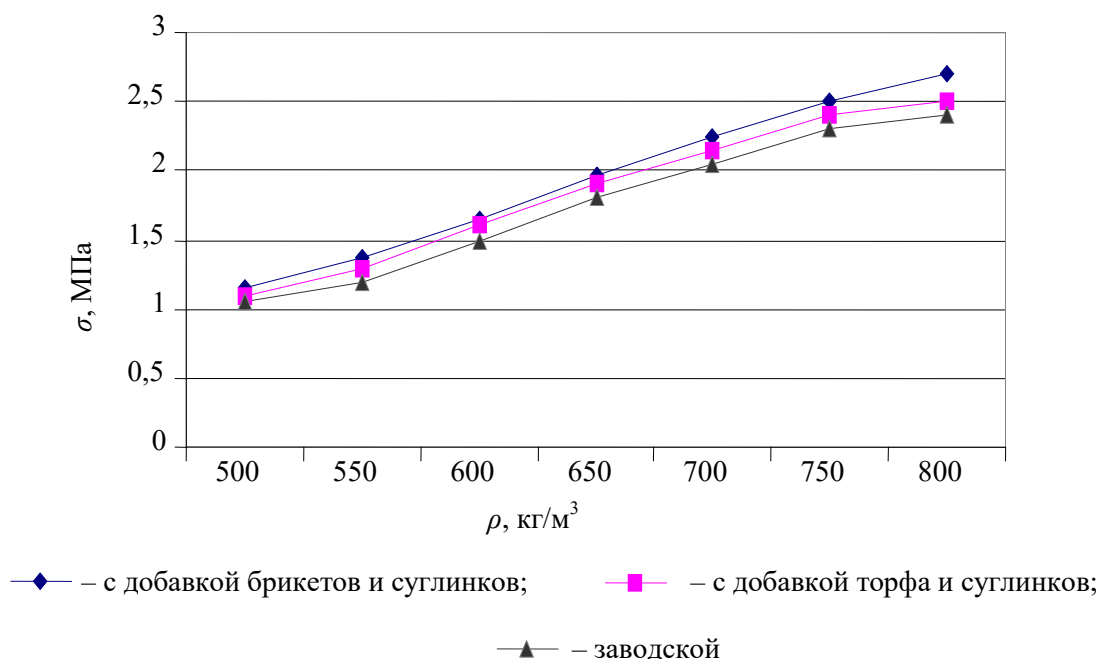


Рисунок 1 – Зависимость прочности аглопоритового щебня от его плотности при добавлении отходов торфяного производства и вскрышных пород

Полный факторный эксперимент для четырех факторов состоит из 16 опытов, то есть:

$$N = 2^n,$$

где N – число опытов;
 n – число факторов.

Для уменьшения количества опытов была применена полуреплика типа 2^{n-1} , которая сохраняет способность математически характеризовать изучаемый процесс, где ге-

нерирующие соотношение $X_4 = -X_3X_2X_1$ и определяющий контраст $I = -X_1X_2X_3X_4$. В такой схеме линейные коэффициенты в уравнении регрессии смешаны с коэффициентами тройного взаимодействия, то есть:

$$b_0 \rightarrow \beta_0 - \beta_{1234}; b_1 \rightarrow \beta_1 - \beta_{234}; b_2 \rightarrow \beta_2 - \beta_{134}; b_3 \rightarrow \beta_3 - \beta_{124}; \\ b_4 \rightarrow \beta_4 - \beta_{123}; b_{12} \rightarrow \beta_{12} - \beta_{34}; b_{13} \rightarrow \beta_{13} - \beta_{24}; b_{14} \rightarrow \beta_{14} - \beta_{23}.$$

Предполагается, что коэффициенты $\beta_{234}, \beta_{134}, \beta_{124}, \beta_{123}$ малы и несущественно искажат линейные коэффициенты b_1, b_2, b_3, b_4 .

Таблица 2 – Результаты серии опытов по определению прочности аглопоритового щебня

Серии опытов	Уровни факторов				Параметр оптимизации (опыты), МПа			Расчетный параметр оптимизации, МПа
	X_1	X_2	X_3	X_4	Π_1	Π_2	Π_3	Π_p
1	-	-	-	+	0,64	0,63	0,68	0,6
2	+	+	-	+	0,97	0,99	0,98	1,08
3	-	+	-	-	0,85	0,84	0,84	0,85
4	+	-	-	-	0,96	0,95	0,97	0,99
5	-	-	+	-	0,88	0,89	0,82	0,85
6	+	-	+	+	0,81	0,77	0,83	0,81
7	-	+	+	+	0,76	0,78	0,73	0,77
8	+	+	+	-	0,99	0,96	0,97	1,03

Для исключения влияния систематических ошибок, вызванных внешними условиями, проводилась рандомизация, то есть по таблице случайных чисел выбиралась последовательность опытов.

Однородность дисперсий определялась по критерию Кохрена:

$$G_p = \frac{\max S_j^2}{\sum_{j=1}^N S_j^2}, \quad (1)$$

где G_p – расчетное значение критерия Кохрена.

Если выполняется условие:

$$G_p \leq G_T,$$

где G_T – табличное значение критерия Кохрена, то опыты воспроизводимы, а оценки дисперсий – однородные.

Если же $G_p > G_T$, то выявляют и устраняют источник нестабильности экспериментов или используют более точный метод и средства измерения.

Дисперсия воспроизводимости рассчитывалась по формуле:

$$S_b^2 = \frac{\sum_{j=1}^N \sum_{k=1}^n (y_{jk} - y_j)^2}{N(n'-1)}, \quad (2)$$

где n' – число параллельных опытов.

После проведения эксперимента дробной реплики и полного факторного эксперимента определялись коэффициенты регрессии:

$$b_0 = \frac{\sum_{j=1}^N \bar{y}_j}{N}, \quad (3)$$

$$b_i = \frac{\sum_{j=1}^N \bar{y}_j \cdot x_{ji}}{N}, \quad (4)$$

$$b_{lm} = \frac{\sum_{j=1}^N x_{jl} \cdot x_{jm} \cdot \bar{y}_j}{N}, (l \neq m), \quad (5)$$

где j – номер опыта;

i, l, m – номера факторов.

Значимость этих коэффициентов определяется следующим образом:

$$\Delta b = \pm t_{N(n-1)} \cdot S_j, \quad (6)$$

где $t_{N(n-1)}$ – значение критерия Стьюдента;

S_j – дисперсия коэффициентов.

$$S_j^2 = \frac{S_b^2}{N \cdot n}. \quad (7)$$

При полном факторном эксперименте все коэффициенты определялись с одинаковой погрешностью. Если

$$|b| \geq S_j \cdot t,$$

то коэффициент регрессии значим. Если условие не выполняется, то коэффициент исключается из уравнения. После получения уравнения регрессии его проверяют по критерию Фишера на адекватность, то есть способность достаточно хорошо описывать поверхность отклика:

$$S_{ag}^2 = \frac{n \sum (\bar{y}_j - \hat{y}_j)^2}{N - k}, \quad (8)$$

где \bar{y}_j , \hat{y}_j – среднее экспериментальное и расчетное значение параметра оптимизации j -ом опыте;

k – число рассчитанных коэффициентов в уравнении регрессии, включая и свободный член.

$$F_p = \frac{S_{ag}^2}{S_b^2}, \quad (9)$$

где F_p – расчетное значение критерия Фишера.

Если

$$F_p \leq F_T,$$

то уравнение регрессии считается адекватным. Для определения табличного значения критерия Фишера (F_T) необходимо знать число степеней свободы, связанных с числителем и знаменателем. Полученная линейная модель по результатам первой серии опытов неадекватна, так как $F_p > F_T$. Здесь мы находимся или в стационарной зоне, или велики коэффициенты смещения. Линейные коэффициенты регрессии одного порядка и характер их влияния на параметр оптимизации одинаков. Это говорит о правильности выбора интервалов варьирования. Несмотря на то, что модель неадекватна, можно сделать следующий вывод: выход воска из торфа становится больше с увеличением всех четырех факторов и большее влияние на этот процесс оказывает температура растворителя. Это согласуется с литературными данными, а выход воска из торфа, полученный в экспериментах, близок к ним. Результаты восьмого опыта лежат в оптимальной области. Так как полученная линейная модель неадекватна, то процесс должен описываться уравнением второго порядка. Поэтому достраиваем полуреplikу до полного факторного эксперимента.

Полный факторный эксперимент

Матрица планирования и результаты факторного эксперимента приведены в таблице. Основной уровень, интервалы варьирования, верхний и нижний уровни для второй серии опытов выбраны те же, что и в первом. Во второй серии реализована полуреплика до полного факторного эксперимента 2^4 с генерирующим отношением $X_4 = X_1 \cdot X_2 \cdot X_3$ и двумя параллельными опытами.

Модель нелинейна, так как $F_p > F_T$ при $k = 5$ и при $k = 10$ и, значит, описать ее можно только уравнением второго порядка, для чего необходимо сделать еще восемь опытов в звездных точках.

Опыты в звездных точках. Каноническая форма уравнения регрессии

Для адекватности математического описания стационарной зоны требуется многочлен более высокой степени, например отрезок ряда Тейлора, содержащий члены с квадратами переменных

$$y = \beta_0 + \beta_1 x_1 + \beta_2 x_2 + \dots + \beta_n x_n + \beta_{12} x_1 x_2 + \dots + \beta_{(n-1)n} x_{n-1} x_n + (\beta_{11} x_1^2 + \beta_{22} x_2^2 + \dots + \beta_{nn} x_n^2 + \dots),$$

где $\beta_0 = y(0, \dots, 0)$ – значение функции отклика в начале координат.

Наиболее распространенные на практике планы второго порядка для четырех факторов: ортогональные, ротабельные и другие. Они содержат от 24 до 31 опытов. «Ядро» таких планов составляет полный факторный эксперимент 2^4 . Поэтому было использовано центральное композиционное планирование эксперимента (ЦКП), а именно, ортогональное. Количество опытов при ОЦКП определяется:

$$N = 2^n + 2n + 1, \quad (10)$$

где 2^n – количество опытов, образующих полный факторный эксперимент;

$2n$ – число звездных точек в факторном пространстве, имеющих координаты $(\pm\alpha, 0, 0, \dots, 0); (0, \pm\alpha, 0, \dots, 0), \dots, (0, 0, \dots, \pm\alpha)$;

α – величина звездного плеча.

Для четырех факторов $\alpha = \pm 1,414$. Значения α выбраны из условия ортогональности матрицы планирования.

Уравнение регрессии при ортогональном ЦКП ищем в следующем виде:

$$y = b_0^* + b_1x_1 + b_2x_2 + \dots + b_nx_n + b_{12}x_1x_2 + \dots + b_{(n-1)n}x_{n-1}x_n + b_{11}x_1^* + \dots + b_{nn}x_n^*.$$

$$X_{ji}^* = x_{ji}^2 - \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N x_{ji}^2.$$

Величина X_{ji}^* – введена для того, чтобы матрица планирования была ортогональна и коэффициенты регрессии определялись независимо друг от друга по результатам опытов.

Чтобы получить уравнение регрессии в общей форме:

$$y = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + \dots + b_nx_n + b_{12}x_1x_2 + \dots + b_{(n-1)n}x_{n-1}x_n + b_{11}x_1^2 + \dots + b_{nn}x_n^2,$$

необходимо найти

$$b_0 = b_0^* - \frac{b_{11}}{N} \sum_{j=1}^N x_{j1}^2 - \dots - \frac{b_{nn}}{N} \sum_{j=1}^N x_{jn}^2,$$

где $\sum_{j=1}^N x_{ji}^2 = 20$.

Коэффициенты регрессии при ортогональном ЦКП рассчитывались по следующим формулам:

$$b_0^* = \frac{1}{N} \sum_{j=1}^N y_j;$$

$$b_i = \frac{\sum_{j=1}^N x_{ji}y_j}{\sum_{j=1}^N (x_{ji})^2}, i \neq 0;$$

$$b_i = \frac{\sum_{j=1}^N x_{ji} x_{jk} y_j}{\sum_{j=1}^N (x_{ji} x_{jk})^2}, i \neq k,$$

где $\sum_{j=1}^N (x_{ji} x_{jk})^2 = 16$;

$$b_{ii} = \frac{\sum_{j=1}^N (x_{ji}^* \bar{y}_i)}{\sum_{j=1}^N (x_{ji}^*)^2},$$

где $\sum (x_{ji}^*)^2 = 0,4 \cdot 16 + 7 \cdot 0,64 + 2 \cdot 1,44 = 8$.

Значение факторов в звездных точках определяется по формуле:

$$x'_i = a + \alpha b, \quad (11)$$

где a – основной уровень для данного фактора;

b – интервал варьирования.

Уравнение регрессии, полученное с помощью ортогонального ЦКП, позволяет не только предсказать значение функции отклика для заданных условий проведения эксперимента, но и информацию о форме поверхности отклика. Исследование этой поверхности необходимо для выбора оптимального режима процесса выхода битумов из угля (или других заменяющих ресурсов) при воздействии ультразвуковых колебаний. Для изучения конфигурации поверхности отклика уравнение регрессии приводилось к канонической форме.

Расчетные значения критерия Кохрена (0,25) после проведения опытов оказались меньше теоретического (0,68). Уравнение регрессии проверялось по критерию Фишера на адекватность. Расчетное значение критерия Фишера равно $F_p = 3,55$, табличное значение – $F_m = 4,07$, что соответствует адекватности модели.

Значения коэффициентов регрессии: $b_0 = 0,33$; $b_1 = 0,38$; $b_2 = 0,19$; $b_3 = 0,11$; $b_4 = 0,10$.

Для серии опытов по определению прочности аглопоритового щебня уравнение регрессии будет выглядеть следующим образом:

$$Kл = 0,33 + 0,38x_1 + 0,19x_2 + 0,11x_3 + 0,10x_4, \quad (12)$$

где $Kл$ – прочность аглопоритового щебня.

Полученные аглопоритовый щебень и песок с применением фрезерного торфа и древесных опилок по показателям прочности и плотности соответствовали требованиям стандарта, согласно которому по показателям насыпной плотности аглопоритовый щебень и песок относят: фракция 20-40 мм и 10-20 мм к марке 600; фракция 5-10 мм к марке 700; фракция менее 5 мм к маркам 1000-1100. По показателям прочности аглопоритовый щебень относится: фракция 20-40 мм и 10-20 мм к марке 75; фракция 5-10 мм к марке 200-250. Полученный нами аглопоритовый щебень и песок практически по всем качественным показателям близки показателям продукции с использо-

ванием обычной шихты. Представляет также практический интерес в технологии получения аглопорита – увеличение крупности частиц (фракционного состава) торфа до 10 мм с целью повышения его массы, что вызовет повышение температуры в спекаемом слое, изменение режимов полукоксования торфа и параметров агломерационного процесса, в частности выхода недожога. Большое значение имеет также изучение качественных показателей аглопорита, спекаемого с различными видами технологического топлива, в которых различное содержание летучих веществ, что может увеличить выход недожога и повлиять на экологическую обстановку территории.

Далее нами выполнен инженерный расчет режимов агломерации. Сейчас в республике идет развитие исследований по экономии технологического топлива и замене его дефицитных и дорогостоящих видов на местные, такие как различные виды торфа, сапрпель, отходы торфобрикетного производства, которые имеют высокую теплоту сгорания и содержащие значительное количество органических веществ. При использовании силикатного сырья или утилизации вскрышных пород в агломерации, замена импортных видов топлива на местные является актуальной проблемой, а использование топлива с низкой теплотворной способностью требует разработки новых способов по обогащению, усреднению и определению оптимальных сырьевых составов с целью более эффективного их сжигания в агломерируемом слое шихты. Анализ проведенных исследований показывает, что по мере уменьшения крупности топливных частиц повышается восстановительный потенциал продуктов горения и снижается высота окислительной зоны, что связано с уменьшением степени использования углерода, а также с увеличением абсолютной температуры в зоне горения, что приводит к снижению температурного уровня процесса. Следует отметить, что степень углефикации топлива влияет на возможную скорость спекания шихты, что влияет на скорость горения топлива. Работа действующих аглопоритовых предприятий, которые используют в качестве технологического топлива низкосортные угли, позволяет рекомендовать проведение исследований по разработке технологических параметров производства аглопорита при замене угля и древесных опилок на местные виды топлива (фрезерный торф – топливный, для компостирования, топливные дробленые брикеты, сапрпель и др.). Следует сказать, что сапрпелевые коллоидные отложения имеются во многих пресноводных водоемах Беларуси и содержат до 93 % органических веществ. Сейчас их добыча носит промышленный характер и применение сапрпелей возможно не только в сельском хозяйстве, но и в производстве легких заполнителей для аглопорита. Опыт показывает, что неудачное конструктивное решение или неправильный режим охлаждения шихты приводит к низкому качеству полученного спекшегося прочного пористого конгломерата. Особое значение приобретает теплофизическое обоснование рациональных режимов охлаждения. В связи с этим актуальной задачей является исследование распределения поля температур внутри шихты в зависимости от различных скоростей движения ленты агломерационной машины, а следовательно, от времени охлаждения.

Математическая модель процессов охлаждения с движущейся лентой в общем случае должна содержать сопряженные системы уравнений, описывающие различные физические процессы: затвердевание шихты; оплавление поверхности; перераспределение примесей, газов и др. Недостаточная изученность ряда физических явлений, сложность системы дифференциальных уравнений вынуждают упростить математическую формулировку задачи, описывающую охлаждение шихты. В последнее время наблюдается тенденция изучения динамики затвердевания с помощью численных методов решения краевых задач для уравнения теплопроводности. Этот подход связан со значительными затратами времени на составление и отладку программ. Однако во многих случаях реальных тепло-технологических процессов не требуется та высокая сте-

пень точности, которую дают аналитические либо численные методы моделирования. В таких случаях можно воспользоваться упрощенными, так называемыми инженерными способами расчетов, позволяющими проектировщику или технологу с достаточной для практических целей степенью точности определить технологически важные параметры процесса. При исследовании процесса охлаждения шихты после расплава и сгорания вкраплений, необходимо знать, как перемещается в расплаве фронт затвердевания, как распределяются температуры T в сечении твердой корки и знать время τ окончания затвердевания.

Процесс спекания шихты в производстве аглопорита с применением агломерационной машины делится на 4 этапа:

1. Испарение гигроскопической влаги при температурах до 100 °С.
2. Подогрев слоя шихты при температуре от 100 до 800 °С (в этот период происходит дегидратация глинистых минералов и гидроокислов железа).
3. Воспламенение топлива, находящегося в шихте (в этот период при температуре 800-1600 °С железные окислы восстанавливаются до закисного состояния и способствуют образованию жидкой фазы, происходит спекание зерен внутри отдельных частиц и контактное спекание их между собой, в результате сыпучий слой превращается в спекшийся пористый конгломерат).
4. Охлаждение конгломерата (в этот период завершаются процессы кристаллизации магнетита и α -кристобалита, α -кварц переходит в β -кварц, при этом кристаллическими фазами являются: кварц, полевой шпат, кристобалит и муллит).

Весь процесс агломерации происходит при определенном аэродинамическом режиме. Разрежение по зонам спекания составляет 1,4-2,0 кПа.

Рассмотрим процесс, соответствующий третьему этапу технологии при допущениях: скорость перемещения фронта затвердевания в корке шихты сравнительно невелика; параметры внешней охлаждающей среды T_c резко не изменяются; форма объекта может быть принята в разрезе квадратного сечения с закруглениями; изотермы фронта затвердевания сохраняют взаимное подобие по мере продвижения вглубь объекта, распределение температуры в сечении твердой корки шихты может быть найдено путем решения краевой задачи для расчетной области вида:

$$\frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} = 0, \quad (13)$$

$$T|_{r=r_\tau} = T_\tau, \quad T|_{r=l} = T_n, \quad (14)$$

где x, y – координаты на плоскости;

$$r = \sqrt{x^2 + y^2};$$

r_τ – текущее значение радиуса-вектора r ;

l – размер объекта;

T_τ, T_n – соответственно температура кристаллизации и температура поверхности.

Перейдем в краевой задаче от декартовых координат к полярным: $x = r \cos \varphi$, $y = r \sin \varphi$, в результате получим:

$$\frac{\partial^2 T}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial T}{\partial r} + \frac{1}{r} \frac{\partial^2 T}{\partial \varphi^2} = 0, \quad (15)$$

$$T|_{r=r_\tau} = T_\tau, \quad T|_{r=l} = T_\Pi. \quad (16)$$

Учитывая симметрию задачи, слагаемым, зависящим от φ , в уравнении (13) можно пренебречь.

Тогда имеем обыкновенное дифференциальное уравнение второго порядка, допускающее понижение порядка

$$\frac{d^2T}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{dT}{dr} = 0, \quad (17)$$

которое решается с помощью замены:

$$\frac{dT}{dr} = p, \quad \frac{d^2T}{dr^2} = p'.$$

В результате замены уравнение (15) сводится к обыкновенному дифференциальному уравнению первого порядка с разделяющимися переменными:

$$p' + \frac{1}{r} p = 0,$$

откуда $\frac{dp}{p} = -\frac{dr}{r}$ и $\ln p = -\ln r + \ln C_1$. Используя свойства логарифмов:

$$\ln p = \ln \frac{C_1}{r} \quad \text{и} \quad p = \frac{C_1}{r},$$

возвращаемся к исходным переменным:

$$\frac{dT}{dr} = \frac{C_1}{r} \quad \text{и} \quad dT = \frac{C_1}{r} dr.$$

Общее решение уравнения (13) имеет вид:

$$T = C_1 \ln r + C_2.$$

С учетом граничных условий (14) получим:

$$\begin{cases} C_1 \ln r_\tau + C_2 = T_\tau, \\ C_1 \ln l + C_2 = T_\Pi. \end{cases} \quad (18)$$

Вычитая из первого уравнения системы (18) второе, имеем:

$$C_1 (\ln r_\tau - \ln l) = T_\tau - T_\Pi,$$

следовательно

$$C_1 = \frac{T_\tau - T_\Pi}{\ln \frac{r_\tau}{l}}.$$

Подставляем значение C_1 в первое уравнение системы:

$$\frac{T_{\tau} - T_{\Pi}}{\ln \frac{r_{\tau}}{l}} \ln r_{\tau} + C_2 = T_{\tau}.$$

Находим значение C_2 и подставляем в общее решение уравнения (13). Тогда после преобразований получим для каждого фиксированного значения времени:

$$T_{r,\tau} = T_{\tau} + \frac{T_{\tau} - T_{\Pi}}{\ln \frac{r_{\tau}}{l}} \cdot \ln \frac{r}{r_{\tau}}.$$

Рассмотрим уравнение теплового баланса с учетом фазового перехода в виде:

$$\int_0^l \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial n} \right)_{y=0} dl = \rho(L + c(T_{\tau} - \bar{T})) \frac{dS}{d\tau}, \quad (19)$$

где λ – коэффициент теплопроводности;

ρ – плотность;

c – коэффициент теплоемкости;

$\bar{T}(\tau) = \frac{1}{S} \iint_S T(x, y, \tau) dx dy$ – среднемассовая температура твердой корки к моменту τ ;

$S(\tau)$ – площадь сечения твердой корки,

L – удельная теплота кристаллизации.

Левая часть формулы (19) представляет собой расход теплоты с охлаждаемого участка длиной l , правая – учитывает выделение теплоты фазового перехода и изменение состояния твердой корки при снижении температуры от T_{τ} до $\bar{T}(\tau)$.

Используя решение краевой задачи (13-14), с помощью уравнения теплового баланса (19) можно установить закон изменения во времени объема твердой корки шихты.

Для вычисления значений координат x и y воспользуемся формулами с коэффициентами, приведенными в работе:

$$\begin{aligned} x &= l(\alpha_1 r \cos \varphi + \alpha_2 r^5 \cos 5\varphi), \\ y &= l(\alpha_1 r \sin \varphi + \alpha_2 r^5 \sin 5\varphi). \end{aligned} \quad (20)$$

Тогда можно записать:

$$M = \frac{2K\Theta_{II}\tau}{2 + K\Theta_{II}} = \frac{1}{4} \left[\alpha_1^2 (1 - (1 - 2 \ln r_{\tau}) r_{\tau}^2) + \alpha_2^2 (1 - (1 - 10 \ln r_{\tau}) r_{\tau}^{10}) \right], \quad (21)$$

где

$$K = \frac{c(T_{\tau} - T_{\Pi})}{L}; \quad \Theta_{II} = \frac{T_{\tau} - T_{\Pi}}{T_{\tau} - T_c}, \quad (22)$$

где T_c – температура внешней среды при спекании шихты.

Из формулы (19) можно найти величину безразмерного времени τ^0 и времени τ :

$$\tau^0 = \frac{M(2 + K\Theta_{II})}{2K\Theta_{II}}; \quad \tau = \frac{\rho c}{\lambda} l^2 \tau^0. \quad (23)$$

В момент окончания затвердения $r_\tau = 0$, расход теплоты с охлаждаемого участка M_0 можно вычислять по формуле:

$$M_0 = \frac{1}{4}(\alpha_1^2 + \alpha_2^2).$$

Рассмотрим затвердение шихты в палете размерами $0,7 \text{ м} \times 0,7 \text{ м}$ ($l = 0,35 \text{ м}$); $T_\tau = 1200 \text{ }^\circ\text{C}$; $T_{II} = 800 \text{ }^\circ\text{C}$; $T_c = 1600 \text{ }^\circ\text{C}$. Известно, что: $\lambda = 0,437 \frac{\text{ккал}}{\text{м} \cdot \text{час} \cdot \text{град}}$; $\rho = 1200 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$; $c = 0,53 \frac{\text{ккал}}{\text{кг} \cdot \text{град}}$; $\frac{r_0}{l} = 0,5$ – отношение радиуса закругления к половине стороны квадрата; $\alpha_1 = 1,073$, $\alpha_2 = -0,095$ – коэффициенты, соответствующие значению $\frac{r_0}{l}$; h_i – шаг изменения во времени фронта затвердения твердой корки; критерий Био $B_i = \frac{\alpha^i l}{\lambda}$ (α^i – параметр, зависящий от конкретных условий теплотехнического процесса и требующий теоретико-экспериментальной идентификации) является безразмерной характеристикой размера объекта. Принимаем $\alpha^i = 1,1 \cdot 3,8(T_{II} + T_c^i)$; $i = 1, 2, \dots, \frac{1}{h_1} - 1$; $r_{\tau_0} = 1$ – положение фронта затвердения при $\tau = 0$, h_2 – шаг по толщине твердой корки для фронта:

$$r_\tau \left(r_j = 1 - jh_2, j = 0, 1, \dots, \frac{1}{h_2} - 1 \right); \quad \varphi \in \left[0; \frac{\pi}{2} \right] \text{ – полярный угол.}$$

Вычисляем значения M_i по формуле (19) для значений r_τ с учетом шага h_i , затем находим K , Θ_{II} по формулам (22), время τ_i^0 и τ_i по формулам (23). Для каждого значения τ_i распределение температуры с учетом шага h_2 ищем по формуле:

$$T(x_j, y_j) = T_{\tau_j} + (T_{\tau_j} - T_{II}) \frac{\ln \frac{r_j}{r_{\tau_j}}}{\ln \frac{r_{\tau_j}}{l}}.$$

В момент окончания затвердения $r_\tau = 0$, тогда имеем:

$$M_0 = (\alpha_1^2 + \alpha_2^2) = 0,29; \quad \tau^0 = \frac{M_0(2 + K\Theta_{II})}{2K\Theta_{II}} = 0,4 \cdot 10^{-4}; \quad \tau = \frac{\rho c}{\lambda} l^2 \tau^0 = 27, \text{ мин.}$$

На основании вышеизложенного можно вычислить рекомендуемую скорость движения палет в агломерационной машине, которая составляет $1,1 \text{ м/мин}$. Это значение входит в рамки технологически заложенных скоростей движения от $0,415$ до $1,25 \text{ м/мин}$ и является оптимальным для полного затвердевания шихты [6, 7].

Выводы

Таким образом, методом математического планирования эксперимента нами оптимизирован процесс получения аглопоритового щебня с использованием вскрышных пород месторождений нерудных строительных материалов нашей страны и получена модель, связывающая прочность аглопоритового щебня с предлагаемым составом сырьевой смеси. По сравнению с импортными привозными добавками (уголь) это позволит уменьшить ресурсозатраты на производство единицы выпускаемой продукции и ее себестоимость. В качестве добавок можно также использовать отходы топливных брикетов, которые по энергетическим свойствам не уступают закупаемым дорогостоящим добавкам (уголь). Произведен инженерный расчет режимов агломерации шихты, путем решения краевой задачи найдено распределение температуры в сечении твердой корки шихты и вычислена оптимальная скорость движения палет в агломерационной машине.

Список использованных источников

1. Полезные ископаемые Беларуси / П.З. Хомич [и др.]. – Минск: Адукацыя і выхаванне, 2002. – 528 с.
2. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых: учебник для вузов / М.Г. Новожилов [и др.]. – М.: Недра, 1971. – 512 с.
3. Промежуточный отчет по теме № 92-067 «Исследовать и разработать технологические параметры производства аглопорита». – Минск: МНИИСМ, 1992. – 36 с.
4. **Богатов, Б.А.** Математические методы и модели в горном деле / Б.А. Богатов. – Минск: УП «Технопринт», 2003 г. – 115 с.
5. **Адлер, Ю.П.** Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий / Ю.П. Адлер, Е.В. Маркова, Ю.В. Граковский. – М.: Наука, 1976. – 279 с.
6. **Воронова, Н.П.** Математическое моделирование и управление теплотехнологиями промышленных производств: монография / **Н.П. Воронова.** – Минск: БНТУ, 2009. – 260 с.
7. **Воронова, Н.П.** Математическое моделирование энергосберегающих режимов нагрева, сушки и термообработки / Н.П. Воронова. – Минск: БНТУ, 2006. – 86 с.

Berezovsky S.N., Voronova N.P.

Use of domestic raw materials and overburden rocks for manufacture of construction materials

The issues of resource- and energy saving by manufacture of construction materials were reviewed in the article. Cheap materials and products are necessary for manufacture of construction materials from domestic raw materials. Due to production of high-quality, strong and reliable construction materials, it is necessary to select and carefully analyze primary components in relation to profitability and resource saving we suggest to use overburden rocks of deposits (loams) and wastes of peat manufacture instead of expensive imported coal for production of agloporite road metal. Using mathematical planning method we optimized production process of agloporite road metal with overburden rocks from our country deposits and obtained the model connecting strength of agloporite road metal with the offered composition of raw mixture.

Поступила в редакцию 17.01.2013 г.

МАШИНОСТРОЕНИЕ

УДК 629.369–133.4(045)(476)

**ОСОБЕННОСТИ РАБОТЫ И ОБОСНОВАНИЕ МОДЕРНИЗАЦИИ
КОНСТРУКЦИИ СООСНЫХ РОТОРОВ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА**

Казаченко Г.В., Басалай Г.А., Мартинович В.В. (Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь)

Рассматривается исполнительный орган проходческой машины с соосными роторами в количестве двух или трех. Проводится сравнительный анализ их энергоэффективности и даются основы методики выбора основных конструктивных данных и режимов работы.

Введение

Проходческие комбайны типа ПК остаются самой распространенной машиной при проходке горных выработок и добыче калийной руды в условиях использования камерной или смешанной систем разработки подземных месторождений сильвинита. Машины подобного принципа действия также широко используются при проходке тоннелей различного назначения. В этих машинах основным исполнительным органом для разрушения массива горной породы является ротор, представляющий собой набор пластин или секторов с установленными на них режущими инструментами. В практике получили распространение исполнительные органы, совмещающие два и более соосных ротора. Такое решение позволяет не только уменьшить неравномерность скорости резания, но также и в значительной степени повысить уравновешенность машины.

Исследования и результаты

Рассмотрим исполнительный орган проходческого комбайна в виде совокупности соосных роторов (рисунок 1).

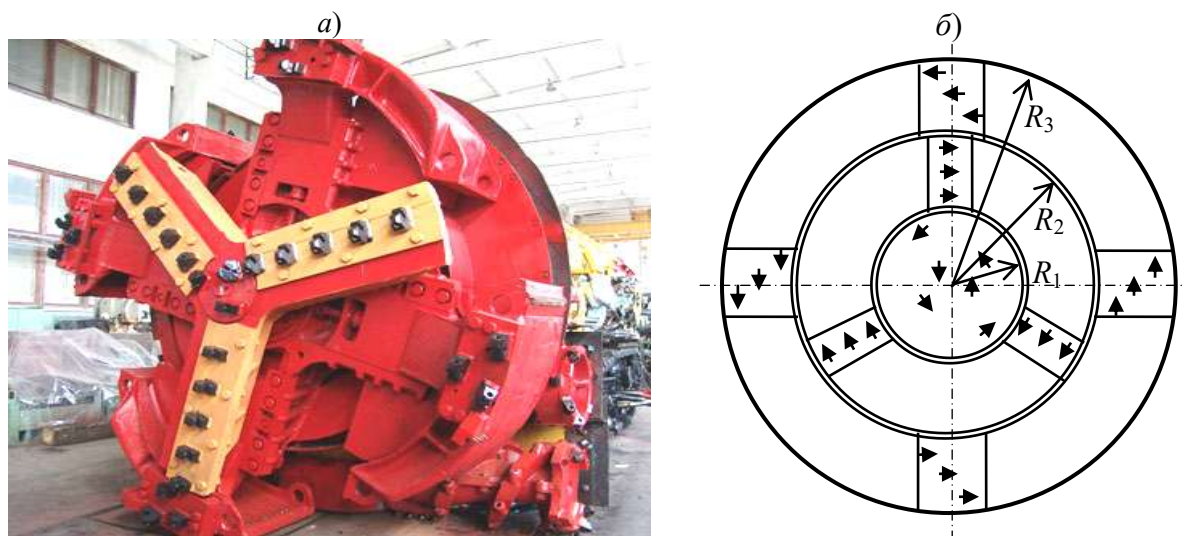


Рисунок 1 – а) соосные роторы исполнительного органа ПКС-8М;
б) схема трех соосных роторов

Обозначим через ω_i угловую скорость соответствующего ротора, а через R_i его наружный диаметр. Тогда общие затраты мощности на разрушение породы роторами:

$$N = \sum_{i=1}^n \int_{R_{i-1}}^{R_i} e_i \cdot dQ_i, \quad (1)$$

где n – количество роторов;

e_i – удельные затраты мощности на разрушение породы режущими элементами соответствующего ротора;

Q_i – производительность этого ротора.

Удельные затраты мощности зависят от большого числа параметров, характеризующих процесс отбойки породы исполнительными органами. Среди этих параметров, помимо прочностных свойств породы, большое значение имеет толщина снимаемой резцами стружки и скорость резания [1-3]. Влияние толщины стружки на удельные затраты мощности изучалось многими исследователями и может быть описано соотношением:

$$e = c_1 \cdot h^{c_2}, \quad (2)$$

где h – толщина снимаемой резцами стружки (глубина резания), которая понимается как толщина слоя породы, снимаемой резцом;

c_1, c_2 – параметры, значение которых устанавливается экспериментально.

Что касается скорости резания, то для различных пород ее влияние на величину удельных затрат мощности изучено не столь подробно. Тем не менее, известно, что с точки зрения энергоемкости, существует оптимальное ее значение как для различных пород, так и для различных конструкций резцов. В связи с этим представляет интерес изучение влияния количества соосных роторов на энергоемкость процесса разрушения массива с целью ее минимизации. Для того, чтобы все резцы работали при оптимальных значениях скорости резания, необходимо иметь большое количество соосных роторов, в пределе равное количеству линий резания, что затруднительно с точки зрения конструктивного решения обеспечения их приводов. Поэтому в данной статье проанализируем количество роторов от одного до трех, тем более что на этот счет имеются технические решения, в том числе и защищенные патентами Республики Беларусь [4, 5].

В условиях линейной зависимости скорости резания от радиуса расположения резцов соответствующего ротора, имеем:

$$dQ_i = v_n \cdot r_j \cdot dr \cdot d\alpha, \quad (3)$$

где v_n – скорость подачи роторов на забой;

r_j – радиус расположения соответствующего элемента по площади забоя.

Удельные затраты мощности на разрушение породы считаем в соответствии с (2) минимальными, т.е. определяемыми при оптимальном с точки зрения энергоемкости значении скорости резания. Влияние изменения скорости резания на удельные затраты энергии учтем с помощью введения в (2) поправочного коэффициента κ_v , зависящего от отклонения скорости резания от ее оптимального значения:

$$e = c_1 \cdot h^{c_2} \cdot \kappa_v, \quad (4)$$

где κ_v – коэффициент, зависящий от скорости резания.

Толщину горной породы, снимаемую каждым резцом, определим с учетом его положения относительно оси вращения роторов (рисунок 2).

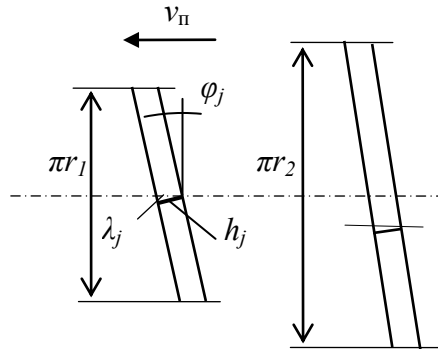


Рисунок 2 – К определению толщины стружки, снимаемой резцами ротора, расположенными на различных расстояниях от оси вращения

Непосредственно из рисунка 2 имеем:

$$h_j = \lambda_j \cdot \cos \varphi_j, \quad (5)$$

где $\lambda_j = v_\pi \cdot t_j$ – поступательное перемещение роторов за время поворота на угол между двумя смежными резцами в линии резания;

φ_j – угол подъема соответствующей винтовой линии резания.

Угол подъема винтовой линии резания зависит от положения резца относительно оси вращения, так что

$$\cos \varphi_j = \frac{2\pi \cdot r}{\sqrt{(v_\pi \cdot t_j)^2 + 4\pi^2 \cdot r^2}}, \quad (6)$$

где $t_j = \frac{2\pi}{\omega_i \cdot z_j}$ – время поворота ротора на угол между двумя соседними резцами в линии резания;

z_j – число резцов в соответствующей линии резания;

ω_i – угловая скорость вращения соответствующего ротора.

Таким образом, окончательно:

$$h_j = v_\pi \frac{2\pi}{\omega_i \cdot z_j} \cdot \frac{2\pi \cdot r}{\sqrt{\left(v_\pi \frac{2\pi}{\omega_i \cdot z_j}\right)^2 + 4\pi^2 \cdot r^2}}. \quad (7)$$

Так как скорость подачи намного меньше окружной скорости v_p резания, за исключением небольшой области вблизи оси вращения роторов, где v_p также имеет малые значения, то для практических расчетов, с пренебрежной погрешностью, удобнее пользоваться приближенным значением толщины стружки:

$$h_j \cong v_n \frac{2\pi}{\omega_i \cdot z_j}. \quad (8)$$

Рассмотрим удельные затраты мощности для трех вариантов органа разрушения – один ротор, два ротора и три соосных ротора при одинаковом сечении разрабатываемого забоя и одинаковой для всех скорости подачи.

В первом случае производительность:

$$Q_1 = v_n \cdot S = v \cdot \pi \cdot R_3^2, \quad (9)$$

где S – общая площадь сечения выработки;

R_3 – радиус исполнительного органа и, соответственно, сечения выработки.

Во втором случае:

$$Q_2 = v_n \left(\int_0^{2\pi} \int_0^{R_2} r \cdot d\alpha \cdot dr + \int_0^{2\pi} \int_{R_2}^{R_3} r \cdot d\alpha \cdot dr \right) = \pi \cdot v_n (R_2^2 + (R_3^2 - R_2^2)), \quad (10)$$

Наконец, в третьем случае:

$$Q_3 = \pi \cdot v_n (R_1^2 + (R_2^2 - R_1^2) + (R_3^2 - R_2^2)). \quad (11)$$

Формулы (9-11) записаны таким образом, чтобы иметь возможность использования влияния соотношения радиусов роторов на удельные затраты мощности на разрушение.

В статье [2] показано, что уравнивание двух соосных роторов в случае независимости удельных затрат мощности от скорости резания достигается при соотношении наружного радиуса к радиусу внутреннего ротора:

$$R_3/R_2 = \sqrt{2}. \quad (12)$$

Для исполнительного органа с тремя соосными роторами при независимости удельных затрат мощности от скорости резания возможны различные сочетания размеров роторов в зависимости от направлений вращения. Если два внутренних ротора вращаются в одну сторону, а наружный в другую, то остается справедливым соотношение (11), т.е. в этом случае $R_3/R_2 = \sqrt{2}$, а радиус первого центрального ротора R_1 может выбираться в пределах $0 \div R_2$ или из других условий, которые сейчас не рассматриваются.

Если первый внутренний и наружный роторы вращаются в одну сторону, а средний в другую, то соотношения между их радиусами из условия уравнивания

моментов от сил сопротивления резанию, получим, приравняв нулю сумму этих моментов. Отсюда имеем:

$$M_1 + M_2 + M_3 = 0, \quad (13)$$

где M_1, M_2, M_3 – моменты сил сопротивления резанию на соответствующем роторе. Выразив их через удельные затраты энергии и производительность роторов по разрушенной породе, получим:

$$e_1 \frac{R_1^2}{\omega_1} - e_2 \frac{R_2^2 - R_1^2}{\omega_2} + e_3 \frac{R_3^2 - R_2^2}{\omega_3} = 0, \quad (14)$$

Таким образом, выбор размеров роторов зависит от значений их скоростей вращения, а также удельных затрат энергии при работе каждого ротора.

Рассмотрим самый простой случай, когда $e_1 = e_2 = e_3 = e_p$, $\omega_1 = \omega_2 = \omega_3$. Тогда радиусы роторов удовлетворяют соотношению, вытекающему из (14) при указанных выше допущениях:

$$R_3^2 = 2(R_2^2 - R_1^2). \quad (15)$$

Радиус R_3 определяется сечением выработки, что касается выбора значений R_1, R_2 , то в его основе может быть положено несколько дополнительных условий:

- обеспечение минимума затрат энергии на разрушение массива;
- обеспечение равной нагруженности приводов роторов;
- обеспечение равномерности фракционного состава отбитой породы и др.

Поскольку одной из главных задач модернизации исполнительного органа является снижение энергозатрат на разрушение массива, которые составляют основную часть затрат мощности на работу комбайна, то в качестве второго условия для нахождения радиуса центрального ротора (забурника) выбираем первое условие, которое представим в виде:

$$e_{cp} = \frac{e_1 \cdot Q_1}{Q} + \frac{e_2 \cdot Q_2}{Q} + \frac{e_3 \cdot Q_3}{Q}, \quad (16)$$

где e_{cp} – средние удельные затраты мощности на работу основного исполнительного органа;

e_1, e_2, e_3 – то же для каждого ротора.

Ввиду того, что скорость подачи для всех роторов одинакова, последнее соотношение представим в виде:

$$e_{cp} = \frac{e_1 \cdot R_1^2}{R_3^2} + \frac{e_2 \cdot (R_2^2 - R_1^2)}{R_3^2} + \frac{e_3 \cdot (R_3^2 - R_2^2) Q_3}{R_3^2}. \quad (17)$$

Условия минимума средних удельных затрат мощности:

$$\frac{\partial e_{\text{cp}}}{\partial R_1} = 0; \quad \frac{\partial e_{\text{cp}}}{\partial R_2} = 0. \quad (18)$$

Эти условия выполняются при нулевых значениях R_1 и R_2 , что противоречит условию задачи. Поэтому сначала более подробно исследуем случай, когда удельные затраты мощности на разрушение массива одинаковы для всех роторов, и выполняется условие (14). Оно может выполняться при различных сочетаниях R_1 и R_2 . Запишем (15) в виде:

$$R_3 = \sqrt{2} \cdot R_2 \sqrt{1 - C^2}, \quad (19)$$

где $C = R_1/R_2$.

Исследуем некоторые характерные сочетания R_1 и R_2 , например, при равенстве моментов на первом и третьем роторах имеем:

$$M_1 = M_3 = \frac{1}{2} M_2, \quad (20)$$

и при постоянном e получаем второе уравнение для определения радиусов первого и второго роторов: $\frac{R_2^2 - R_1^2}{2} = R_1^2$ или

$$R_2 = \sqrt{3} \cdot R_1, \quad (21)$$

а

$$R_1 = \frac{1}{2} R_3. \quad (22)$$

Более удобным является представление формулы (19) в виде:

$$\frac{R_2}{R_3} = \frac{1}{\sqrt{2(1 - C^2)}}, \quad (23)$$

которая позволяет пользоваться безразмерным отношением, которое иллюстрируется на рисунке 3.

Представляют интерес некоторые сочетания диаметров первого и второго роторов:

1) $R_1 = \frac{1}{2} R_2$, в этом случае $R_3^2 = 2 \left(R_2^2 - \frac{1}{4} R_2^2 \right)$, откуда следует:

$$R_2 = R_3 \sqrt{\frac{2}{3}}; \quad R_1 = \frac{R_3}{\sqrt{6}}; \quad (24)$$

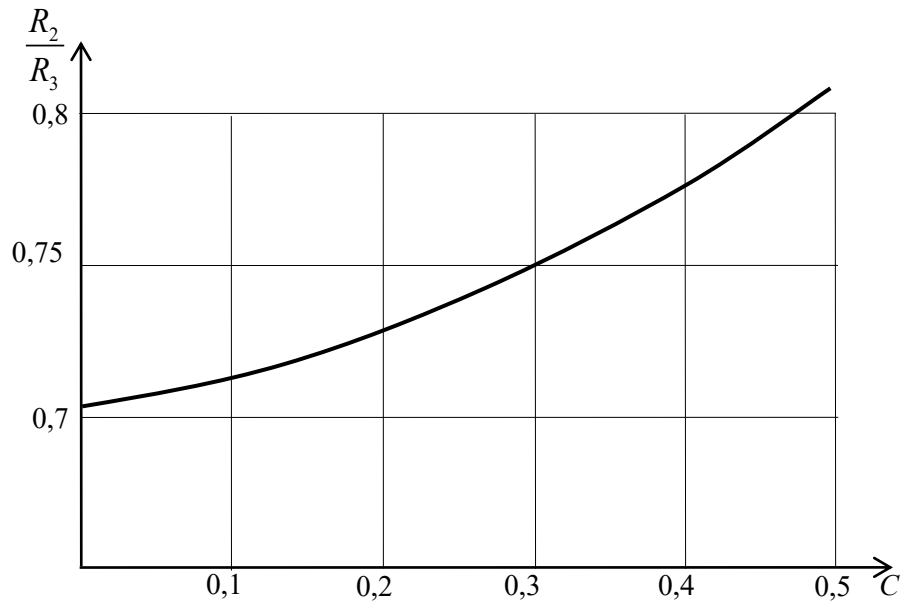


Рисунок 3 – Соотношение между радиусами трехторного бура

$$2) \quad R_1 = \frac{1}{3} R_2, \text{ в этом случае } R_3^2 = 2 \left(R_2^2 - \frac{1}{9} R_2^2 \right) = \frac{16 R_2^2}{9},$$

$$\text{и} \quad R_2 = \frac{3}{4} R_3; \quad R_1 = \frac{1}{4} R_3; \quad (25)$$

$$3) \quad R_1 = \frac{1}{4} R_2, \text{ при таком соотношении } R_3^2 = 2 \left(R_2^2 - \frac{1}{16} R_2^2 \right) = \frac{30 R_2^2}{16};$$

$$R_2 = \frac{4}{\sqrt{30}} R_3; \quad R_1 = \frac{R_3}{\sqrt{30}}; \quad (26)$$

$$4) \quad R = \frac{1}{5} R_2, \text{ рассматривая такое соотношение, получим:}$$

$$R_2 = \frac{5}{4\sqrt{3}} R_3; \quad R_1 = \frac{R_3}{4\sqrt{3}}. \quad (27)$$

Записанные соотношения могут быть использованы лишь в первом приближении, так как в них не учитывается влияние скорости резания на удельные затраты энергии при разрушении. Это влияние с учетом формул (4) и данных, приведенных в [4, 5], оценим путем введения зависимости:

$$\kappa_v = 1 + \kappa (v_p - v_{p0})^2, \quad (28)$$

где $v_p = \omega \cdot r$ – скорость резания;

v_{p_o} – оптимальное ее значение;

κ – коэффициент, определяемый экспериментально.

Условие равновесия исполнительного органа запишем, вычислив моменты сил сопротивления резанию на каждом из роторов:

$$\begin{aligned}
 M_1 &= \int_0^{2\pi} \int_0^{R_1} \frac{e_1 \cdot dQ_1}{\omega_1} = \int_0^{2\pi} \int_0^{R_1} \frac{c_1 \cdot h^{c_2} \left(1 + \kappa (v_p - v_{p_o})^2\right) v_n \cdot r \cdot dr \cdot d\alpha}{\omega_1} = \\
 &= \frac{v_n}{\omega_1} 2\pi \cdot c_1 \cdot h^{c_2} \left[\frac{1}{2} R_1^2 (1 + r_{1o}^2 \cdot \kappa \cdot \omega_1^2) + \kappa \cdot \omega_1^2 \cdot R_1^3 \left(\frac{1}{4} R_1 - \frac{2}{3} r_{1o} \right) \right]; \\
 M_2 &= \int_0^{2\pi} \int_{R_1}^{R_2} \frac{e_2 \cdot dQ_2}{\omega_2} = \\
 &= \frac{v_n}{\omega_2} 2\pi \cdot c_1 \cdot h^{c_2} \left[\frac{1}{2} (R_2^2 - R_1^2) (1 + r_{2o}^2 \cdot \kappa \cdot \omega_2^2) + \kappa \cdot \omega_2^2 (R_2^3 - R_1^3) \left(\frac{1}{4} (R_2 - R_1) - \frac{2}{3} r_{2o} \right) \right]; \\
 M_3 &= \int_0^{2\pi} \int_{R_1}^{R_2} \frac{e_3 \cdot dQ_3}{\omega_3} \\
 &= \frac{v_n}{\omega_3} 2\pi \cdot c_1 \cdot h^{c_2} \left[\frac{1}{2} (R_3^2 - R_2^2) (1 + r_{3o}^2 \cdot \kappa \cdot \omega_3^2) + \kappa \cdot \omega_3^2 (R_3^3 - R_2^3) \left(\frac{1}{4} (R_3 - R_2) - \frac{2}{3} r_{3o} \right) \right],
 \end{aligned} \tag{29}$$

где r_{1o} , r_{2o} , r_{3o} – радиусы первого, второго и третьего роторов, соответствующие оптимальной скорости резания.

Поскольку при вычислении этих моментов положено, что оптимальная скорость v_p одинакова для всех роторов, то это приводит к следующему соотношению:

$$\omega_1 \cdot r_{1o} = \omega_2 \cdot r_{2o} = \omega_3 \cdot r_{3o}. \tag{30}$$

Оптимальные значения радиусов первого, второго и третьего роторов можно найти из условия обеспечения минимума затрат мощности на работу каждого из роторов.

Так как $N_1 = M_1 \omega_1$, то

$$N_1 = 2\pi \cdot v_n \cdot c_1 \cdot h^{c_2} \left[\frac{1}{2} R_1^2 + \kappa \cdot \omega_1^2 \left(\frac{1}{4} R_1^4 - r_{1o} \frac{2}{3} R_1^3 + r_{1o}^2 \frac{1}{2} R_1^2 \right) \right]. \tag{31}$$

Приравняв к нулю частную производную $\frac{\partial N_1}{\partial r_{1o}}$, получим уравнение:

$$r_{1o} \cdot \kappa \cdot \omega_1^2 \cdot R_1^2 - \frac{2}{3} \kappa \cdot \omega_1^2 \cdot R_1^3 = 0, \tag{32}$$

из которого следует:

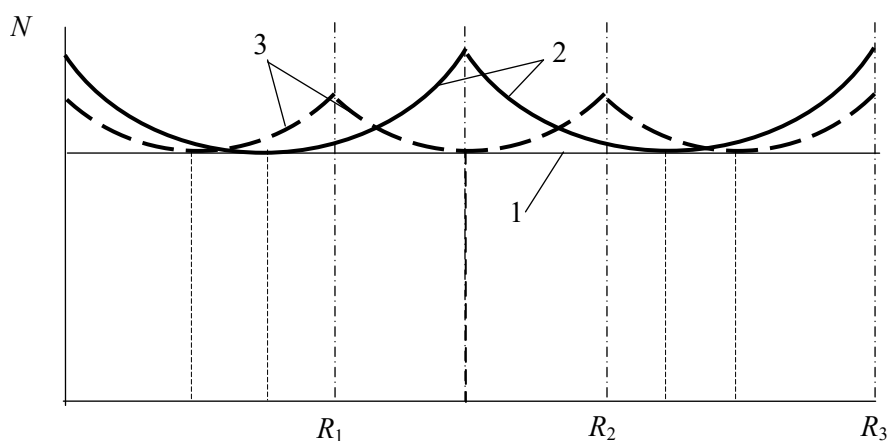
$$r_{1o} = \frac{2}{3} \cdot R_1. \tag{33}$$

Определяя аналогичным образом r_{2o} и r_{3o} получим:

$$r_{2o} = \frac{2}{3} \cdot \frac{R_2^3 - R_1^3}{R_2^2 - R_1^2}, \quad (34)$$

$$r_{3o} = \frac{2}{3} \cdot \frac{R_3^3 - R_2^3}{R_3^2 - R_2^2}. \quad (35)$$

Таким образом, получены все необходимые соотношения для выбора и определения геометрических и кинематических параметров двухроторного и трехроторного исполнительных органов в предположении, что удельные энергозатраты мощности для их работы зависят от скорости резания, а при ее отклонении от оптимальных значений растут согласно выражениям (4, 28). При этом затраты мощности на разрушение породы роторами могут быть иллюстрированы графически (рисунок 4).



1 – уровень оптимальных затрат мощности;
2 – двухроторная схема; 3 – трехроторная схема

Рисунок 4 – Зависимость затрат мощности от числа роторов

Диаграмма, приведенная на рисунке 4, показывает, что трехроторная схема исполнительного органа проходческой машины энергетически более эффективна, чем двухроторная, и, тем более, чем однороторная. При расположении режущих элементов на лучах использование трехлучевой схемы установки резцов также способствует снижению динамических нагрузок в приводе вследствие возможности установки большего числа резцов в линиях резания. Это особенно проявляется при разработке пластовых месторождений, в том числе соляных.

Заключение

Выполненное исследование показывает, что при создании и эксплуатации проходческих машин с фронтально-роторными исполнительными органами, оснащенными режущими элементами в виде резцов, предпочтение следует отдавать трехроторным, трехлучевым исполнительным органам. Такие исполнительные органы позволяют снизить удельные затраты энергии и уменьшить неравномерность нагрузки на роторы. Однако это не единственный способ повышения энергетических и силовых параметров показателей, характеризующих работу проходческих машин. Один из таких способов – оснащение роторов комбинациями режущих элементов. Например, резцы-шарошки, резцы различных типов и другие.

Список использованных источников:

1. **Солод, В.И.** Горные машины и автоматизированные комплексы / В.И. Солод, В.И. Зайков, К.М. Первов. – М.: Недра, 1981. – 503 с.
2. **Казаченко, Г.В.** Использование балансовых соотношений для выбора параметров мобильных технологических машин / Г.В. Казаченко, Н.В. Кислов, Г.А. Басалай // Горная механика. – 2008. – №4. – С. 59-68.
3. **Морев, А.Д.** Горные машины для калийных рудников // А.Б. Морев, А.Д. Смычник, Г.В. Казаченко. – Минск: Интегралполиграф, 2009. – 544 с.
4. **Юнгмейстер, Д.А.** Основы синтеза проходческих и добычных комплексов для сложных горно-геологических условий: дис. ... д-ра техн. наук: 05.05.06 / Д.А. Юнгмейстер. – Санкт-Петербург, 2003. – 245 л.
5. **Харламова, Н.А.** Исследование механизма разрушения соляных горных пород резцовым инструментом: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.11 / Н.А. Харламова; Пермск. гос. техн. ун-т. – Пермь, 1998. – 22 с.

Kazachenko G.V., Basalay G.A., Martinovich V.V.

Operation features and reason for design improvement of coaxial rotors of road heading machine

Cutting drum of the road heading machine with two or three coaxial rotors is reviewed. Carried out comparative analysis of their energy efficiency. Principles of selection procedure concerning the main design data and operating modes are provided.

Поступила в редакцию 14.02.2013 г.

УДК 656.13.17-029.33(045)(476)

К ВОПРОСУ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ АВТОМОБИЛЕЙ

Терентьев А.В., Кацуба Ю.Н., Григорьева Л.В. (Национальный Минерально-сырьевой университет «Горный», г. Санкт-Петербург, Россия)

В настоящей работе для четырех групп автомобилей проведены исследования изменения показателя трудоемкости текущего ремонта для каждого интервала между двумя последовательно проводимыми техническими обслуживаниями. Это позволяет более точно определять тенденции и интенсивность изменения технического состояния автомобилей по показателю трудоемкости текущего ремонта, а следовательно, определять планируемый срок эффективной эксплуатации автомобиля.

Введение

Существующая на данный момент в Российской Федерации система технического обслуживания (ТО) и текущего ремонта (ТР) сформировалась в основном в 50...60-е годы прошлого века и явилась для того времени прогрессивной формой поддержания работоспособности подвижного состава. Формирование ее структуры определялось установившимся уровнем надежности и качества изготовления автомобилей, условиями эксплуатации подвижного состава, целями, поставленными перед автомобильным транспортом и его подсистемой – технической эксплуатацией. Но за прошедшие с этого времени 50 лет произошли существенные изменения в технологии изготовления и конструкции автомобилей, существенно повысился уровень надежности и качества автомобилей. Изменились и условия коммерческой эксплуатации подвижного состава, условия и методы организации перевозок грузов и т.д. Соответственно должны подвергаться изменениям и существующие методологические основы системы технической эксплуатации автомобиля (ТЭА), адаптация их к современному техническому уровню и существующей макроэкономической ситуации.

Методы исследований

Одной из важных проблем, возникающей при управлении ТЭА, является разработка методов оперативного анализа технического состояния автомобилей. Решению этой проблемы посвящен ряд научно-исследовательских работ и публикаций. В частности, в работе [1] приведены некоторые результаты ее решения. Дальнейшие исследования производились для четырех групп подвижного состава. Количество автомобилей в каждой группе более 50-ти единиц. Статистическая обработка данных выполнялась в пределах всех интервалов ТО и подтвердила нормальность распределения фактора трудоемкость ТР. На следующем этапе обработки экспериментальных данных применялся корреляционно-регрессионный анализ. Статистические связи экспериментальных данных устанавливались с помощью аппарата корреляционного анализа.

Результаты и обсуждение

На сегодняшний день определение показателя нормативной трудоемкости текущего ремонта автомобиля осуществляется по формуле:

$$t_n = \frac{\sum_{i=1}^n t_{\text{тп}i}}{L_{\text{кр}}} \cdot 1000, \text{ чел. час/1000 км,} \quad (1)$$

где $t_{\text{тп}i}$ – трудоемкость устранения i -го отказа в пределах расчетного цикла, как правило, это пробег до капитального ремонта (КР), чел. час;

$L_{\text{кр}}$ – пробег АТС от начала эксплуатации до КР, км;

n – количество отказов.

В дальнейшем производится корректирование показателя нормативной трудоемкости ТР в соответствии с [2], в зависимости от условий эксплуатации подвижного состава АТС, пробега с начала эксплуатации АТС и т.д. Применение такого метода в настоящее время затруднено по следующим причинам:

1) полнокомплектный капитальный ремонт (КР) практически не производится из-за отсутствия специализированных предприятий и в большинстве случаев его экономической нецелесообразности;

2) для АТС, конструкция которых разработана за рубежом, норматив удельная трудоемкость ТР или КР не регламентируется;

3) система ТЭА большинства производителей подвижного состава предполагает учитывать условия эксплуатации, модификацию подвижного состава, пробег с начала эксплуатации и т.д., для каждой модели АТС величиной цикла ТО и регламентом проводимых работ по ТО.

Чтобы устранить существующее расхождение между теоретическими основами и практическим уровнем развития системы ТЭА авторами данного материала предлагается оценивать показатель трудоемкости ТР для каждого интервала ТО, принимая его за расчетный цикл. Проиллюстрируем предположение условным графиком зависимости значений трудоемкости ТР от пробега АТС (рисунок 1).

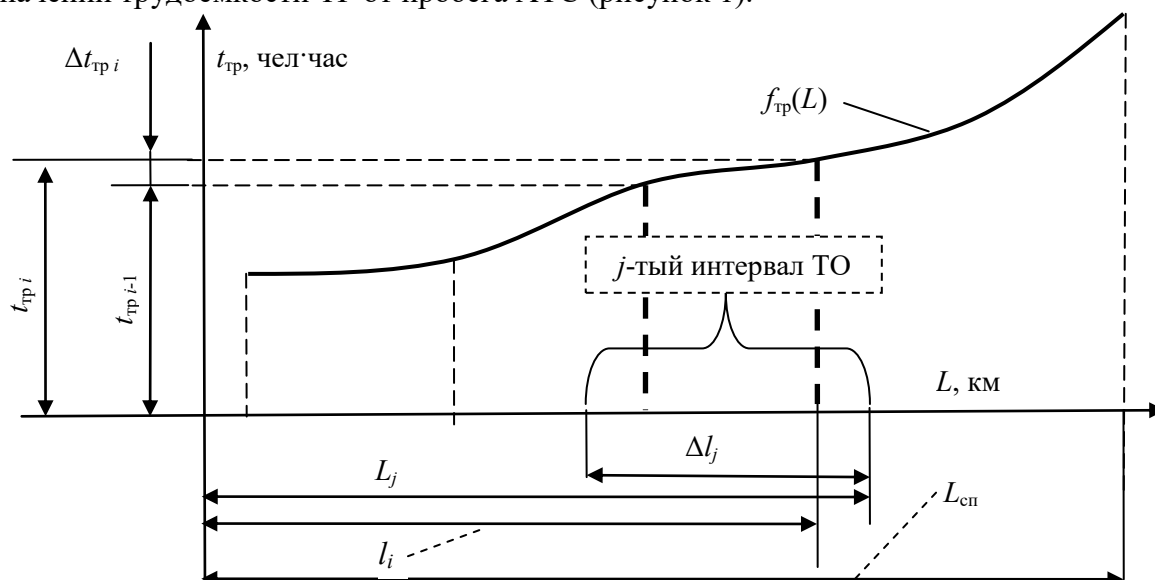


Рисунок 1 – График зависимости значений трудоемкости ТР от пробега АТС

Применяемый сегодня метод расчета показателя трудоемкости ТР (1) в общем виде принимает следующий вид:

$$T_{\text{тр}} = \frac{\sum_{j=1}^m \sum_{i=1}^n t_{\text{тр}ij}}{L_j} \cdot 1000, \text{ чел. час/1000}, \quad (2)$$

где $t_{\text{тр}ij}$ – трудоемкость устранения i -го отказа в пределах j -го интервала ТО, чел. час;

L_j – пробег АТС от начала эксплуатации до j -го интервала ТО, км;

m – количество интервалов ТО;

n – количество отказов.

Предлагается оценивать показатель трудоемкости ТР для каждого интервала между двумя последовательно проводимыми ТО (Метод оперативного определения показателя трудоемкости ТР). Тогда формула для определения показателя трудоемкости ТР примет вид:

$$T_{\text{тр}j} = \frac{\sum_{i=1}^n t_{\text{тр}ij}}{\Delta l_j} \cdot 1000, \text{ чел. час/1000}, \quad (3)$$

где $T_{\text{тр}j}$ – трудоемкость ТР на j -м интервале пробега АТС;

Δl_j – пробег, соответствующий регламенту ТО, рекомендуемого производителем АТС, км.

Были проведены экспериментальные исследования для четырех групп автомобилей. В результате удалось получить аналитические (таблица 1) и графические зависимости (рисунок 1 и 2), позволяющие определять тенденции и интенсивность изменения технического состояния автомобилей по показателю трудоемкости ТР

В результате проведенных исследований (таблица 1) для всех четырех групп подвижного состава получены зависимости, показывающие что изменение показателя трудоемкости ТР происходит по полиномиальному закону. Применение предлагаемого метода оперативного определения показателя трудоемкости ТР, позволяет более точно определить изменение интенсивности приращения исследуемого параметра. Приведенными исследованиями получены зависимости изменения функций трудоемкости ТР (предлагаемый метод), значения которых представлены в таблице 2.

Таблица 1 – Изменение параметра трудоемкости ТР

Группа подвижного состава		Аналитическая зависимость	R ²
Легковой автомобиль	Используемый метод	$y = 7E-08x^3 - 2E-05x^2 + 0,003x + 0,0011$	0,9816
Легковой автомобиль-такси		$y = -1E-05x^2 + 0,0051x + 0,0047$	0,9983
Грузовой автомобиль-самосвал		$y = 4E-10x^3 - 7E-07x^2 + 0,0005x + 0,0404$	0,9830
Грузовой автомобиль-седельный тягач		$y = 6E-10x^3 - 1E-06x^2 + 0,001x + 0,0311$	0,9916
Легковой автомобиль	Предлагаемый метод	$y = 1E-08x^4 - 4E-06x^3 + 0,0003x^2 + 0,0011x + 0,0069$	0,9629
Легковой автомобиль-такси		$y = 3E-09x^4 - 8E-07x^3 + 5E-05x^2 + 0,0027x - 0,0082$	0,9363
Грузовой автомобиль-самосвал		$y = -2E-12x^4 + 5E-09x^3 - 5E-06x^2 + 0,0023x - 0,0166$	0,9806
Грузовой автомобиль-седельный тягач		$y = -9E-13x^4 + 3E-09x^3 - 2E-06x^2 + 0,001x + 0,0246$	0,9730

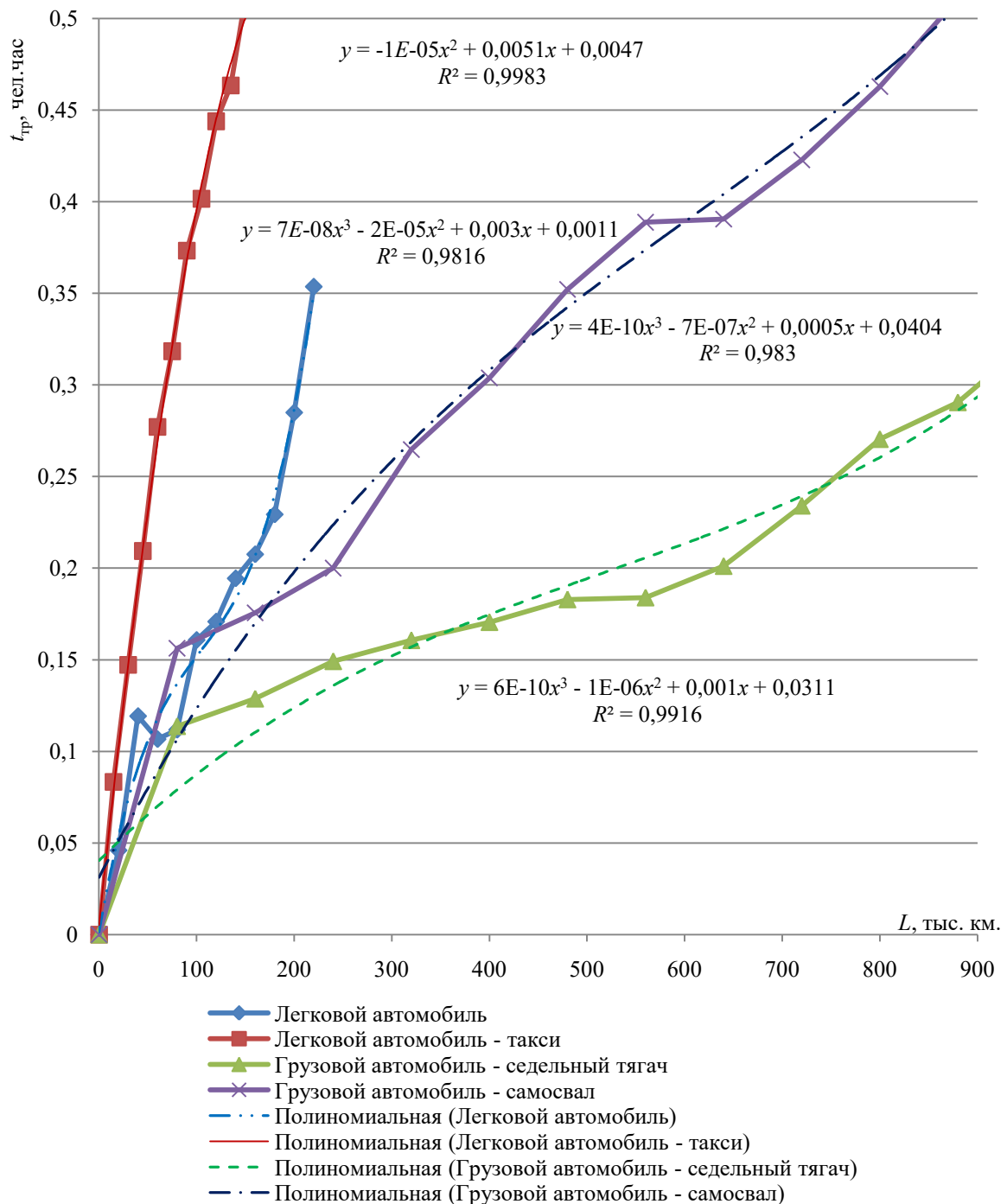


Рисунок 2 – Теоретические линии регрессии при пробеге подвижного состава от 0 до 900 тыс. км

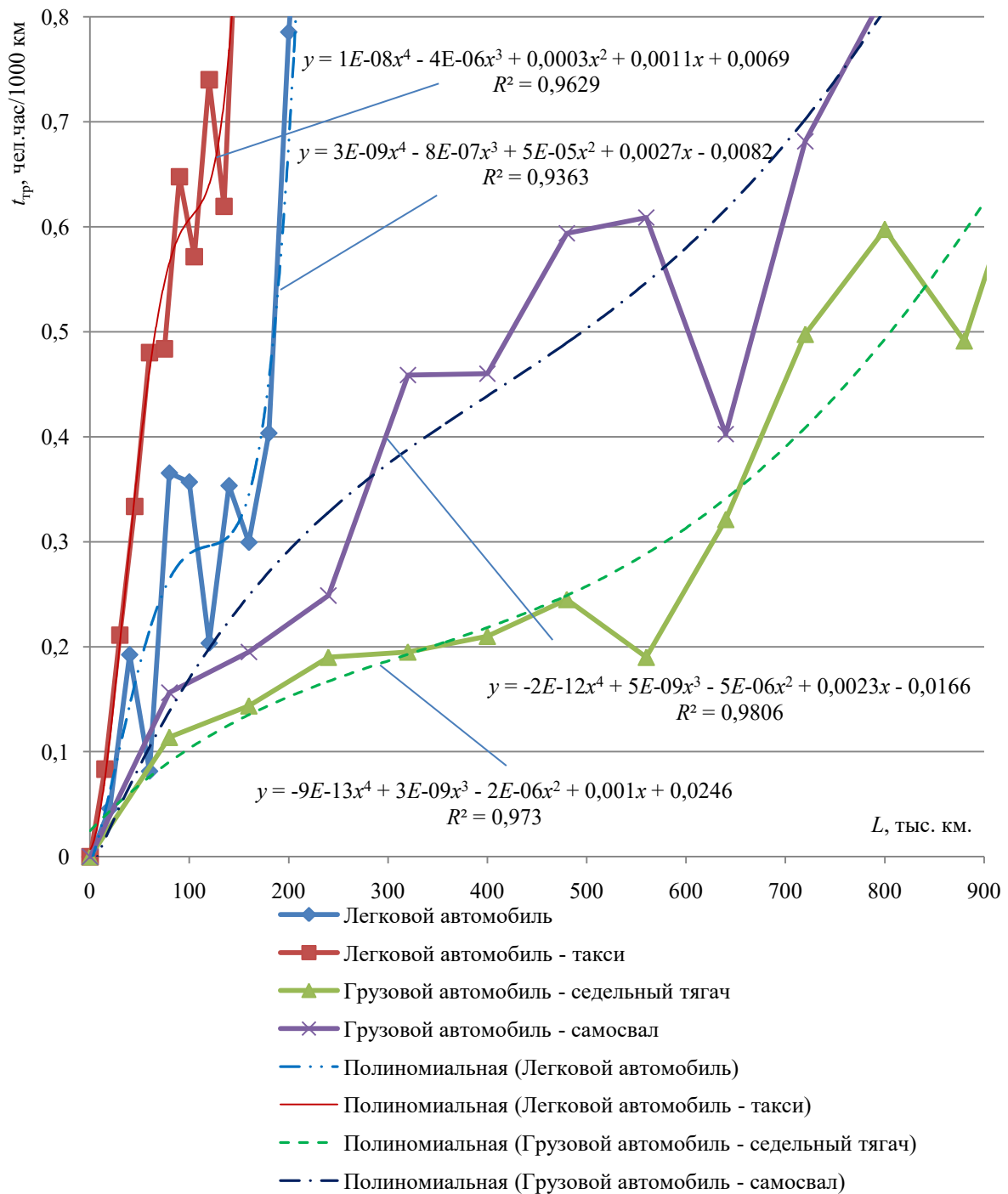


Рисунок 3 – Теоретические линии регрессии при пробеге подвижного состава от 0 до 900 тыс. км

Таблица 2 – Результаты исследования полученных функциональных зависимостей

Тип подвижного состава	Коэф-ты	Значения коэффициентов при			L при $f''(L) = 0$
		$f(L)$	$f'(L)$	$f''(L)$	
Легковой автомобиль	a_4	1,00E-08	4E-08	1,2E-07	170,71
	a_3	-4,00E-06	-1,2E-05	-2,4E-05	
	a_2	0,0003	0,0006	0,0006	
	a_1	0,0011	0,0061		
	a_0	0,0069			
Легковой автомобиль-такси	a_4	3E-09	1,2E-08	3,6E-08	107,49
	a_3	-8,00E-07	-2,4E-06	-4,8E-06	
	a_2	5,00E-05	0,0001	0,0001	
	a_1	0,0027	0,0061		
	a_0	0,0082			
Грузовой автомобиль-самосвал	a_4	-3,00E-12	-1,2E-11	-3,6E-11	500,00
	a_3	7,00E-09	2,1E-08	4,2E-08	
	a_2	-6,00E-06	-1,2E-05	-1,2E-05	
	a_1	0,0022	0,0061		
	a_0	0,0065			
Грузовой автомобиль-седельный тягач	a_4	-3E-14	-1,2E-13	-3,6E-13	695,70
	a_3	1,00E-09	3E-09	6E-09	
	a_2	-2,00E-06	-4E-06	-4E-06	
	a_1	0,001	0,0061		
	a_0	0,0128			

При $f''(L) = 0$ (таблица 2), получаем значение пробега АТС с начала эксплуатации, при наращивании которого:

- увеличиваются сроки простоя автомобилей на СТО или в зонах ТО и ТР на АТП;

- происходит увеличение сложности проводимых работ, выходят из строя и требуют замены сложные, дорогостоящие узлы и агрегаты;

- комплекс работ ТО не способен обеспечить необходимые требования работоспособности и безопасности эксплуатации автомобиля.

Все перечисленные ситуации приводят к значительному удорожанию эксплуатации АТС.

Поэтому авторы данного материала считают, что в современных условиях предлагаемый метод позволяет определять пробег эффективной эксплуатации АТС по следующему алгоритму:

- накопление первичной информации о величине трудоемкости работ по ТР индивидуально по каждому АТС;

- обработка полученных данных с использованием метода, приведенного в работе, и получение функциональных зависимостей изменения трудоемкости ТР;

- определение точки изменения интенсивности приращения исследуемого показателя для каждого автомобиля индивидуально;

- сопоставление данных в пределах отдельной марки автомобилей и разработка рекомендаций по значению показателя эффективной эксплуатации автомобилей.

Заключение

Задача нашего исследования состоит в том, чтобы доказать, что решать задачу адаптации системы ТЭА к современным условиям необходимо не в направлении обеспечения максимального продолжительного срока эксплуатации автомобиля, но в направлении достижения заданного нормативно-технической документацией уровня надежности и эффективности автомобилей в течение определенного пробега. По достижении которого автомобиль должен выводиться из эксплуатации, даже если он не выработал свой ресурс. Предлагаемый метод оперативного определения показателя трудоемкости ТР позволяет определять планируемый срок эффективной эксплуатации автомобиля, а в завершении жизненного цикла позволит с достаточной точностью определять объемы автомобилей, подлежащих списанию, с дальнейшей их утилизацией.

Список использованных источников

1. **Терентьев, А.В.** Совершенствование методики расчета производственной программы по ТО и ТР подвижного состава: дис. канд. техн. наук / А.В. Терентьев. – СПб.: Изд-во СЗТУ, 2009. – 157 л.
2. Положение о техническом обслуживании и ремонте подвижного состава автомобильного транспорта / Министерство автомобильного транспорта РСФСР – М.: Транспорт, 1986. – 72 с.

Terentyev A.V., Katsuba Y.N., Grigoryeva L.V.

Concerning the running efficiency of vehicles

Researches regarding change of index of labour requirement of running maintenance were carried out in the present paper for four groups of vehicles for each interval between two sequential maintenance operations. It makes possible to set more precisely trend and intensity of vehicles' technical state change on index of labour requirement of running maintenance and therefore to define the useful life of vehicle.

Поступила в редакцию 18.01.2013 г.

УДК 662.613-128:662.76.032

МНОГОТОПЛИВНЫЕ ГАЗИФИКАТОРЫ ДЛЯ МЕТАЛЛУРГИИ И ПЕРЕРАБОТКИ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ И ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ

Войтенко В.С. (ООО «Белорусское горное общество», г. Минск, Беларусь), Ки-маев А.Е. (ООО «Белорусское горное общество», ООО «Научно-технический центр «ГАЗОТРОН-2000», г. Минск, Беларусь), Шелков Е.М. (НИЦ «Экология и промышленная энерготехнология» Объединенного института высоких температур РАН, г. Москва, Россия), Шемет С.Ф. (ОАО «Белгорхимпром», г. Минск, Беларусь), Шумский А.А. (ООО «Научно-технический центр «ГАЗОТРОН-2000», г. Минск, Беларусь)

Рассмотрены перспективы использования высокотемпературных доменных печей-газификаторов для прямого восстановления металлов из руды или переработки и выделения любых компонентов из твердых бытовых и промышленных отходов (ТБПО) при подаче горячего дутья и части шихтовых материалов непосредственно в ванну жидкого металла. Метод позволяет проводить селективное извлечение металлов, основываясь на различии в их температурах восстановления. Обсуждены преимущества проводимых в предлагаемых модернизированных доменных печах процессов перед существующими технологиями.

Введение

До настоящего времени в мировой металлургии не было способов получения горячих газов-теплоносителей с плавно регулируемой температурой, обеспечивающих равномерный и регулируемый прогрев жидких масс металла и шлака в больших промышленных агрегатах до температур 1700-3000 °С и выше.

Применение же предлагаемого многотопливного газификатора – высокотемпературной доменной печи (ВДП) для прямого восстановления металлов из руды или переработки и выделения любых компонентов из твердых бытовых и промышленных отходов, требующих для своего восстановления нагрева жидких продуктов плавки до температур 1600-3000 °С, закрывает этот пробел современной промышленности со значительным положительным экономическим и экологическим эффектом.

Нами совместно с Объединенным институтом высоких температур РАН для переработки любых руд и ТБПО предлагается метод прямого восстановления металлов из руды или переработки и выделения любых компонентов из ТБПО и многотопливный газификатор – ВДП, оборудованный управляемыми вычислительными средствами устройствами для точного дозирования при подаче горячего дутья и части шихтовых материалов непосредственно в ванну жидкого металла. Это позволяет поэтапно нагревать жидкие продукты плавки до 2800 К и выше и эффективно восстанавливать любые компоненты из проплавляемой шихты, не оставляя шлаков в виде отходов плавки.

Прямое восстановление металлов из ТБПО в многотопливных газификаторах

Как известно, химическое сродство металлов к кислороду с ростом температуры металлов падает, в то время как сродство углерода к кислороду (к первому присоединяемому к нему атому кислорода с образованием СО) с повышением температуры возрастает. И чем выше сродство к кислороду у металла, тем выше температура начала восстановления металла из окисла твердым углеродом. Так, для разных металлов температуры восстановления примерно составляют: для Fe – 670 °С, для Mn – 1400 °С, для

Si – 1575 °С, для Ti – 1650 °С, для Al – 1950 °С. Эти температуры определялись для равновесных реакций взаимодействия окислов указанных металлов с углеродом. На самом же деле для существенного сдвига реакции в сторону получения чистого металла из окислов в промышленном агрегате нужно иметь какой-то температурный потенциал, превышающий указанную разницу температур (dT). Важно отметить, что указанные температуры для различных металлов заметно отличаются друг от друга. Самое малое различие между соседними цифрами составляет 75 °С (между кремнием и титаном). Для того чтобы изменить в доменной печи температуру восстановления на такую величину, необходимо изменить температуру горячего дутья примерно на 90 °С. Такие перепады температур легко и надежно поддаются автоматическому контролю и поддержанию на заданном уровне современной контрольно-измерительной аппаратурой доменных печей.

Это значит, что если в печь загружается шихта, содержащая окислы указанных выше металлов (плюс ТБПО), а температура дутья устанавливается такой, чтобы обеспечить поддержание величины температуры восстановления на уровне $1450\text{ °С} + dT$, то в печи будут восстановлены только Fe и Mn, а все остальные окислы перейдут в шлак. Если после этого полученный шлак направлять в другую доменную печь, добавив расчетное количество топлива и установив значение температуры восстановления на уровне $1575\text{ °С} + dT$, то в печи будет восстановлен только кремний, а остальные элементы уйдут в шлак. При последующем переплаве полученного шлака при температуре восстановления $1650\text{ °С} + dT$ из печи будет получен титан, а Al_2O_3 уйдет в шлак. И этот шлак будет представлять собой чистый глинозем, последующая переработка которого в ВДП при температуре восстановления $1950\text{ °С} + dT$ приведет к выплавке в печи алюминия и практически отсутствию какого-либо шлака на выпусках металла из печи. Таким образом может быть реализована безотходная переработка руд (выплавка металлов). В последнем случае (при выплавке алюминия), в шлаке может остаться только CaO в очень малых количествах (железные руды, как правило, содержат очень малые примеси CaO). Но при желании, и его можно переработать в печи при температуре восстановления $2130\text{ °С} + dT$ и получить восстановленный кальций. И это значение температуры восстановления не является необычным для современных доменных печей.

Тем не менее, в доменных печах, не оборудованных системой точной регулировки температуры горячего дутья, проведение подобных плавов не может быть осуществлено, так как у фурменных зон имеются очаги горения топлива, температура которых значительно больше чем на 90 °С превышает среднюю температуру по сечению горна. Поэтому в выплавляемом металле всегда будут иметься значительные количества примесей других элементов, которые восстанавливаются при более высоких температурах, и которые являются нежелательными для данной плавки. Сегодня такой примесью, например в чугунах, является кремний.

Учитывая тот факт, что все полученные в вышеупомянутых плавках металлы, кроме железа и марганца, являются достаточно дорогими, и в настоящее время они получаются при помощи использования больших количеств технологической электроэнергии, получаемой, в свою очередь, из топлива с КПД не более 40 %, предлагаемый метод получения указанных металлов в ВДП обеспечивает уменьшение расхода на эти цели тепловой энергии более чем в два раза (в два-четыре раза для разных металлов).

Разумеется, вовсе не обязательно проводить плавки в таком порядке, как было указано выше. Например, при наличии основной цели выплавлять алюминий непосредственно из шеелита или бокситов, достаточно организовать две плавки. Первую – при температуре восстановления $1650\text{ °С} + dT$, и выдать из печи смесь металлов: железа, марганца, кремния, титана, ванадия, хрома и шлак, содержащий в основном глинозем и небольшое количество примеси CaO. Полученная в первой плавке смесь металлов

представляет собой довольно ценный продукт, а вовсе не бросовый материал. И это еще более снизит стоимость получения алюминия – основного продукта. Вторую – при температуре газификации $T_r = 2050 \text{ }^\circ\text{C} + dT$, и получить при этом из глинозема алюминий и некоторое количество (до 2 %) CaO.

Следует отметить, что в предлагаемой системе избыточный углерод (в виде угля, кокса или анодной массы), загружаемый в печь в большей степени газифицируется для производства окиси углерода (CO), что само по себе экономически выгодно для последующей переработки в моторные топлива, стабилизирует и поддерживает тепловой режим печи при достаточно сильных колебаниях содержания компонентов в перерабатываемой руде, которые практически всегда имеют место на металлургических предприятиях, и обеспечивает плавный сход шлаковых масс для дальнейшего передела.

Предварительный автоматический рентгенфлуоресцентный и нейтронный экспресс-анализ поступающих компонентов ТБПО, руды и угля позволяет составлять шихту со стабильным их соотношением. Лидарные системы и спектрометры на путях газовых выбросов контролируют обеспечение экологических норм производства. Эти мероприятия в комплексе еще в более полной мере способствуют эффективному экологическому производству и ферросплавов, и чистых материалов.

Преимущества подобных процессов, проводимых в предлагаемых нами модернизированных доменных печах, перед существующими ныне технологиями очевидны. Это и резкое сокращение расхода энергетических ресурсов, и значительное уменьшение выброса в атмосферу нагретых дымовых газов, и естественно, уловленной сажи и диоксинов. Это дает дополнительную возможность организации производственных процессов, не имеющих твердых отходов и дающих только товарную ликвидную продукцию. Предлагаемое внедрение данной технологии переработки делает особенно привлекательными подобные процессы для инвесторов и организаций, заботящихся о благоприятных условиях жизни последующих поколений.

В ВДП можно перерабатывать любые виды отходов в товарную продукцию без получения собственных неперерабатываемых отходов и, при этом обеспечивать все требования экологических служб. Анализ показал, что в мире нет в настоящее время технологии уничтожения или переработки отходов, способных конкурировать с переработкой их в ВДП по экологическим и экономическим показателям.

При использовании данной технологии очень выгодно газифицировать твердые топлива, в том числе и те, которые в настоящее время считаются низкосортными и не находящими повышенного спроса: бурые угли, сланцы и т.п., разведанные запасы которых значительно превышают запасы нефти и газа. Вырабатываемый синтез-газ при переработке ТБПО и производстве металлов используется для получения нефтепродуктов.

Совмещение многотопливных газификаторов и гелиоаэробарической теплоэлектростанции

При введении в любом регионе более жестких норм экологических показателей переработки руд и отходов, а также для обеспечения «зеленой» энергией всего комплекса работ на месторождениях полезных ископаемых, необходимо иметь на месте переработки энергоцентр, вырабатывающий электрическую и тепловую энергию. Идеальным претендентом для этого является Гелиоаэробарическая теплоэлектростанция (ГАБ ТЭС) с проектной мощностью от 50 до 250 МВт и выше. Этот объект является наиболее интересным вариантом для районов Севера или пустынных экваториальных районов земного шара. Совмещение энергокомплекса – многотопливного газификатора на базе ВДП и ГАБ ТЭС существенно улучшает экономические, энергетические и экологические стороны проекта в целом, что отлично подходит для регионов угледобычи.

Такой тандем дополнительно обеспечит оптимальные температурные и климатические условия разработки любых месторождений полезных ископаемых, в том числе и ведения безотходного сельскохозяйственного производства продуктов питания как для нужд персонала горного предприятия, так и для населения обширных малозаселенных регионов (Аляска, Канада, Исландия, Север России, пустынные области Африки, Южной Америки, Ближнего Востока и Средней Азии).

Принцип работы ГАБ ТЭС заключается в комплексном использовании энергии теплообменных процессов, происходящих в приповерхностном слое атмосферы под действием солнечного света и рассеянного тепла от производственных мощностей. В нашем случае – от многотопливных газификаторов. Предусмотрено использование энергии от:

- компонентов солнечной энергии: естественное и направленное световое излучение; термические воздушные потоки, образующиеся при нагревании земной поверхности; вода, которая проходит в атмосфере цепочку превращений «вода – пар» внутри купола станции площадью не менее 20 га и движение воздушных масс вокруг станции – ветер;

- производственных мощностей: рассеянная теплота от газификаторов при переработке ТБПО, углей и любых руд и тепловая энергия от работы электрических и дизельных машин внутри купола станции.

ГАБ ТЭС состоит из купола и центральной части – ветротурбогенератора.

Купол – пленочное армированное покрытие держится на наклонных от центра к периферии тросах, удерживаемых вертикальными опорами и элементами жесткой конструкции с радиусом от 300 до 750 м.

Ветротурбогенератор – труба в виде перевернутого конуса в центре купола с радиусом 50-80 метров и высотой порядка 350 м. На высоте 100-150 м смонтирована ветряная турбина.

Чтобы повысить коэффициент использования солнечной энергии и рассеянной теплоты от производственных мощностей, надо заставить нагретый воздух работать с большей отдачей. Для этого предлагается использовать модель вихря-смерча, таким образом задействовать одновременно вертикальную и горизонтальную составляющие скорости воздушного потока. Для этого спланированы следующие механизмы ускорения движения воздушных потоков:

- светопоглощающие площади, которые имеют вид треугольных стеклянных коридоров шириной 40-50 и высотой от 40 до 100 м, которые радиально расходятся от трубы ветрогенератора и реакторного зала. Назначение их – улавливать и направлять потоки внешнего ветра на турбину, лопадки которой расположены не только внутри тяговой трубы, но и снаружи;

- поворотные жалюзи, расположенные вокруг турбины, которые закручивают «пойманный» воздушный поток в смерч. Они нагреваются до высоких температур (порядка 300 °С) светом от концентраторов солнечной энергии и маслопроводов, которые и позволяют более эффективно использовать тепловую и солнечную энергию;

- установленные вокруг купола два ряда отражателей солнечного света по 200-300 шт. в каждом – зеркальные поверхности, каждая размером 20×20 м. Их задача – направлять солнечные лучи на гелиопоглощающие элементы;

- расположенный в подземном бункере теплоаккумулятор – строение со стенками из теплоизолирующего материала, который заполнен специально подобранной инертной смесью, внутри которой проложены маслопроводы. Это и есть среда, которая аккумулирует тепловую энергию, расчетная температура прогрева наполнителя достигает 300 °С;

- высокая тяговая труба в центре высотой от 350 до 650 м на аэростатном подвесе, создающая высокий градиент атмосферного давления, что позволяет получать вы-

сокие вертикальные и горизонтальные скорости воздушных масс.

В ветрогенераторе тангенциальная (круговая) скорость воздуха в 5-6 раз выше, чем вертикальная и составляет от 50 до 150 м/с. Нагретый воздух завихряется, проходя через наклонные вертикальные жалюзи в межмодульных переходах от светопоглощающих коридоров к тяговой трубе.

В гелиопоглощающих коридорах прокладываются трубы, по которым течет масло. При помощи светоотражающих поверхностей солнечный свет направляется и концентрируется в зоне маслопроводов. Масло нагревается до высокой температуры направленными солнечными лучами от внешних отражателей солнечной энергии – концентраторов и от охладителей газификаторов. Одна часть нагретого таким способом масла идет на создание вихревого движения воздуха в тяговой трубе, а другая по трубам направляется в теплоаккумулятор. Масло отдает тепло теплоаккумулятору, который в состоянии сохранять его в течение нескольких месяцев, что дает возможность станции работать даже при условиях остановки газификаторов, долгой полярной ночи и полного безветрия.

На сегодняшний день коэффициент использования солнечной энергии достигает до 28 %. ГАБ ТЭС при диаметре купола в 1 км и высоте трубы до 500 метров способна вырабатывать электрическую мощность (в зависимости от погодных условий) от 100 до 250 МВт.

Дополнительное использование рассеянного тепла от производственных мощностей многотопливных газификаторов позволит получить электрическую мощность свыше 250 МВт/час.

Режим работы ГАБС ТЭС обеспечивает конденсацию влаги из общего объема теплых отходящих газов многотопливных газификаторов и закачиваемого снаружи воздуха, что способствует максимальной утилизации парниковых газов и микрочастиц сажи.

В качестве примера нами были определены технологические операции и приблизительные экономические расчеты, которые базируются на данных предварительного Аванпроекта по разработке месторождения железистых кварцитов с общим содержанием железа до 25 % (относительно бедные руды). Предложено прямое восстановление железа и кремния до 99 % концентрации и получения железных слэбов (или ГБЖ), а также порошкового кремния. В связи с этим было определено новое направление развития комплекса оборудования для безотходной переработки руд, без стандартного обогащения в концентрат.

Это системы газификаторов прямого восстановления железа, кремния, магния и алюминия с сопутствующей инфраструктурой по переработке доменных газов в нефтепродукты. Добавлены производства кристаллического кремния (солнечный и электронный типы) и каменного литья – карбида кремния SiC.

Вся технологическая цепочка размещена под куполом ГАБС ТЭС-100 МВт.

На основании Аванпроекта была взята в качестве основного способа разработки шахтная добыча железистых кварцитов при строительстве рудника мощностью до 1300 тыс. тонн в год и себестоимостью в 40 долларов США за тонну.

Аванпроект предусматривает поставку в качестве энергоресурсов бурого или каменного угля объемом до 1500 тыс. тонн в год с себестоимостью в 100 долларов США за тонну. Так же определена поставка известняка или доломита в объеме до 200 тыс. тонн в год с себестоимостью в 50 долларов США за тонну.

Стоимость основных фондов по Аванпроекту составляет 2,3 млрд. долларов США при периоде амортизации не менее 12 лет.

Нами рассмотрена эффективная технология прямого восстановления руд цветных и черных металлов в печах шахтного типа – в пяти связанных системах универсальных газификаторов мощностью до 800 тыс. тонн шихты в год каждая.

На основании выполненных расчетов определены основные показатели производства продукции для нового типа оборудования:

- выход восстановленного железа Fe – 99,0% с содержанием примесей не более 1,0%: 275 тыс. т/год
- производство ферросилиция (FeSi-75 %) марка ФС-45, -65, -75 и др.: 190 тыс. т/год
- производство металлургического кремния технической чистоты (96-99% Si): 225 тыс. т/год
- производство кристаллического кремния солнечного качества (т. н. «солнечный кремний») – кремний с содержанием кремния свыше 99,99 % по весу, со средними значениями времени жизни неравновесных носителей и удельного электросопротивления (до 25 мкс и до 10 Ом.см), используемый для производства фотоэлектрических преобразователей (солнечных батарей): 2 тыс. т/год
- производство первичного алюминия: до 60 тыс. т/год
- производство светлых нефтепродуктов: до 1000 тыс. т/год
- производство изделий каменного литья из керпена – вспененного базальта до 300 тыс. т/год
- производство товарной электроэнергии до 6 млрд. кВт/час

На основании предварительных расчетов срок окупаемости проекта составит не более 3-х лет с момента ввода на проектную мощность или 5,5 лет с момента финансирования. Согласно проекту происходит рентабельная разработка месторождения железных руд, что обеспечит возврат инвесторам не менее 9 млрд. долларов США чистого дохода в течение 10 лет эксплуатации комплекса. Государство получит только в виде налогов (при 30 % ставке для данного инновационного проекта) не менее 3 млрд. долларов США, при этом будет создано не менее 5000 рабочих мест.

Эффективный тандем ГАБС ТЭС с многотопливным газификатором способствует:

- экологическому производству любой полезной продукции;
- максимальной утилизации избыточной рассеянной энергии;
- оптимальным климатическим условиям для жизни и работы персонала при разработке любого месторождения полезных ископаемых;
- наиболее полному извлечению полезного компонента из добываемого сырья и/или переработки ТБПО;
- снабжению потребителей дешевой «зеленой» электроэнергией – мощный автономный энергоцентр для устойчивого развития региона;
- безотходной переработке ТБПО в моторные топлива, а пустой породы в необходимые строительные материалы и конструкции;
- работе по нормам ПДК и лучше при сооружении многотопливного газификатора в составе технологической цепочки производства в сфере металлургии, нефтехимии или атомной энергетики;
- производству любой с/х продукции в малонаселенных районах земного шара, где это было ранее затруднено или экономически невыгодно.

Выводы

Применение предложенной высокотемпературной технологии переработки ТБПО и выплавки металлов непосредственно из руд в системах многотопливных газификаторов позволяет:

- организовать прямую, высокоэффективную переработку ТБПО и руд без их обогащения и максимального извлечения из них ценных компонентов;
- получать чистые металлы и компоненты со сравнительно низкой (в 1,5-2 раза) себестоимостью, что определяет значительный положительный экономический и социальный эффект;
- организовать эффективное производство газификации ТБПО и таких видов твердого топлива как бурый и каменный уголь с получением синтез-газа и переработкой его в моторные топлива или сырье для нефтехимии;
- организовать экологически чистую, безотходную и высокорентабельную, по сравнению с существующими в настоящее время технологиями переработку ТБПО, дающую значительный экономический эффект при минимуме воздействия на окружающую природную среду.

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 С 1, F 23 G 5/00 / А.В. Воловик, А.А. Вертман, В.Г. Пузач, В.М. Кузнецов, Е.М. Шелков. – Оpubл. 20.02.1998 .
3. **Кудрин, В.А.** Теория и технология производства стали: учебник для вузов / В.А. Кудрин. – М.: Мир, ООО «Издательство АСТ», 2003. – 528 с.
4. Method of refining aluminium: US Patent 4,681,626, Jul. 21, 1987, Int. Cl. C 22 B 21/02, C 22 B 7/04.
5. **Воскобойников, В.Г.** Общая металлургия / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. – Москва: Металлургия, 1985. – С. 89.
6. Гелиоаэробарическая теплоэлектростанция : пат. 2377473 RU, C1, F 24 J 2/42, F 03 G 6/06 / А.Н. Никитин, А.И. Чабанов, В.А. Чабанов, А.А. Соловьев. – Оpubл. 27.12.2009.

Voytenko V.S., Kimaev A.E., Shelkov E.M., Shemet S.F., Shumsky A.A.

Multifuel gasifiers for metallurgy and recycling of solid human and industrial wastes

Prospects of use of high-temperature blast-furnaces gasifiers for direct metal reduction from ore or recycling and recovery of any components from solid human and industrial wastes are reviewed by hot feed and burden charge directly in metal bath. The method allows conducting selective extraction of metals based on the difference in their reduction temperatures. Discussed advantages of processes carried out in the offered modernized blast furnaces over existing technologies.

Поступила в редакцию 06.12.2012 г.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

УДК 621.89.09–026.76

**ТВЕРДЫЕ СМАЗЫВАЮЩИЕ КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ
И МЕТОДЫ ИХ НАНЕСЕНИЯ**

Прушак В.Я., Щерба В.Я., Граборов Н.В., Разумцев А.П. (ЗАО «Солигорский Институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством», Беларусь)

В статье рассмотрены твердые смазывающие композиционные материалы и основные методы нанесения твердосмазочных покрытий на поверхности трущихся деталей. Проведен анализ преимуществ применения композиционных самосмазывающихся материалов на основе полимеров, обусловленных их способностью сохранять стабильные триботехнические характеристики в широком диапазоне изменения нагрузок, скоростей и температур.

Введение

К самосмазывающимся композиционным материалам можно отнести твердые смазывающие материалы, которые широко применяются для смазывания канатов, сальниковых навивок, подшипников, при обработке металлов, в скользящих электрических контактах, для изготовления щеток электродвигателей и генераторов, добавляются в жидкие смазочные материалы в период приработки узлов трения, используются в качестве наполнителя в полимерные смазывающие материалы, трансмиссионных маслах и т.д.

При этом вещества, используемые в качестве самосмазывающихся материалов, должны образовывать прочные адгезионные связи хотя бы с одной из сопрягаемых поверхностей, не оказывать коррозионного действия на материалы трущихся тел, не испаряться в процессе хранения и эксплуатации. Граничные слои из таких материалов на поверхностях трения должны выдерживать без разрушения высокие нормальные нагрузки и оказывать минимальное сопротивление сдвигу, не разрушаться при многократных пластических деформациях и не образовывать хрупких соединений с материалами деталей трибосопряжения. Важным требованием является способность сохранять стабильными триботехнические характеристики в широком диапазоне изменения нагрузок, скоростей и температур. К таким материалам относятся политетрафторэтилен и полиэтилен, которые могут быть сформированы в виде тонких пленок на поверхностях трения при изготовлении деталей либо вводятся в состав композиционного материала. В последнем случае пленка твердого смазывающего материала на рабочей поверхности детали формируется в процессе трения под воздействием давления и температуры фрикционного нагрева материалов трибосистемы, политетрафторэтилен образует граничные слои на трущихся поверхностях.

Твердые смазывающие композиционные материалы

К твердым смазывающим композиционным материалам относятся политетрафторэтилен и полиэтилен.

Политетрафторэтилен (ПТФЭ) – вещество белого цвета, представляющее собой продукт суспензионной или эмульсионной полимеризации газообразного тетрафторэтилена в присутствии перекисных катализаторов (пероксид водорода). Торговое название – фторопласт или тефлон. Он относится к частично кристаллическим веществам (степень кристалличности достигает 90-97 %) с температурой плавления 320-327 °С. Обладает необычайно высокой стойкостью к воздействию химически активных веществ. Термоокислительная деструкция ПТФЭ начинается при 415 °С с выделением фтора.

Молекулы ПТФЭ представляют собой прочные углеродные цепи с элементарным звеном CF_2 . Атомы фтора располагаются так, что блокируют углеродную цепь. Это обеспечивает химическую инертность молекул, они не способны адсорбировать влагу. Чрезвычайно слабые межмолекулярные связи (между атомами фтора) определяют низкую когезионную прочность ПТФЭ.

Хорошие антифрикционные свойства политетрафторэтилена предположительно обусловлены следующими причинами. При трении его молекулы образуют прочные химические связи с атомами поверхностей твердых тел: в контакте с металлами или их оксидами это связи $\text{Me}-\text{C}$. В результате происходит перенос молекул ПТФЭ на поверхность металла и формируется пленка толщиной в несколько десятых долей микрометра, создаются поверхности с малой энергией. В дальнейшем реализуется трение пленок политетрафторэтилена друг по другу, низкое сопротивление сдвигу которых обеспечивает малые значения коэффициента трения. Снижению коэффициента трения способствует и то, что образующие эти пленки молекулы ПТФЭ ориентируются в направлении скольжения. Он обладает наилучшей смазывающей способностью при легких режимах нагружения (низкие температура и скорость скольжения). Среднее значение коэффициента трения – 0,04. С увеличением нагрузки в области ее малых значений коэффициент трения f снижается: при давлении $p = 2$ МПа коэффициент равен 0,1, а при $p = 25$ МПа приближается к 0,02. ПТФЭ может использоваться как твердый смазывающий материал в узлах трения, эксплуатирующихся в интервале температур от -100 до 250 °С. Наиболее высокое значение ($f > 0,1$) зарегистрировано при отрицательных температурах, а по мере повышения температуры коэффициент трения снижается до 0,02 ($T \sim 120$ °С). При повышении скорости скольжения смазывающее действие ПТФЭ становится менее эффективным.

Недостатки ПТФЭ заключаются в том, что он способен течь под нагрузкой (например, при напряжении 7 МПа и температуре 20 °С деформация составляет 2 %, при $T = 220$ °С деформация равна 22 %), и обладает низкой теплопроводностью и малой радиационной стойкостью. Политетрафторэтилен чаще применяют в качестве покрытий трущихся деталей либо в качестве антифрикционного наполнителя при создании композитов триботехнического назначения.

Известно применение в качестве смазочного материала эпиламов и фолеоксов – растворов фторсодержащих олигомеров (вязкость 1,0-1,2 сСт) с молекулярной массой 2000-25000 а.е.м. в легколетучем растворителе (хладоне, воде). На поверхностях трения они образуют слои ориентированных молекул, уменьшая их поверхностную энергию, что позволяет уменьшить f покрытия по стали до 0,02. Толщина мономолекулярного слоя эпилама на поверхности металла не превышает 30 нм.

Полиэтилен (ПЭ) получают полимеризацией этилена по радикальному механизму при высоком давлении, по ионно-координационному механизму на катализаторах Циглера-Натта при низком давлении, по ионному механизму на металлооксидных катализаторах при среднем давлении. В зависимости от давления, при котором поли-

меризуют этилен, различают полиэтилен низкого (ПЭНД), среднего (ПЭСД) и высокого (ПЭВД) давления, ПЭВД еще называют полиэтиленом низкой плотности. Основная и боковые цепи макромолекулы с элементарным звеном CH_2 . Схемы заканчиваются CH_3 -группами. Боковые цепи макромолекулы располагаются друг от друга через ~ 50 углеродных атомов.

Наиболее широкое применение в триботехнике получил полиэтилен низкого давления, имеющий по сравнению с ПЭВД более упорядоченную структуру макромолекул, малое число белковых цепей, более высокая степень кристалличности (75-85 %), плотность (950 кг/м^3), прочность при растяжении ($\sim 47 \text{ МН/м}^2$), модуль упругости при изгибе ($650\text{-}750 \text{ МН/м}^2$) и теплостойкость. Температура плавления ПЭНД находится в интервале $120\text{-}125 \text{ }^\circ\text{C}$. Он относится к химически стойким веществам, не взаимодействует со щелочами и кислотами, при повышенных температурах ($T > 50 \text{ }^\circ\text{C}$) разрушается под действием концентрированных кислот.

Хорошие смазочные свойства полиэтилена обусловлены теми же причинами, что и политетрафторэтилена: образование на поверхностях трения тонких пленок ПЭ, защищающих сопрягаемые тела от непосредственного контакта, и низкое сопротивление этих пленок сдвигу. Однако смазочная способность этих материалов заметно отличается: коэффициент трения полиэтилена по стали составляет $0,1\text{-}0,15$, а ПТФЭ – $0,02\text{-}0,1$. Возможно причина такого различия в том, что атомы водорода, значительно меньших, чем атомы фтора размеров, в меньшей степени экранируют положительно заряженные атомы углерода. Поэтому когезионная прочность и сопротивление сдвигу ПЭ выше, чем ПТФЭ. Об этом свидетельствует энергия взаимодействия: у ПТФЭ – $0,016$, у ПЭ – $0,034 \text{ Дж/м}^2$. Коэффициент трения ПЭ по стали снижается с ростом нормальной нагрузки и возрастает с увеличением температуры.

Для улучшения триботехнических характеристик композитов на основе полиэтилена в их состав вводят графит, фторопласт-4, гексафторэтилен, дисульфид молибдена, частицы металлов. Полиэтилен используется в качестве антифрикционного наполнителя либо одного из основных компонентов полимерной основы композиционных самосмазывающихся материалов.

Методы нанесения твердых смазочных материалов на поверхности трущихся деталей

Твердые смазочные материалы очень широко используются в качестве антифрикционных наполнителей при изготовлении композитов триботехнического назначения. Широкое применение они находят при создании самосмазывающихся материалов на основе полимеров.

Проблему повышения износостойкости и восстановления изношенных деталей решают также путем формирования на их рабочих поверхностях покрытий из твердых смазочных материалов. Огромное разнообразие видов твердых смазывающих материалов, условий эксплуатации, конструкций узлов трения и требований к ним явились причиной создания большого количества методов нанесения твердосмазочных покрытий.

Механические методы. К этой группе методов можно отнести нанесение покрытий с помощью кисти или шпателя, прокаткой между вальками, распылением, окутанием, наливом, натиранием, галтовкой, виброгалтовкой и т.д.

В качестве дисперсионной фазы могут служить пленкообразующие вещества и растворители, минеральные масла или низкокипящие углеводороды, которые испаряются с образованием на поверхности трения прочной смазочной пленки. В данном

случае возможно нанесение покрытий или пропитка пористого рабочего слоя подшипников, выполненного из спеченных материалов, методом окунания детали.

Для защиты деталей, эксплуатирующихся при повышенных нагрузках и температурах, применяются *антифрикционные лаки* (например, наполненные твердосмазывающими материалами кремнийорганические жидкости, фторопластовые лаки), а также фторсодержащие олигомеры в легколетучем растворителе (хладон, вода) – эпиламы, фолеоксы и т.д. Антифрикционные лаковые покрытия формируют как наливом и окунанием, так и распылением.

При необходимости получения толстослойных покрытий, например, на направляющих станин металлорежущих станков, используют высоконаполненные (20–70 масс. %) *вязко-текучие композиции* или *пасты*. В качестве связующего в таких композициях применяют органические (фенольные, эпоксидные, кремнийорганические смолы) и неорганические (силикат натрия, фосфаты и бораты металлов) материалы. Наносят их с помощью *кисти, шпателя* или *окунанием* (в зависимости от вязкости композиции) с последующим отверждением, термической и (или) механической обработкой.

Известны попытки управлять распределением частиц твердых смазывающих материалов по толщине формируемого покрытия или детали с целью получить оптимальное сочетание механических и триботехнических свойств покрытия. Положительный градиент концентрации частиц твердосмазочных материалов по нормали к поверхности трения достигается вследствие их всплывания или осаждения в процессе отверждения композиции. Для обеспечения высокой адгезионной прочности соединения покрытия с поверхностью детали применяют ультразвуковую обработку или предварительное фосфатирование поверхностей скольжения.

Покрытия из *полимеров*, относящихся к классу твердых смазывающих материалов (политетрафторэтилен) в ряде случаев наносят *вдавливанием* в поры и дефекты поверхностного слоя детали с помощью твердых гладких валков. Примером реализации такого метода является технология изготовления ленточных антифрикционных материалов, представляющих собой трехслойную конструкцию: стальная лента, покрытая слоем спеченного порошка бронзы, в поры которого при прокатке между валками вдавливается фторопласт, в том числе наполненный другим твердосмазывающим материалом.

Нанесение покрытий из *порошков* твердых смазывающих материалов без применения пленкообразующих жидкостей и связующих осуществляют ротапринтным методом, а также методами натирания, галтовки, виброгалтовки, которые обеспечивают внедрение частиц в поверхностный слой металла. При этом образуются очень тонкие слои смазывающего материала, прочно удерживающиеся на поверхностях трения. Нанесение покрытий ротапринтным методом или натиранием может осуществляться как до сборки узла трения, так и в процессе эксплуатации.

При *натирании* на поверхность трения детали наносят порошок ТСМ, приводят в контакт с движущейся деталью соответствующей формы или контртелом из эластичного материала. Возможно введение ТСМ в зазор между поверхностями трущихся деталей, где натирание осуществляется в процессе эксплуатации узла трения.

Ротапринтный метод реализуется на завершающей стадии изготовления детали или в процессе ее эксплуатации. К поверхности движущейся детали прижимают небольшим усилием соответствующей формы изделие из спрессованного твердосмазывающего материала. При вращении или поступательном движении детали твердый смазочный материал наносится на ее поверхность. Подача смазывающего материала в зону трения может также осуществляться по мере износа детали, содержащей в сво-

ем объеме этот материал, например, в порах или отверстиях, в виде вставки.

Изделия из твердых смазывающих материалов могут быть выполнены в виде вставок для установки в тело одного из сопрягаемых элементов пары трения. Так, вставки 1 из твердосмазывающего материала можно размещать в отверстиях корпуса 2 и вкладыша 3 подшипника скольжения (рисунок 1). При вращении вала 4 твердый смазочный материал, постоянно находящийся с ним в контакте, будет переноситься на поверхность вала и впоследствии на поверхность вкладыша (рисунок 2).

Возможна установка вставки 3 из твердосмазывающего материала в сепараторе 1 подшипника качения. Прижимаемые к шарикам 2 пружиной 4 вставки будут обеспечивать непрерывный перенос смазочного материала на рабочие поверхности тел качения за счет трения (рисунок 2).

Смазывание зубьев рабочих шестерен может осуществляться холостой шестерней, выполненной из твердых смазывающих материалов и приводимой с одной из них в контакт.

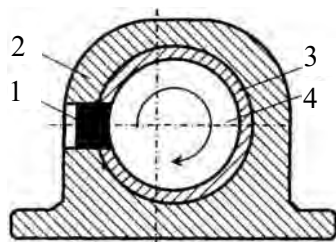


Рисунок 1 – Ротапринтный метод нанесения твердого композиционного смазочного материала скольжением на рабочие поверхности

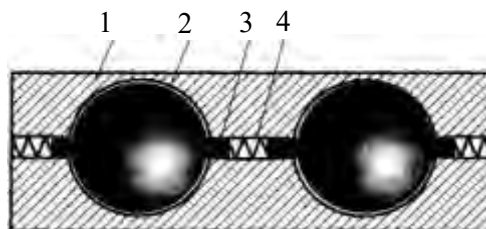


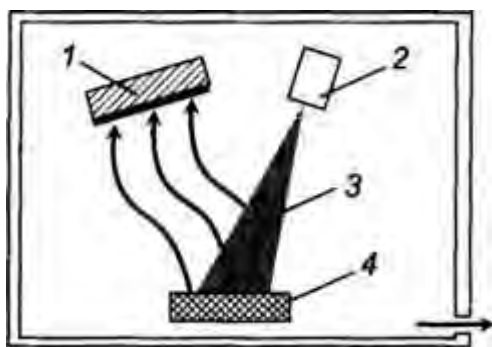
Рисунок 2 – Ротапринтный метод нанесения твердого композиционного смазочного материала качением на рабочие поверхности

Галтовка деталей узлов трения (диски муфт сцепления, валы, ролики и др. элементы подшипников качения) осуществляется в барабане с предварительно обработанными твердым смазочным материалом шариками или с закаленной чугуновой дробью. Многократный контакт с шариками (дробью) при вращении барабана позволяет получить на поверхности деталей узлов трения антифрикционное покрытие толщиной до 1 мкм.

Физические методы. Широкое применение находят вакуумные методы нанесения тонкослойных твердых смазывающих композиционных материалов. При формировании антифрикционных полимерных покрытий из активной газовой фазы возможно применение двух групп методов. Первая из них – *осаждение мономера с его последующей полимеризацией*. В вакуумную камеру напускается мономер (или другие низкомолекулярные соединения) до давления порядка 100 Па. Адсорбированные на поверхности детали соединения подвергаются воздействию потоков электронов, ионов или УФ-излучения, инициирующих протекание реакций полимеризации. В результате на поверхности детали формируется полимерное покрытие.

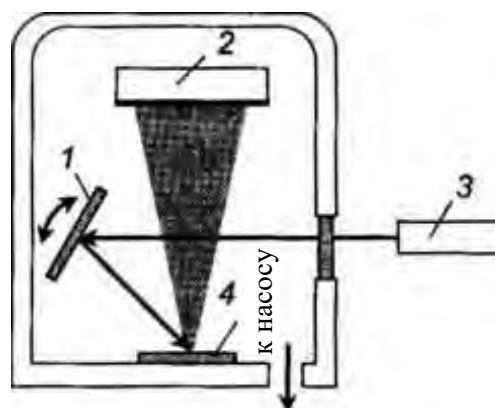
Более перспективна вторая группа методов нанесения вакуумных покрытий путем *диспергирования* твердого материала. Принципиальная схема реализации этих методов представлена на рисунке 3.

Концентрированный поток энергии 3 (электроны, ионы газа) от источника 2 направляется на мишень 4, выбивает и разрушает частицы (молекулы) твердых смазывающих материалов с образованием реакционно-активных летучих продуктов (фрагментов макромолекул).



1 – деталь; 2 – источник излучения;
3 – поток электронов (ионов газа);
4 – мишень

Рисунок 3 – Схема нанесения покрытий методом диспергирования



1 – зеркало; 2 – деталь;
3 – оптический квантовый генератор;
4 – блок из твердых смазывающих материалов

Рисунок 4 – Схема нанесения покрытий методом лазерного испарения

Последние с высокой скоростью направляются к детали 1, адсорбируются на ее поверхности, где и происходит вторичная олимеризация материала покрытия.

Методы этой группы позволяют получать покрытия толщиной до 8 мкм из политетрафторэтилена, полиэтилена, дисульфида молибдена и других материалов.

К вакуумным методам нанесения покрытий из активной газовой фазы относится *метод лазерного испарения*. Монохроматическое излучение от оптического квантового генератора 3 направляется через прозрачное окно вакуумной камеры на зеркало 1, отражается от него и попадает на поверхность блока 4 из твердых смазывающих материалов (рисунок 4). Испаряющиеся под воздействием лазерного излучения атомы оседают на поверхности детали 2. Сканирование по поверхности твердого смазывающего материала лазерного луча осуществляется вращением зеркала. В качестве источника излучения используются твердотельные ($\lambda = 0,6943$ мкм) или CO_2 -лазеры ($\lambda = 10,6$ мкм).

Заключение

К преимуществам композиционных самосмазывающихся материалов можно отнести способность выполнять функции смазочного материала в вакууме и при экстремально низких (-200 °С) и высоких (до 1000 °С) температурах, высокая радиационная стойкость, более высокая стабильность смазывающих, противоизносных и противозадирных свойств в широком интервале нагрузок и скоростей, способность удерживаться на поверхностях трения при сверхвысоких скоростях перемещения сопрягаемых деталей. Поскольку такие смазочные материалы относятся к твердым, они практически не испаряются и не меняют своих свойств со временем, применимы для смазывания сильно изношенных поверхностей, не требуют герметизации узла трения. Их применение позволяет частично или полностью восстановить размеры изношенных деталей.

Широкое применение самосмазывающихся твердых композиционных материалов ограничивается их недостатками. К примеру, они обеспечивают более высокое (по сравнению с жидкими смазочными материалами на порядок и выше) сопротивление сдвигу и чаще всего более высокую интенсивность изнашивания. Их равномерная по-

дача в зону контакта либо невозможна, либо требует применения устройств сложной конструкции. Они не отводят теплоту и не удаляют частицы износа из зоны трения, не всегда удовлетворяют требованиям экологической безопасности.

Список использованных источников

1. Трение и износ материалов на основе полимеров / В.А. Белый [и др.]. – Минск: Наука и техника, 1976. – 432 с.
 2. Сысоев, П.В. Деформация и износ полимеров при трении / П.В. Сысоев, П.Н. Богданович, А.Д. Лизарев. – Минск: Наука и техника, 1985. – 240 с.
 3. Матвеевский, Р.М. Развитие теории граничной смазки / Р.М. Матвеевский // Трение и износ. – 1990. – Т. 11, № 6. – С. 1103-1111.
-

Prushak V.Y., Shcherba V.Y., Graborov N.V., Rasumtsev A.P.

Solid lubricating composite materials and their application methods

The article reviewed solid lubricating composite materials and main application methods of the solid lubricating coatings at the surfaces of rubbing elements. Carried out analysis of application advantages of composite self-lubricating materials based on polymers due to their ability to keep stable tribotechnical qualities in wide loadings, speeds and temperatures range.

Поступила в редакцию 14.02.2013 г.

Перечень статей, опубликованных в журнале
«Горная механика и машиностроение» в 2012 году

№ 1

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Андрейко С.С., Лялина Т.А., Нестеров Е.А., Еловилова А.С. Оценка возможности развития газодинамических явлений при ведении горных работ на III калийном горизонте Краснослободского рудника 2 РУ	5
Кислов Н.В., Слыш В.М., Лютко Г.И. Определение напряжений сдвига по стали переработанной торфяной массы	16
Вагин В.Б., Кулагов Е.В., Ефимов А.М., Прохоров Н.Н., Кафанова Т.П. Сейсмогеологическая модель соляного разреза шахтного поля Краснослободского рудника	22
Оника С.Г., Войтенко В.С., Халявкин Ф.Г. Современное состояние методов прогноза сейсмичности взрывов на открытых разработках	28
Поляков А.Л., Максимович С.М. О новых технологиях высокоэффективного энергосбережения	34
Иголка Д.А. Возможности использования трехмерного моделирования методом конечных элементов при проектировании вертикальных шахтных стволов.....	40

МАШИНОСТРОЕНИЕ

Казаченко Г.В., Басалай Г.А., Цыбуленко П.В., Шульдова С.Г., Желтов И.Г., Елизаров Д.П., Глинистый С.Л. Анализ рабочего процесса тоннелепроходческого комплекса. Часть 2. Исследование процесса проходки на основе математической модели и экспериментальных данных	47
Печковская О.Е., Пашкевич М.Ф., Машин Ю.В. Эффективность использования эксцентриковых передач с повышенными характеристиками	59
Захаров Ю.Н., Прушак В.Я., Щерба В.Я., Конопляник И.А. Обобщенная математическая модель эффективности конвейерной системы	69
Сазонов И.С., Лустенков М.Е., Прудников А.П., Фитцова Е.С. Совершенствование конструкции передач с промежуточными телами качения.....	74
Старовойтов Ю.В., Старовойтов В.С., Конопляник А.В. Проектирование и подбор шнековых исполнительных органов	84

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

Колдаева С.Н., Романович А.С. Методы повышения герметичности и длительной прочности бипластмассовых труб	90
Приходько И.В. Композиционный материал для защиты от термоградиентной коррозии.....	99
Кислов Николай Владимирович. К 80-летию со дня рождения.....	109
Земсков Александр Николаевич. К 60-летию со дня рождения	111

№ 2

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

- Андрейко С.С., Иванов О.В., Лялина Т.А.** Совершенствование метода прогноза зон опасных по газодинамическим явлениям в условиях южной части Верхнекамского месторождения калийных солей..... 5
- Грунер М.Г., Мозер С.П.** Опыт создания и эксплуатации флюидоизолирующих перемычек в соляных шахтах..... 12
- Осипов С.Н., Смычник Е.А., Шваб Р.Г.** О надежности оценки физических свойств водозащитной толщи при подземной разработке солей..... 23
- Ильин В.П., Бабец М.А.** Сбойка скважин гидроразрывом пласта при разработке минеральных солей подземным растворением. Первый промысловый опыт на территории Беларуси..... 35
- Иголка Е.Ю., Иголка Д.А.** Обзор методов расчета толщины ледопородного ограждения при проходке вертикальных стволов способом замораживания..... 46
- Гореликов В.Г., Лыков Ю.В., Ву Ван Донг.** Выбор параметров промывочной системы алмазных коронок для бурения твердых горных пород 52
- Бровка А.Г.** Влияние крупнообломочных включений на теплофизические характеристики горных пород..... 56

МАШИНОСТРОЕНИЕ

- Платовских М.Ю.** Динамика виброударной системы перфоратора с учетом податливости штанги..... 66
- Громько П.Н., Доконов Л.Г., Макаревич С.Д., Кривоногова Е.Г., Гончаров П.С.** Корректировка результатов силового анализа прецессионного редуцирующего механизма с коническими роликами на основе использования методов компьютерного моделирования..... 73
- Ерохин К.А., Пузанов Д.А., Мозговенко М.С.** Использование тепловых насосов для подогрева шахтного воздуха в зимнее время..... 84

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

- Богданович П.Н.** О возможности снижения предварительного смещения и усталостного разрушения покрытий при динамическом нагружении..... 89
- Щерба В.Я.** Малонаполненные наноконпозиционные материалы на основе модифицированного политетрафторэтилена..... 96
- Мельников С.Ф., Ахмадиева Л.В., Моисеенко В.А., Шаповалов В.М.** Экологические аспекты изготовления машиностроительных материалов на основе фенольных смол..... 101
- Щерба В.Я.** Механизмы формирования разделительных слоев в металлополимерных трибосистемах..... 107

№ 3

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

- Андрейко С.С., Нестерова С.Ю., Иванов О.В.** Оценка эффективности целевой разгрузки для предотвращения газодинамических явлений при механизированной добыче карналлита..... 5
- Белоусов В.И., Шваб Р.Г., Батыновский А.Л.** Термовлажностной прогноз состояния атмосферы калийных рудников 15
- Иванов В.В.** Особенности разработки обводненной толщи месторождений песка и песчано-гравийной смеси..... 28
- Войтенко В.С., Оника С.Г., Халявкин Ф.Г., Новиков С.С.** Формирование в горном массиве инъекционных противодиффузионных завес с использованием энергии упругих волн..... 32

МАШИНОСТРОЕНИЕ

- Чистый В.И., Стасевич В.И., Чистый И.Н.** Машина для добычи кускового торфа 38
- Шейко А.М., Шемет С.Ф., Долматова О.П., Николаев А.А.** Расчет всасывающей и напорной линий насосов при транспортировке рассолов предприятий калийной отрасли..... 47
- Екименко А.Н., Колдаев О.Ю., Колдаева С.Н.** Технологические и конструктивные особенности повышения работоспособности конвейерного транспорта горнодобывающих производств..... 57
- Казаченко Г.В., Нагорский А.В., Басалай Г.А.** Исследование процесса шнекового бурения. Часть 1. Формирование математической модели рабочего процесса в установившемся режиме бурения..... 65
- Казаченко Г.В., Басалай Г.А., Неверовская Я.Б., Ярмолинская А.А.** Особенности отвалообразователей и некоторые результаты исследования их статической устойчивости..... 75

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

- Лапшина Е.М., Шаповалов В.М., Тартаковский З.Л., Ахмадиева Л.В.** Композиционный материал на основе полиолефинов и дисперсных резин..... 84
- Лашкина Е.В.** Исследование совместимости компонентов в системе полиэтилен – пластификатор – инсектицид методом ИК-спектроскопии..... 90
- Щерба В.Я.** Защитные покрытия на основе полимер-олигомерных матриц, модифицированных низкоразмерными компонентами..... 99
- Приходько И.В., Неверов А.С.** Биокоррозия алюминиевых сплавов в отопительной системе..... 103
- Сиренко Ю.Г., Ковальский Е.Р., Тараканов Н.В.** Значение научно-исследовательской работы в подготовке специалиста..... 111
- Осипов Сергей Николаевич** – К 80-летию со дня рождения 114

№ 4

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Оника С.Г., Халявкин Ф.Г., Бабак Д.И. Варианты технологии вскрышных работ при расширении карьера «Гралево» и их оценка.....	5
Андрейко С.С., Перминов К.М. Оценка вариантов технологии добычи калийной руды с применением изгибающегося конвейерного поезда в условиях рудника СКРУ-3 ОАО «Уралкалий».....	12
Ерохин К.А., Пузанов Д.А., Мозговенко М.С. Исследование характера восстановления нагрузки на почву лавы после выемки нижнего слоя и характера нагружения охранных целиков в условиях третьего горизонта рудника 3 РУ ОАО «Беларуськалий».....	20
Турко М.Р., Миськов Е.М., Бахмутская Л.В., Петрова Н.С., Дормешкин О.Б. Исследования минералогического состава калийных руд с высоким содержанием примесей ангидрита.....	25
Иголка Д.А. Современные тенденции проектирования крепи вертикальных шахтных стволов.....	34
Осипов С.Н., Шваб Р.Г., Смычник Е.А. Влияние летнего увлажнения атмосферы калийных рудников на прочностные свойства пород контура горных выработок.....	40
Ледян Ю.П., Щербакова М.К. Совершенствование способа вторичного обогащения флотационного концентрата в пенном слое.....	50
Бровка Г.П., Пяткевич К.В., Шилович Н.Н. Моделирование НДС однородного полого цилиндра с неподвижной внешней боковой границей при осесимметричной нагрузке.....	58

МАШИНОСТРОЕНИЕ

Данилов В.А., Селицкий А.Н. Анализ и реализация схем обработки профильных цилиндрических поверхностей ротационным инструментом	71
Казаченко Г.В., Басалай Г.А., Неверовская Я.Б., Ярмолинская А.А. Крен горных машин на шагающем ходу вследствие деформации опорного основания.....	83
Иванов В.П., Кастрюк А.П. Выбор состава технологического оборудования.....	88
Гольберт А.Е. К исследованию эксплуатационных режимов работы конвейеров....	96
Карась И.К., Авраменко Е.Н. Влияние структуры цементованного слоя на теплофизические характеристики при зубошлифовании.....	101

A list of articles that have been published in the journal
«Mine mechanical engineering and machine-building» in 2012

№ 1

GEOTECHNOLOGY

Andreyko S.S., Lyalina T.A., Nesterov E.A., Elovikova A.S., Beresnev S.P. Estimation of gas and dynamic effects development's possibility while mining at the third potash level of Krasnoslobodsky mine of the 2 PU.....	5
Kislov N.V., Slysh V.M., Lyutko G.I. Calculation of processed peat stress when shifting on steel	16
Vagin V.B., Kulagov E.V., Efimov A.M., Prokhorov N.N., Kafanova T.P. Seismic model of Krasnoslobodsky mine field salt cross section.....	22
Onika S.G., Voitenko V.S., Khalyavkin F.G. Modern methods for forecasting of rock burst seismic at the open minings.....	28
Polyakov A.L., Maksimovich S.M. New technologies of high-efficiency power supply.	34
Igolka D.A. 3D modeling capability using finite elements method while vertical shafts designing.....	40

MACHINE-BUILDING

Kazachenko G.V., Basalay G.A., Tsybulenko P.V., Shuldova S.G., Zheltov I.G., Elizarov D.P., Glinisty S.L. Tunneling complex work process analysis. Part 2. Study of road-heading process on the base of mathematical model and test data.....	47
Pechkovskaya O.E., Pashkevich M.F., Mashin Y.V. Application efficiency of eccentric gears with increased technical characteristics.....	59
Zakharov Y.P., Prushak V.J., Scherba V.J., Konoplyanik I.A. Generalized mathematical model of conveyor system efficiency.....	69
Sazonov I.S., Lustenkov M.E., Prudnikov A.P., Fitsova E.S. Perfection of the transmissions' design with intermediate rolling elements.....	74
Starovoitov Y.V., Starovoitov V.S., Konoplyanik A.V. Designing and matching of screw cutting drums.....	84

MATERIALS ENGINEERING

Koldaeva S.N., Romanovich A.S. Methods to increase the hermiticity and long-time strength of biplastic pipes.....	90
Prikhodzko I.V. Composite material for thermal and gradient corrosion protection.....	99
Kislov Nikolay Vladimirovich. To the 80th birthday.....	109
Semskov Alexander Nikolaevich. To the 60th birthday.....	111

№ 2

GEOTECHNOLOGY

- Andreyko S.S., Ivanov O.V., Lyalina T.A.** Perfecting predictive method of zones dangerous on gas-dynamic phenomena in a southern verhnekamsky deposits of potassium salts 5
- Gruner M.G., Moser S.P.** Experience of manufacturing and field usage of fluid isolating seals in salt mines..... 12
- Osipov S.N., Smychnik E.A., Shvab R.G.** Concerning the reliability assessment of the physical properties of waterproof rock mass while underground salt mining 23
- Ilyin V.P., Babets M.A.** Wells cross connection by hydraulic fracturing when developing mineral salt by method of underground solution. First field experience on the territory of the Republic of Belarus..... 35
- Igolka E.Y., Igolka D.A.** Review of methods for determination of ice wall's width by vertical well bores freezing..... 46
- Gorelikov V.G., Lykov Y.V., Wu Wan Dong.** Choice of parameters of flush system for diamond-set bits for hard rocks..... 52
- Brovka A.G.** Influence of macrofragmental inclusions on rock thermal and physical characteristics 56

MACHINE-BUILDING

- Platovskikh M. Yu.** Dynamics of vibro-impact system of the perforator in view of the elasticity of shank..... 66
- Gromyko P.N., Dokonov L.G., Makarevich S.D., Krivonogova E.G., Goncharov P.S.** Adjusting of results of the analysis of the precession reducer mechanism with tapered rollers using method of computer simulation 73
- Erokhin K.A., Puzanov D.A., Mazgovenko M.S.** Exploitation of heat pump units for mine air warming during winter 84

MATERIALS ENGINEERING

- Bogdanovich P.N.** On the possibility of preliminary displacement and fatigue failure of coatings reduction under dynamic loadings..... 89
- Scherba V.Y.** Low-charged nanocomposites of modified polytetrafluorethylene 96
- Melnikov S.F., Akhmadieva L.V., Moiseenko V.A., Shapovalov V.M.** Ecology aspects of manufacturing of engineering materials on the base of phenol resins 101
- Scherba V.Y.** Mechanisms of adhesive formation in metalopolymeric tribosystems 107

№ 3

GEOTECHNOLOGY

- Andreyko S.S., Nesterova S.Y., Ivanov O.V.** Estimation of the kerf dump effectiveness for prevention of the gas-dynamic phenomena by machine mining of carnallite..... 5
- Belousov V.I., Shvab R.G., Batianovsky A.L.** Forecast on temperature and humidity of potash mines' atmosphere 15

Ivanov V.V. Characteristics of development of watercut mass in deposits of sand and sand and gravel mix	28
Voitenko V.S., Onika S.G., Khalyavkin F.G., Novikov S.S. Formation of injection sealing curtains in rock mass using elastic energy.....	32

MACHINE-BUILDING

Chisty I.V., Stasevich V.I., Chisty I.N. Machine for Lump Peat Production.....	38
Sheiko A.M., Shemet S.F., Dolmatova O.P., Nikolaev A.A. Calculation of pump suction and pressure lines during transportation of brines of potash industry plants.....	47
Ekimenko A.N., Koldaeva S.N., Koldaev O.Y. Technological and constructive characteristics of efficiency improving of conveyor transport of mining companies	57
Kazachenko G.V., Nagorsky A.V., Basalai G.A. Phenomenology of auger drilling. Part 1. Design of numerical scheme of work process in steady-state of drilling.....	65
Kazachenko G.V., Basalai G.A., Neverovskaya Y.B., Yarmolinskaya A.A. Characteristics of stacking trailing conveyors and results of analyses of their steady-state stability.....	75

MATERIALS ENGINEERING

Lapshina E.M., Shapovalov V.M., Tartakowsky Z.L., Akhmadieva L.V. Composite material based on polyolefins and dispersed rubber	84
Lashkina E.V. Research of a compatibility of components in polyethylene – plasticizer – insecticide system by method of IR spectroscopy.....	90
Sherba V.Y. Protective coatings on the base of polymer and oligomeric matrix modified by low dimensional components	99
Prykhodko I.V., Neverov A.S. Aluminum alloys biocorrosion in a heating system	103
Sirenko Y.G., Kovalsky E.R., Tarakanov N.V. Importance of scientific and research work in a specialist’s training	111
Sergei Nikolaevich Osipov – Celebrating eighty-year-old jubilee	114

№ 4

GEOTECHNOLOGY

Onika S.G., Khalyavkin F.G., Babak D.I. Options of overburden mining technology at expansion of the quarry «Gralevo» and their evaluation.....	5
Andreiko S.S., Perminov K.M. Estimation of potash ore mining technology options while using flexible conveyor train under conditions of SKRU-3 mine of the JSC «Uralkaly».....	12
Erokhin K.A., Puzanov D.A., Mozgovenko M.S. Research of load recovery conditions on the face floor after bottom layer mining and as well as protective pillars stressing under conditions of the third level at No. 3 PU’s mine of the JSC «Belaruskali»	20
Turko M.R., Miskov E.M., Bakhmutskaya L.V., Petrova N.S., Dormeshkin O.B. Study of mineral composition of potash ores with high anhydrite content.....	25

Igolka D.A. Recent designing trends of vertical shaft roof support.....	34
Osipov S.N., Shvab R.G., Smychnik E.A. Influence of summer humidification of potash mines atmosphere on rock strength properties of mine workings contour.....	40
Ledyan Y.P., Shcherbakova M.K. Improvement of the secondary enrichment method of flotation concentrate in a froth bed.....	50
Brovka G.P., Pyatkevich K.V., Shilovich N.N. Modeling stress and strain state of homogeneous hollow cylinder with a fixed external side boundary at an axisymmetrical load	58

MACHINE-BUILDING

Danilov V.A., Selitski A.N. Analysis and implementation of machining patterns of the profile cylindrical surfaces using rotation instrument.....	71
Kazachenko G.V., Basalay G.A., Neverovskaya Ya.B., Yarmolinskaya A.A. Roll of draglines owing to floor deformation.....	83
Ivanov V.P., Kastruyuk A.P. Selection of technological equipment configuration.....	88
Golbert A.E. Concerning conveyers operating conditions.....	96
Karas I.K., Avramenko E.N. Influence of the case-hardened layer structure on thermal and physical characteristics at gear-tooth grinding.....	101

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, pch, 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 cos, max, 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, pch, 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 contain 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

ІІР

**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-обогачительного оборудования;
- разработка методов повышения надежности и долговечности деталей и узлов машин, работающих в условиях абразивных, химически активных сред горно-обогачительного 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 автоматизированных систем управления горно-шахтным добывающим и перерабатывающим оборудованием.

Адрес редакции:

223710, Республика Беларусь,
Минская обл., г. Солигорск, ул. Козлова, 63

Телефоны:

(+375 174) 26 28 37 главный редактор (приемная)

(+375 174) 26 35 32 ответственный секретарь

E-mail: ipr@sipr.by

ISSN 1728-3841



9 771728 384000