

Академия горных наук Украины,  
Криворожский технический университет,  
Исполнительный комитет Криворожского городского совета,  
ГКЗ Украины, ПАО "Кривбассжелезрудком",  
ОАО "Полтавский ГОК", ООО "Метинвест холдинг",  
ООО "НТЦ МАГНИС ЛТД", Ассоциация "Укррудпром",  
ГПИ "Кривбасспроект", ООО "НПП ТЕТРА",  
ЗАО "Интервзрывпром", ООО "КРАТОС"

# **Качество минерального сырья**

Сборник научных трудов

Кривой Рог - 2011

**К-30** Качество минерального сырья/Сборник научных трудов. –Кривой Рог.  
2011. -455 с.

ISBN 966-7103-44-7

В сборнике приведены результаты научных разработок посвященных проблемам обеспечения качества и конкурентоспособности минерального сырья. Рассмотрены методы геолого-экономической оценки запасов полезных ископаемых, сформулированы концептуальные подходы рационального природопользования, мониторинга и предупреждения возникновения природно-техногенных катастроф. Намечены пути решения накопленных проблем путем исследования, разработки и внедрения новых средств и методов оценки физико-химических и физико-механических свойств горных пород. Освещены вопросы обогащения железорудного сырья, а также открытой и подземной разработки рудных месторождений. Значительное внимание уделено повышению качества минерального сырья, проблемам автоматического контроля и управления качеством горной массы при добыче и переработке, а также буровзрывным работам. Важное место занимают экологические, финансово-экономические и др. вопросы, обеспечивающие эффективность работы горноперерабатывающих предприятий.

Сборник рассчитан на инженерно-технических, научных работников, аспирантов, а также может быть использован студентами старших курсов горных ВУЗов и факультетов.

Редакционная коллегия:

*главный редактор*

Ю.Г. Вилкул                      д-р техн. наук, профессор

*члены редколлегии:*

А.А. Азарян                      д-р техн. наук, профессор (зам. гл. редактора)

В.Г. Близнюков                д-р техн. наук, профессор

Г.В. Губин                      д-р техн. наук, профессор

А.И. Купин                      д-р техн. наук, профессор

А.Ф. Синолицы                д-р техн. наук, профессор

Н.И. Ступник                      к-т техн. наук, профессор

С.Т. Толмачев                д-р техн. наук, профессор

П.И. Федоренко                д-р техн. наук, профессор

Рекомендован Ученым советом КТУ протокол № 6 от  
16.03.2011 г.

© Криворожский технический  
университет, 2011

ISBN 966-7103-44-7

© Типография «Октан-принт», 2011

## Содержание

*Вилкул Ю.Г., Азарян А.А.*

Проблемы расширения сырьевой базы и утилизации отходов горнометаллургической промышленности .....9

*Вилкул Ю.Г., Сторчак С.А., Яременко В.И., Кравцов Н.К.*

Рациональная разработка и обогащение недр криворожского бассейна .....20

*Кармазин В.В.*

Железородное сырье металлургии XXI века .....25

*Колосов В.А.*

Перспективы развития горнорудной отрасли .....35

*Рудько Г.І., Ловинюков В.І.*

Сучасні тенденції класифікації запасів і ресурсів корисних копалин .....42

*Улубабов Р.С.*

Современные возможности эффективного использования окисленных железистых кварцитов Кривбасса .....47

*Перегудов В.В., Грицина А.Е., Драгун Б.Т., Протасов В.П.*

Экономические аспекты повышения качества железорудного сырья.....56

*Азарян В.А.*

Разработка функциональной схемы управления качеством в рудопотоках карьеров с целью повышения эффективности работы. ....60

*Дрига В.В.*

Исследование влияния изменения пространственного расположения рудного материала в магнитном поле накладного индуктивного преобразователя на точность непрерывного контроля качества магнетитовых руд.....64

*Азарян А.А., Сапончук Ю.В., Кукушкин М.С.*

Грид-технологии для распределенных вычислений и обработки данных .....80

*Купін А.І., Музика І.О., Шиповський Г.В.*

Залежність параметрів буро-вибухових робіт від фізико-механічних властивостей порід .....87

*Щукін В.П.*

Паралельний алгоритм моделювання значення якості руди, що подається на рудозбагачувальну фабрику .....91

*Мазурок П.П., Плотников А.В.*

Качественная характеристика железорудной минерально-сырьевой базы Украины и мира .....94

*Плотников А.В.*

Методика оценки качественных показателей складов аглоруды .....103

*Лапишин А.А.*

Изменение теплофизических параметров рудничного воздуха в различные периоды года.....112

<i>Лапшин А.Е., Гацкий А.К., Дроздов А.М.</i> Исследование эффективности мер снижения выноса пыли с открытых рудниковых складов шахт Кривбасса .....	118
<i>Лапшин А.Е., Гацкий А.К., Дроздов А.М.</i> Обоснование и разработка средств обеспыливания открытого склада серы ГПО «Титан». ....	124
<i>Ломовцев Л.А., Волженцев В.А.</i> Утилизации сталеплавильных шлаков – резерв производства металла и улучшение экологии региона .....	129
<i>Перегудов В.В.</i> Обеспечение качества взрывных работ при разрушении скальных горных пород в железорудных карьерах .....	135
<i>Попов С.О., Громадский А.С., Новик В.А., Кузьменко Д.И.</i> Разработка методики определения параметров буровых работ при проходке подземных горных выработок по железистым кварцитам, с учетом скоростных характеристик бурения шпуров .....	138
<i>Пухальский В.Н.</i> Повышение показателей извлечения урановой руды при отработке предохранительных целиков .....	143
<i>Колосов В.А.</i> Качество железорудного сырья – основа его реализации и стабильности для ее производителей .....	148
<i>Зубкевич В.Ю.</i> Контроль вещественного состава железорудного сырья .....	154
<i>Дрига В.В.</i> Исследование и классификация факторов снижающих точность непрерывного контроля качества магнетитовых руд .....	168
<i>Дрига В.В., Швидкий О.В., Карачабан А.С.</i> Контроль якості залізорудної сировини в порошкових пробах за допомогою пристрою ДЖМЗ-М1 .....	180
<i>Азарян А.А., Азарян В.А., Дрига В.В.</i> Система оперативного контроля качества железистых кварцитов на конвейере .....	184
<i>Азарян А.А., Лисовой Г.Н., Василенко В.Е., Трачук А.А.</i> Экспресс-анализ содержания железа в порошковых пробах рудничными радиометрами ПАКС .....	190
<i>Лисовой Г.Н., Василенко В.Е.</i> Визначення вмісту заліза руд чорних металів у порошкових пробах .....	202
<i>Цыбулевский Ю.Е., Швидкий А.В.</i>	

Исследование влияния физических характеристик материала железосодержащей пробы на размеры индуктивных датчиков .....	208
<i>Цыбулевский Ю.Е., Швыдкий А.В.</i>	
Контроль качества металлолома .....	213
<i>Швыдкий А.В., Черкасов А.В., Гриценко А.Н.</i>	
Методика обработки данных по каротажу скважин .....	216
<i>Азарян А.А., Лисовой Г.Н., Мирошник Д.Ю.</i>	
Непрерывный контроль технологических потоков на конвейере.....	221
<i>Азарян А.А., Лисовой Г.Н., Василенко В.Е.</i>	
Анализ погрешностей определения содержания железа радиометрами ПАКС.....	228
<i>Головки А.В.</i>	
Селективный гамма-гамма каротаж подземных скважин с помощью устройства ПАКС-4-01 .....	235
<i>Булах О.В., Булах О.О.</i>	
Особливості технологій збагачення окислених залізних руд.....	240
<i>Сидоренко В.Д., Паранько И.С., Куликовская О.Е.</i>	
Будущее горнодобывающих регионов украины в комплексном управлении их развитием .....	246
<i>Сидоренко В.Д., Еременко Г.И., Мартынюк М.В., Тищенко С.В.</i>	
Разработка и внедрение скважинного заряда ВВ с радиальным зазором с целью улучшения качества дробления горной массы путем снижения пикового давления в заряде ВВ .....	250
<i>Слободянюк В.К., Перегудов Ю.В.</i>	
Учет геомеханических факторов при формировании и разное временно нерабочих бортов глубокого карьера .....	255
<i>Федько М.Б., Зенюк Д.Ф.</i>	
Підвищення якості рудної маси при вдосконаленні системи розробки підповерхового обвалення руди на підконсольний компенсаційний простір.....	259
<i>Тарасютин В.М.</i>	
Геотехнологические основы производства высококачественных концентратов на базе богатых мармитовых руд шахт кривбасса .....	262
<i>Тараната В.Я., Караманиць Ф.И., Ричко В.С., Плужник Ю.А.</i>	
Определение прочностных характеристик массива горных пород и его трещиноватости сейсмическим методом .....	268
<i>Станков А.П.</i>	
Влияние масштаба взрыва и удельных затрат энергии на качество дробления взорванных пород.....	273
<i>Filatov S.V., Filatov A.S.</i>	

Decrease of iron-ore transportation cost price by supersize trucks at the expense of rolling coefficient reduction .....	276
--	-----

*Валовой О.И., Срьоменко О.Ю.*

Ефективність деформаційної моделі розрахунку при оцінці напружено-деформованого стану залізобетонного згинального елемента .....	282
--	-----

*Баиштаненко С.С., Тарасютин В.М.*

Ресурсосберегающая технология этажно-камерной выемки магнетитовых кварцитов с последующей твердеющей закладкой .....	286
--	-----

*Бабец Е.К., Гребенюк С.Я.*

Повышение конкурентоспособности горно-металлургических предприятий Украины за счет участия в биржевой торговле .....	291
--	-----

*Дубинина Т.П.*

Исследования температурного режима формирования окатышей .....	294
--	-----

*Ворников Д.Н.*

Исследование и разработка системы контроля и управления режимом работы мельницы .....	309
---	-----

*Купин А.И., Азарян А.В.*

Обзор существующих экспертных систем для поддержки принятия решений в области горного дела .....	322
--	-----

*Савельев С.Г.*

Зависимость прочности окускованного железорудного сырья от интенсивности его производства .....	326
---	-----

*Смолянский П.С., Кравец Н.В.*

Решение нелинейных уравнений методом адаптивной аппроксимации функции сплайнами на равномерных сетках .....	329
---	-----

*Тимофеева Е.С.*

Объективное построение портфеля оптимальных проектов реформирования Кривбасса .....	335
---	-----

*Кравцов Е.Н., Кравцов В.Н.*

Техногенные месторождения железных руд – сырьевая база для получения высококачественного концентрата .....	339
--	-----

*Костянский А.Н., Мельникова И.Е.*

Влияние качества руды на величину экономически целесообразного коэффициента вскрыши .....	342
---	-----

*Карабут Н.О.*

Использование имитационного моделирования при принятии управленческих решений .....	346
---	-----

*Коваль М.В.*

Дослідження адаптивних властивостей моделі оперативного розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі .....	350
---	-----

<i>Кривенко С.В.</i>	
Спекание аглошихты с добавлением торфа .....	357
<i>Кузнецов Ю.А.</i>	
Анализ современного состояния использования тепла отходящих газов агломерационной машины .....	361
<i>Кузнецов Д.І., Купін А.І.</i>	
Аналіз впливу вхідних характеристик напруги на АЧХ двигуна при використанні апарата нейромереж .....	364
<i>Хруцкий А.А., Федоренко К.В.</i>	
Аналитические исследования динамики двухвалковой дробилки с качающимся валком .....	368
<i>Косяк А.А., Филатов С.В.</i>	
Современный карьерный транспорт .....	372
<i>Голишев О.М., Янова Л.О., Петрюк Н.В.</i>	
Фактор поведінки виробничого травматизму .....	377
<i>Часова Э.В., Ивчук В.В., Демчишина О.В.</i>	
Экологический мониторинг для оценки характера воздействия тяжелых металлов .....	379
<i>Часова Э.В., Ивчук В.В., Демчишина О.В., Рыбкин П.Ю.</i>	
Загрязнение городской среды органическими продуктами как фактор, влияющий на общественное здоровье .....	383
<i>Шпонько В.И.</i>	
Проблемы внедрения управленческой стратегии в практику украинских предприятий .....	389
<i>Шпонько В.І., Кравцова О.О., Пилева Д.С.</i>	
Аспекти інвестиційно-інноваційного розвитку промислових підприємств України .....	392
<i>Шерстюк Р.В., Шинкарь А.А., Шепетько О.П., Шепетько А.О., Швец Д.В.</i>	
Постановка и реализация задач автоматического управления в комплексах АСУТП секций обогащения .....	398
<i>Шамрай О.В., Шаповалова Н.Н.</i>	
Імітаційне моделювання роботи залізорудного кар'єру в режимі усереднення .....	403
<i>Гурин А.А., Шевченко В.И., Вимба С.В.</i>	
Способ пожаротушения горючих пористых материалов .....	407
<i>Гриценко А.Н.</i>	
Оценка точности спутниковых систем навигации .....	413
<i>Фогелев В.А., Мельников А.В., Мельников Д.А.</i>	
Измельчительно-классифицирующее оборудование ОДО «Ламел-777» в технологиях сухой переработки минерального сырья .....	418

<i>Монастирський Ю.А.</i>	
Моделювання функціонування кар'єрних автосамоскидів .....	422
<i>Рудь Ю.С., Радченко И.С., Белоножко В.Ю., Ткаченко А.С.</i>	
О колебаниях горных машин и их деталей под действием импульсных нагрузок.....	426
<i>Повар С.В.</i>	
Пошук адекватних математичних моделей випаровування бензину при його зберіганні .....	435
<i>Григорєв І.С., Кітов А.А.</i>	
Аналіз та моделювання цін залізорудної сировини при плануванні проектних рішень для відкритої розробки родовищ корисних копалин.....	440
<i>Павлыш В.Н., Гребёнкина А.С.</i>	
Расчет параметров процесса пневмообработки неувлажненного угольного пласта .....	447
<i>Skrypnik M.V., Philatov S.V.</i>	
Modern ecological problems .....	450
<i>Козуб Н.А., Прилена Л.С.</i>	
Подземное царство Кривого Рога.....	439



Ю.Г. ВИЛКУЛ, д-р техн. наук, проф., академик, вице-президент АГН Украины,  
А.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук, проф.

## **ПРОБЛЕМЫ РАСШИРЕНИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ И УТИЛИЗАЦИИ ОТХОДОВ ГОРНОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ.**

В Украине твердых отходов накоплено около 25 млрд. тонн. Эти отходы занимают площадь около 150 тыс. га плодородных земель и негативно влияют на природные ландшафты и экологические условия.

Техногенные месторождения приводят к исключению из хозяйственного оборота больших площадей земель, занятых отходами производства. Кроме того, происходит уничтожение или снижение качества земель из-за пылевых заносов с отвалов и хвостохранилищ.

В Кривбассе, по разным оценкам, в отвалах содержится от 10 до 13 млрд. тонн вскрышных пород, а в хвостохранилищах – от 4 до 6 млрд. тонн отходов обогащения бедных железных руд. В последние годы все активнее изучается возможность использования накопленной в отвалах и хвостохранилищах Криворожского бассейна минеральной массы. Ставится вопрос о придании им статуса техногенных месторождений. Очевидно, что отсутствие принятых на государственном уровне методов оценки техногенных месторождений тормозит начало их полномасштабной разработки.

К примеру, в индустриальных странах мира уровень использования промышленных отходов достигает 70-80%, тогда как в Украине и ближнем зарубежье он не превышает 12-15%. В США, например, из промышленных отходов получают 20% алюминия, 33% железа, 50% свинца и цинка, 44% меди от общего объема производства этих металлов. Подобная тенденция использования вторичных ресурсов наблюдается в Канаде, Великобритании, ЮАР, Испании и других странах.

Исходя из различий в способах формирования, транспортировки, складирования отходов, техногенные месторождения Кривбасса и аналогичных месторождений можно разделить на **два класса**:

- залежи природных полезных ископаемых;
- залежи техногенных полезных ископаемых.

К **первым** относятся отвалы горнодобывающих предприятий бассейна, которые сложены извлеченными из недр, перемещенными и складированными вскрышными горными породами.

Ко **вторым** относятся, главным образом, отходы обогащения бедных железных руд (магнетитовых, в значительно меньшем количестве гематитовых) – т.н. “лежалые хвосты” обогатительных фабрик.

Для Украины, Казахстана и России, производящих значительную долю минеральной продукции мира и обладающих мощным горнопромышленным потенциалом, проблема утилизации промышленных отходов имеет перво-степенное значение. Важным обстоятельством является то, что себестои-

мость товарной продукции из промышленных отходов как правило, ниже, чем из добываемых традиционными способами руд месторождений полезных ископаемых. Активное использование промышленных отходов минерального сырья позволит получить ежегодно прибыль в миллиарды долларов. Например, вторичная переработка 150 млн. тонн отходов обогащения марганцевых руд Никопольского района и 800 млн. тонн отходов обогащения железных руд Криворожского бассейна могут дать товарной продукции более чем на 10 млрд. долларов. Эти, а также другие данные, доказывают необходимость изучения и утилизации техногенных месторождений Украины.

Вовлечение в переработку техногенного сырья обеспечивает сокращение расходов на поиски новых и разведку эксплуатируемых месторождений, а также освобождение занимаемых им земель и их рекультивацию, ликвидацию источников загрязнения окружающей среды, улучшая тем самым экологическую обстановку вокруг действующих предприятий. На рис.1 приведена классификация техногенных месторождений.



Рис.1 Классификация техногенных месторождений

Вопросы комплексного использования минерального сырья и утилизации различных отходов с каждым годом привлекают все большее внимание науки и практики. Одним из важнейших разделов современной геоэкологии является повышение уровня безотходности технологических процессов, максимальное использование всех видов природного сырья при минимальном ущербе окружающей среде.

Решение проблемы комплексного использования минерального сырья и утилизации промышленных и бытовых отходов — это сокращение площадей нарушенных ландшафтов и подработанных земель, снижение загрязнения атмосферного воздуха, особенно взвешенными веществами, уменьшение поступления в водоемы техногенных вредных веществ, предотвращение загрязнения почв и подземных вод, получение дополнительной продукции из уже добытого из недр и в значительной мере обработанного сырья [1].

Проблема переработки техногенных месторождений Украины на сегодняшний день становится все более важной производственной и экологической задачей

Одним из вариантов технологии переработки техногенных месторождений являются ядернофизические методы сепарации минерального сырья, основанные на плотностных свойствах горных пород.

В условиях дефицита сырья вовлечение в сферу добычи и переработки бедных руд, а также разработка техногенных месторождений являются реальной возможностью увеличения объемов добычи и обеспечения более рационального использования минеральных ресурсов. Для расширения сырьевой базы и обеспечения необходимого объема добычи руд можно использовать один из следующих вариантов либо их сочетание:

- снижение бортового содержания на действующих месторождениях;
- разработка месторождений бедных руд;
- повторная разработка и добыча "потерянных" руд;
- вовлечение в процесс переработки складов некондиционных руд.

Например, снижение бортового содержания железа до 40% и 35% в Кривбассе увеличит запасы железорудного сырья в 2.05 и 3.48 раза соответственно. "Потерянные" руды по Кривбассу, как показал анализ, проведенный научными сотрудниками НИГРИ, составляют более 300 млн. тонн со средним содержанием железа 58%. Реализация вариантов обеспечения необходимого объема добычи и расширения сырьевой базы возможна только при наличии в технологии добычи и переработки руд оперативного контроля и управления качеством минерального сырья.

Проблемы разработки техногенных месторождений, переработки промышленных отходов и обогащения окисленных руд Кривбасса являются весьма актуальными. Особенность данной проблемы состоит в том, что шахты Кривбасса расположены по всей территории города Кривого Рога, где отсутствуют свободные участки земли для складирования отходов обогащательно-передельного передела. Прогнозные запасы железорудного сырья в Украине оцениваются примерно в 32 млрд. т, из них больше 70% сосредоточено в Криворожском бассейне. При этом балансовые запасы железных руд в проектных контурах действующих предприятий Кривбасса по состоянию на 01.01.2008 года составляли около 6,0 млрд. т. Обеспеченность балансовыми запасами только в проектных контурах действующих предприятий (из расчета фактической добычи в 2007 году) в среднем составляет: по богатым рудам 34 года (до глубины 1500 м); по магнетитовым кварцитам 38 лет (до глубины 700 м). Общая

же обеспеченность балансовыми запасами составляет около 129 лет. Для освоения этих мощностей должны быть разработаны новые, рациональные способы добычи и переработки руды. Таким образом, в Кривбассе сосредоточены огромные запасы железной руды, которых при рациональном использовании хватит еще на длительный период.

В Академии горных наук Украины проводились исследования по захоронению отходов в выработанные пространства шахт. С этой целью выполнен проект Криворожского рудоподготовительного комбината гематитовых руд (КРПК). Исследована и теоретически обоснована перспектива добычи и переработки железных руд и разработки техногенных месторождений руд черных металлов Украины. Сформулированы задачи экологически безопасного ведения горных работ, при которых объемы выработанных пространств и объемы существующих хвостохранилищ и отвалов в регионе будут равняться объемам неиспользованных отходов добычи и обогащения руды.

Концепция на основе такого подхода была сформулирована в виде эколого-экономической модели развития Кривбасса, где за целевую функцию была принята минимизация экологических ущербов[1].

Для реализации такой концепции необходимо на законодательном и нормативном уровнях изменить технологию ведения горных работ в направлении поэтапной или опережающей отработки карьеров с возможным последующим переходом на подземную отработку, перейти на системы разработки с твердеющей закладкой и выполнять принцип сбалансированности производства руды и складирования отходов по принципу: "где и сколько добыто руды, туда же и столько же нужно положить отходов".

Частично этот принцип реализуется при формировании внутренних отвалов в действующих карьерах, что было нормировано Положением о проектировании внутреннего отвалообразования и складирования отходов производства в железорудных и флюсовых карьерах. Положение утверждено приказом Министерством промышленной политики от 17.08.2004 №412 и зарегистрировано в Минюсте 19.08.2004 за №1027/9626.

Проблема управления качеством полезных ископаемых всегда являлась одной из актуальных проблем при разработке месторождений. Это касается не только железных, но и полиметаллических руд, углей, жидких и газообразных полезных ископаемых.

В производственной задаче по управлению качеством можно выделить несколько последовательных этапов:

- первый – это опробование качества руд в массиве, в отбитой горной массе и в процессе ее транспортирования.
- второй – это геометризация качества железных руд при отработке месторождений.
- третий – это планирование горных работ в режиме стабилизации качества полезных ископаемых и вывода качества на определенный уровень значимости.

- четвертый – это управление горными процессами в режиме стабилизации качества.

- пятый – это усреднение качества на прикарьерных складах, в бункерах дробильной фабрики, на складах товарной руды.

Для получения информации о геометрических и качественных характеристиках месторождения полезных ископаемых используют методы математического моделирования, обеспечивающие автоматизированное решение горно-геометрических задач с требуемой точностью.

Анализ работ, посвященных использованию метода многогранника для дискретно-аналитического моделирования месторождений полезных ископаемых, показывает на наличие целого ряда нерешенных вопросов теоретического и практического характера.

Среди них наиболее важным является вопрос о выборе оптимальной сети непересекающихся треугольников, обеспечивающей минимум погрешностей интерполяции. Использование принципов минимальности периметров треугольников триангуляции, как показывает анализ, в некоторых случаях приводит к ошибкам моделирования. Путь к устранению указанного недостатка заключается в методике построения сети непересекающихся треугольников, учитывающей пространственное размещение исходных точек моделируемой топоповерхности.

Задача построения многогранной поверхности распределения качественных и геометрических показателей месторождения математически заключается в построении кусочно-линейной непрерывной поверхности линейной сплайн функции переменных  $S_1(x, y)$  по значениям функции моделируемого параметра на множестве хаотически расположенных точек, полученных при проходке геологоразведочных скважин  $P_i = P(X_i, Y_i)$ ,  $i=1, 2, \dots, N$ .

При этом априори устанавливается, что для моделируемой топоповерхности  $P(x, y)$  выполняются условия теории геохимического поля, разработанной проф. П.К. Соболевским: однозначности, непрерывности, плавности, и конечности. П.П. Бастаном установлено, что эти условия выполняются для рудных месторождений, геохимические поля которых представлены главным образом колебаниями, имеющими период больший, чем расстояние между точками, по которому определяются качественные свойства руд.

Кроме традиционного требования совпадения значений сплайна в исходных точках накладывается условие минимизации функционала погрешности моделирования.

Сущность метода линейных сплайн функций двух переменных (метод многогранника) заключается в представлении моделируемой топоповерхности  $P(x, y)$  в виде совокупности плоскостей треугольников с вершинами в исходных точках

Для этого необходимо произвести триангуляцию множества точек  $(x_i, y_i)$  координатной плоскости  $XOY$ , т.е.

а) построить в плоскости  $XOY$  многоугольник такой, чтобы вершинами его были только точки из заданного множества, а остальные точки, не являющиеся вершинами, лежат внутри него;

б) полученный многоугольник разбить на треугольники с вершинами в точках  $(x_i, y_i)$  таким образом, чтобы каждая точка области, ограниченной многоугольником, принадлежала только одному из треугольников.

Если точка  $(x, y)$  находится внутри какого-либо треугольника триангуляции, то значение искомого параметра  $P$  для этой точки определяется путем решения уравнения плоскости, проходящей через три точки математической модели.

Построение многогранной аппроксимирующей поверхности осуществляется в два этапа. На первом для каждой исходной точки  $T_i$ , участвующей в моделировании, определяется значение локальной характеристики (признака выпуклости - вогнутости). Для этого среди точек  $XOY$ ,  $T_j, j=1,2,...,N$ , выбираются три ближайшие точки, образующие треугольник ненулевой площади, и не содержащий других точек множества  $T_j, j=1,2,..., N$  кроме рассматриваемой. Если точка  $T_i$  лежит выше плоскости, проходящей через выбранные точки, ей присваивается признак выпуклости  $\alpha_i=+1$ , если ниже, то признак вогнутости  $\alpha_i=-1$  и,  $\alpha_i=0$  если четыре точки лежат в одной плоскости. В случае, когда для рассматриваемой точки не существует трех ближайших точек, удовлетворяющим указанным условиям, ей присваивается признак ближайшей. Таким образом, каждая точка, участвующая в моделировании, может быть охарактеризована определенным признаком выпуклости - вогнутости.

На втором этапе производится триангуляция. Основная идея алгоритма триангуляции разведочной сети заключается в формировании на каждом  $i$ -ом шаге выпуклого многоугольника границы и формировании треугольников с учетом признаков выпуклости - вогнутости. Разбиение четырехугольника производится согласно установленного критерия выбора триангуляции таким образом, чтобы объемы тела, ограниченного моделируемой топоповерхностью и поверхностью сплайна был минимальным. Для этого в случае выпуклости топоповерхности выбирается та диагональ четырехугольника, которая в пространстве лежит выше, а в случае вогнутости наоборот. Для плоского случая погрешность моделирования не зависит от выбора диагонали и поэтому разбиение производится произвольным образом.

Для случая, когда признаки выпуклости в вершинах рассматриваемого четырехугольника различны, разбиение производится по принципу минимальности параметров треугольников, т.е. по меньшей диагонали.

Процесс триангуляции заканчивается, когда все точки являются либо внутренними, либо граничными выпуклого многоугольника

Изложенный алгоритм реализован в подсистеме "Моделирование топоповерхностей качественных и геометрических показателей" автоматизированной системы планирования горных работ "Карьер".

Работоспособность разработанного комплекса программ была проверена на большом количестве тестовых примеров и подтверждается результатами

опытно-промышленной эксплуатации в составе системы "Карьер" (Бызов В.Ф., Вилкул Ю.Г., Завсегдашний В.А.)

Важнейшей задачей автоматизации планирования является проектирование структур данных и алгоритмов набора объемов горных работ. Горно-геометрическая модель для планирования горных работ должна отражать положение фронта горных работ на начало планового периода, обеспечить получение линии фронта горных работ на конец планового периода, позволить формирование контуров выемочных блоков и манипулирование ими, учитывать связки по подвиганию фронта горных работ на смежных участках и по вертикали и обеспечивать подсчет запасов руды в набираемых объемах. Перечисленное требует построения ряда моделей, специфических для каждого уровня планирования. При перспективном планировании подвигание фронта горных работ моделируется полосами, равными ширине экскаваторной заходки, перемещающимися в направлении углубки карьера. При текущем планировании заходки формируются в пределах квартальных блоков, а при оперативном – в пределах месячного экскаваторного блока. Причем на уровне текущего и оперативного планирования они не обязательно должны формироваться параллельно фронту горных работ в блоке, а иметь и более сложную форму. Таким образом, развитие фронта горных работ в блоках моделируется семейством линий от положения на начало планового периода до максимально возможного. На этом семействе линий строятся элементарные блоки для подсчета запасов и выполняется поиск оптимального или нескольких рациональных вариантов. В зависимости от уровня планирования способ построения, форма и протяженность семейства линий будет неодинакова, однако структура данных для моделирования будет в общем похожей, различаясь во второстепенных деталях. Такая структура данных позволяет одинаково просто манипулировать и координатами линий фронта горных работ и совокупностями элементарных блоков.

Оптимизация планов горных работ осуществляется по трем группам критериев. В программах предусмотрена возможность выбора одной из трех групп критериев оптимальности: экономические, технологические и технические. Каждая из групп имеет в своем составе несколько критериев. Так, среди экономических критериев можно выбрать критерий приведенных затрат на добычу и переработку руды или критерий ожидаемой прибыли при реализации решений, заложенных в план. Критериями второй группы являются поддержание рабочих площадок заданной величины, обеспечение равномерного подвигания фронта горных работ на смежных участках карьерного поля, заданная интенсивность отработки различных горизонтов. К группе технических критериев относятся получение в допустимых пределах заданных показателей плана, их максимальные или минимально возможные значения.

Система ограничений включает требования выполнения директивных показателей по объемным и качественным характеристикам типов и сортов руд; условия равномерного развития горных работ, сохранение рабочих площадок указанных размеров и заданного соотношения сортов руд. По каждому

показателю, входящему в систему ограничений, оперативно задаются допустимые отклонения в большую и меньшую стороны. Если ограничения задачи несовместны, предлагается ослабить их или оставить прежними и перейти к следующему интервалу планового периода. В первом случае осуществляется возврат к меню корректировки допусков, при помощи которого можно изменить допустимые вариации по тому или иному показателю в большую или меньшую стороны и, тем самым, ослабить или ужесточить требования к конкретному показателю. После расчета варианта плана по каждому интервалу планового периода на экран выводятся набранные блоки для визуальной оценки формируемых вариантов плана.

Таким образом, применение предложенного подхода к построению автоматизированного планирования горных работ на основе информационных систем позволит внедрить современные достижения компьютерной техники в горное производство, позволит существенно автоматизировать перспективное, текущее и оперативное планирование горных работ и проектирование буровзрывных работ. В настоящее время реализовано в виде информационной системы перспективное планирование горных работ и проектирование буровзрывных работ, что обеспечивает многовариантный подход при разработке планов. Выполненные контрольные и реальные просчеты годовых планов на близких к реальным данным ГОКов Кривбасса показали работоспособность системы в различных режимах эксплуатации, требуемые скорость расчетов и точность подсчета запасов, правильность набора планов. На шести горизонтах было выделено 14 участков, для которых задали ширину полосы 15 м, длину элементарного блока 15 м при высоте уступа 15 м. Всего автоматизированным способом построено около 12000 блоков. Время, затраченное на формирование блоков, составило 8 мин, на подсчет запасов - 14 мин с учетом диалога технолога с системой по выбору горизонтов, участвующих в расчетах, параметров полос и блоков, метода и параметров интерполяции при подсчете запасов. Указанные параметры эксплуатации системы являются приемлемыми на уровне перспективного и текущего планирования и позволяют использовать модель в составе АСУП и САПР на карьерах цветной и черной металлургии [2].

Особенно важную роль в управлении качеством, в осуществлении всех этапов управления, безусловно, принадлежит методам опробования. В отличие от химических методов анализа, которые очень длительны и трудоемки, эти методы дают возможность быстро определять содержание магнитного железа, содержание общего железа на всех этапах добычи и переработки руды.

Известно, что для оперативного контроля и управления качеством минерального сырья используется в основном 3 параметра горной массы: содержание полезного компонента, динамика (изменчивость) содержания полезного компонента и объем горной массы.

Каждая операция управления качеством руд состоит из двух основных стадий:



\* определение содержания полезного компонента в каждой партии руды;

\* применение к ней управляющего воздействия.

Управляющие воздействия могут быть двух видов:

\* разделение, которое направлено на изменение абсолютного значения содержания полезного компонента (так называемая массовая доля)

\* объединение (смешивание, усреднение), которое призвано уменьшить диапазон изменчивости содержания полезного компонента.

К процессу разделения можно отнести селективную выемку, сортировку и радиометрическую сепарацию[3].

Ясно, что как разделение, так и объединение преследуют единственную цель – стабилизацию качества руды, что в конечном итоге снижает энергозатраты, потери руд, разубоживание и стабилизирует режим работы обогатительных установок, т. е. в итоге снижает себестоимость 1 т. товарной руды.

Особо важную роль в управлении качеством минерального сырья играет опробование. В отличие от традиционных методов, наиболее целесообразным и экономически эффективным являются ядернофизические методы опробования. Эти методы, благодаря технологичности, сравнительно низкой стоимости и оперативности практически мгновенно выдают информацию о качестве руд в естественном залегании в отбитой, дробленной и измельченной горной массе, а так же осуществляют каротаж взрывных скважин. Кроме того, эти методы позволяют сортировать горную массу на стадии отбойки руды.

Для эффективного извлечения запасов из недр данных эксплуатационной разведки недостаточно, т. к. для этого требуется оперативные сведения о фактических границах рудных тел, а решение подобной задачи возможно с помощью ядернофизических методов.

Теория опробования полезных ископаемых, как и теория любого процесса, определяет выбор комплекса условий, обеспечивающих научно обоснованный путь достижения поставленной цели.

К сожалению, на сегодня нет четкой концепции и методического подхода к обоснованию пригодности ядернофизических методов и их возможностей при решении различных задач технологического контроля.

Как правило, вопрос о пригодности того или иного метода оперативного контроля качества минерального сырья сводится к простому сопоставлению результатов контроля с данными химического анализа. Подобный подход является ошибочным, т. к. сравнивают практически несопоставимые методы.

Химический метод анализа качества является достаточно точным методом, но погрешность отбора и подготовки пробы (субъективный фактор) снижает эффективность химического метода.

Для качественной оценки пригодности любого устройства целесообразно использовать сопоставление результатов анализа параллельных проб, но это только для того, чтобы установить принципиальную пригодность.

Количественная оценка пригодности любого радиоизотопного устройства или же метода должна быть основана на критерии эффективности.

При этом прямой результат управления качеством руд можно характеризовать пределом изменчивости содержания полезного компонента в горной массе (т. е. степенью объединения - усреднения).

Следует отметить, что снижение колебания содержания полезного компонента на 1% дает экономический эффект примерно в 1 доллар на 1 тонну руды.

Если же оценивается эффективность управления качеством руд, то, очевидно, что основными характеристиками средств контроля и управления являются показатели качества концентрата и его выход, а также выход и качество хвостов. Также эффективность управления качеством руд также зависит от среднего содержания полезного компонента в добываемой горной массе, от величины изменчивости содержания полезного компонента и от объема добычи.

С целью стабилизации качественных показателей, усреднения руд, а также разделения исходной руды по сортам, в Криворожском горнорудном институте были разработаны различные типы радиометрических сепараторов. Работа в этом направлении в Криворожском горнорудном институте началась более 40 лет назад под руководством академика Г.М. Малахова. К этому времени в КГРИ был разработан макет первого сепаратора на рентгеновской трубке типа РУБ-250. Таким образом, было начато принципиально новое направление в области предобогащения руд с использованием эффектов взаимодействия гамма-излучения с горными породами. Для железорудного сырья Кривбасса между содержанием железа и интегральным потоком как обратно рассеянного, так и прошедшего гамма-излучения имеется тесная корреляционная связь.

Все разработанные сепараторы были основаны на использовании рассеянного, либо прошедшего через горную массу гамма-излучения. Интенсивность как рассеянного, так и прошедшего гамма-излучения зависит от содержания железа в контролируемой горной массе.

Совместно с сотрудниками ЦНИЛа (г. Желтые Воды) были разработаны, изготовлены и испытаны радиометрические сепараторы на железных, хромовых и марганцевых рудах[3].

В течение последующих 7 лет были разработаны 6 модификаций радиометрических сепараторов для сортировки руд класса от 20 до 350 мм.

Результаты сортировки руд шести рудоуправлений Кривбасса на ленточном сепараторе РС-2Ж показали, что повышение содержания железа в концентрате составило от 5 до 12,2%, а извлечение металла от 75 до 90%.

Как известно, самым энергоемким процессом при переработке руд является дробление. Отсечение до 10% некондиционной руды позволит с учетом энергозатрат на дробление и транспортировку только по Кривбассу сэкономить более 12 млн. долларов в год.

Известно, что применение управления качеством руд на ранних технологических этапах позволяет повысить общий эффект. Например, если осуществить призабойную сортировку или же сортировку горной массы в шахте, то это исключит дополнительные транспортные затраты и энергозатраты на дробление.

Проблема управлением качеством руд достаточно многогранна и одно-значного обобщенного решения ее не существует.

#### **Выводы**

1. Доказано, что вовлечение в переработку техногенных месторождений расширяет сырьевую базу страны и обеспечивает сокращение расходов на поиски новых и разведку эксплуатируемых месторождений.

2. Обосновано, что вовлечение в переработку месторождений техногенного сырья освобождает занимаемые ими земли, улучшая тем самым экологическую обстановку вокруг действующих предприятий.

3. Исследована и теоретически обоснована перспектива добычи и переработки железных руд и разработки техногенных месторождений руд черных металлов Украины.

4. Сформулированы задачи экологически безопасного ведения горных работ, при которых объемы выработанных пространств и объемы существующих хвостохранилищ и отвалов в регионе будут равняться объемам неиспользованных отходов добычи и обогащения руды.

5. Для эффективного извлечения запасов из недр и расширения сырьевой базы необходимы сведения о фактических границах рудных тел, что достигается с использованием геофизических методов оперативного контроля качества минерального сырья.

#### *Список литературы*

1. **Вилкул Ю.Г., Азарян А.А., Азарян В.А., Трачук А.А.**, Проблемы переработки минерального сырья техногенных месторождений Украины, НТ журнал «Горная промышленность», Москва, 2011, с. 13-15.

2. **Бызов В.Ф., Азарян А.А.** Управление качеством минерального сырья. СНТ, Ялта, 1999, с.6-14

3. **Азарян А.А., Колосов В.А., Ломовцев Л.А., Учитель А.Д.** Монография «Качество минерального сырья», Кривой Рог, Минерал, 2001, 203С.

УДК 622.766, 622.7

Ю.Г. ВИЛКУЛ, д-р техн. наук, проф., академик, вице-президент АГН Украины

С.А. СТОРЧАК, д-р техн. наук, проф., академик АГН Украины, советник премьер-министра Украины Н.Азарова

В.И. ЯРЕМЕНКО, канд. техн. наук, председатель Федерации работодателей горняков Украины

Н.К. КРАВИЦОВ, канд. техн. наук, доц., ЧП «Партнеры по промэкобезопасности»

## **РАЦИОНАЛЬНАЯ РАЗРАБОТКА И ОБОГАЩЕНИЕ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ КРИВОРОЖСКОГО БАССЕЙНА**

Отражены основные системные факторы при разработке методологии добычи и обогащения железорудного сырья Криворожского бассейна на различных этапах и жизненных циклах.

Відображені основні системні чинники при розробці методології добування і збагачення залізорудної сировини Криворізького басейну на різних етапах і життєвих циклах.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Актуальность проблемы рационального использования минерально-сырьевого потенциала недр Кривбасса определяется тем обстоятельством, что железные руды представляют собой важнейший фактор формирования бюджета страны, области и, конечно, благополучия большинства населения Кривого Рога, а использование современных механизмов государственного регулирования и комплексного освоения минерально-сырьевой базы бассейна обеспечит конкурентоспособность национальной экономики.

В настоящее время в Криворожском бассейне добывают три основных типа железорудного сырья: богатые руды, которые непосредственно используются в металлургии, магнетитовые и окисленные железистые кварциты, требующие обогатительного передела.

Богатые окисленные руды (запасы которых по промышленной категории насчитывают свыше 1 млрд. 200 млн. т) залегают, главным образом, среди окисленных кварцитов, создавая около 300 рудных залежей. Массовая доля железа в них составляет от 46 до 67 %, а вредных примесей (фосфор, сера и др.) – сотые доли процента. Добыча богатых руд осуществляется преимущественно подземным способом.

Магнетитовые кварциты с массовой долей железа 22-45 % обогащаются магнитным способом на ГОКах Кривбасса.

Окисленные железистые кварциты, которые попутно добываются с магнетитовыми кварцитами в настоящее время не обогащаются, а складываются, образуя техногенные месторождения.

Разработка магнетитовых и окисленных железистых кварцитов осуществляется преимущественно открытым способом. Глубина большинства

карьером Криворожского бассейна превышает 300 м, а подземных выработок – более одного километра.

Одновременно с добычей и переработкой железорудного сырья Кривбасса создается громадные их техногенные месторождения, что значительно осложняет экологическую обстановку района.

**Анализ исследований и публикаций.** Вопросы регулирования процесса недропользования Кривбасса обсуждались неоднократно и с различных точек зрения [1, 2]. Общий вывод можно сформулировать следующим образом: рынок (рыночная среда) не в состоянии обеспечить эффективное освоение и использование участков железосодержащих руд (богатых окисленных руд, магнетитовых и окисленных кварцитов) и поэтому необходимо его регулирование (в определенной мере) со стороны государства.

Ограниченность числа лучших участков с одной стороны позволяет их владельцам получать дополнительный (рентный) доход, а с другой – может вести (при определенных условиях) к их нерациональному освоению, разработке без обогащения.

Следует отметить, что понятия «рациональная разработка железорудных месторождений Криворожского бассейна» с точки зрения компаний и общества (в лице государства) существенно различаются, так как обусловлены различием представлений о ценности природных ресурсов и ее изменении во времени.

**Постановка задачи.** Целью работы было изучение рационального использования всех минеральных разновидностей железорудного сырья как коренных так и техногенных месторождений Кривбасса.

**Изложение материала и результаты.** В процессе недропользования всегда присутствует пара (совокупность) взаимосвязанных субъектов: месторождение (участок недр), находящееся в государственной собственности и хозяйствующий субъект, его осваивающий и разрабатывающий (на лицензионной или контрактной основе).

На практике совпадение интересов в паре «хозяйственный субъект-месторождение» для Кривбасса скорее исключение, чем правило. С течением времени в разработке железорудного сырья происходит принципиальное изменение – роль месторождения, как первопричины процесса недропользования, уменьшается (как бы «исчезает»).

Экономические результаты освоения месторождения «растворяются» в экономике той организационной структуры, которой принадлежит права пользования данным месторождением.

Ярким примером данного утверждения является то, что величина налога на добычу железорудного сырья не зависит от экономических условий конкретного месторождения, разрабатываемого шахтой или карьером, а определяется соотношением курса гривны и доллара, а также ценой выпускаемой товарной продукции на внешнем рынке.

В конечном счете, каждое месторождение, как объект хозяйственной деятельности, «растворяется» в организационной структуре той компании, ко-

торой оно принадлежит на правах аренды. И уже дело компании - как и каким образом представлять экономические, а, следовательно, и технологические показатели по полному циклу разработки и обоганительному переделу данного участка месторождения.

Вместе с тем анализ динамики экономических показателей с учетом всего комплекса обоганительного передела на уровне каждой шахты, карьера важен, прежде всего, потому, что издержки на их разработку неуклонно растут по мере истощения запасов и углубления при разработке каждого горно-технического объекта.

Весьма надежным фактором роста экономических показателей разработки месторождения и комплексного обоганительного передела добытой руды является внедрение новых технологических решений при получении конечной товарной продукции железорудного сырья подземных и открытых разработок.

Располагая крупными запасами железорудного сырья, характеризующими долгосрочную обеспеченность действующих предприятий горного комплекса, необходимо совершенствовать и внедрять современные технологии добычи и обогащения руд, обеспечивая минимальные потери железа в отходах. Существующие технологии позволяют получать товарную продукцию, отвечающую лучшим мировым стандартам из руд как коренных так и техногенных месторождений.

Для получения железорудных концентратов высокой чистоты наилучшим исходным сырьем могут служить богатые окисленные руды подземной добычи. На каждой шахте Кривбасса складывается рудная масса с массовой долей железа 42-46 %. Ее глубокая переработка обеспечит получение по упрощенной технологии обогащения железорудный концентрат с массовой долей железа 65-66 %.

Рационально перерабатывая окисленные железные руды с получением концентрата, пригодного для изготовления ферритов существенно обеспечит предприятию дополнительные средства.

Проведенные в последние годы исследования показали, что направленно регулировать характер изменения поверхностных свойств рудных и нерудных минеральных зерен возможно, используя механоактивационные методы при рудоподготовке сырья в присутствии реагентов-модификаторов.

Механоактивация осуществлялась на оборудовании, позволяющем в едином цикле проводить многократное активирующее воздействие на зерна рудных и нерудных минералов. Было установлено, что модифицирование на установке многократного воздействия на железорудное сырье позволило повысить качество концентрата на 1-2 %, при этом потери железа в хвостах уменьшить на 3-4 %.

Добыча железорудного сырья открытым способом по сравнению с другими направлениями работ требует более интенсивного использования производственных и природных ресурсов.

Статистика анализа более 20-летнего складирования слабомагнитных железистых кварцитов отмечает не в полной мере их надлежащее качество и было бы весьма полезно, как для государства, так и для Кривбасса чтобы Криворожский горно-обогатительный комбинат окисленных руд (КГОКОР) был достроен и перерабатывал окисленные железистые кварциты, как текущей добычи, так и техногенные месторождения с преимущественным владением акций государством.

В настоящее время имеется разработанная и протестированная технология переработки окисленных кварцитов с получением концентрата 65-66% железа.

Большую заинтересованность к комплексному использованию окисленных железистых кварцитов Кривбасса проявила делегация инженеров высокого уровня из США компании «Кливленд Кливс», имеющая 150-летний опыт высокой эффективности переработки железных руд по экологически чистой технологии и намерена сотрудничать с нашими специалистами.

Для магнетитовых кварцитов Криворожского бассейна разработана технология магнитного обогащения без флотационной доводки с получением концентрата 67-68 % железа.

Выполненные исследования дают основания считать, что создание перспективной технологии разработки и обогащения недр Криворожского бассейна позволит не только рационально использовать выделенные производственные ресурсы, но и добиться более высоких, по сравнению с достигнутыми, технико-экономических показателей отработки железорудных месторождений в запроектированных контурах.

Имеется еще ряд различных разработок по комплексной переработке железорудного сырья в Криворожском регионе.

Противостоять тенденции нерациональной разработки и использования недр Кривбасса можно следующими обстоятельствами:

- конкурентной средой в отрасли, т.е. ситуации при которой компании - недропользователи не могли доминировать на рынке и определять уровень допустимых издержек (по экономическим соображениям), а прогнозировать их динамику;
- побуждением компаний к постоянному совершенствованию техники и технологии добычи, обогащения рудного сырья, применения новых подходов к освоению и рациональной разработке месторождений;
- эффективной системой государственного регулирования и управления процессами недропользования, в том числе ясной, прозрачной и целеориентированной системой мониторинга, контроля и, весьма важно, ответственности недропользователей за состояние процесса освоения и рационального использования недр Кривбасса .

Ситуация в Криворожском бассейне в настоящее время отличается тем, что компании в истекшие годы активно применяли выборочно отдельные технологии добычи железных руд, дающие отдачу в краткосрочной перспек-

тиве (без комплексной переработки наряду с магнетитовыми кварцитами также попутно-добываемых окисленных кварцитов).

Более того, в последние годы наблюдается усиление процесса монополизации в недропользовании Криворожского бассейна.

Компании получают значительную свободу маневра ресурсами и возможностями с точки зрения переключения акцентов деятельности с одного предприятия, перерабатывающее железорудный участок месторождения, на другое.

Гораздо более сложная ситуация имеет место, когда компания не только осваивает и разрабатывает несколько месторождений, но когда эти месторождения введены в разработку в разных экономических условиях и в разное время. Последнее означает, например, что одно предприятие вступило в стадию завершающей добычи и переработки, другое находится на пике, а третье еще предстоит осваивать.

В этом случае государству необходимо регулировать по законодательству все разрабатываемые участки месторождений Кривбасса и воздействовать на процессы рекультивации выработанных недр каждого месторождения, вновь образующихся отвалов пустой породы или железосодержащих минеральных разновидностей, которые временно не перерабатываются.

Главная цель для всех разработчиков недр Криворожского бассейна - это продление жизни разрабатываемого месторождения посредством комплексной переработки всех минеральных разновидностей.

Для обеспечения высокой степени извлечения рудных минералов при разработке железорудных месторождений Криворожского бассейна необходимо, чтобы компании способствовали развитию новых технических решений, как при их разработке, так и при обогащении. Для этого необходимо в обязательном порядке вкладывать средства для развития новых, более прогрессивных и весьма эффективных решений по рациональному использованию недр Кривбасса, для комплексной переработки всех железосодержащих разновидностей на основе разработанной методики обогащения руд с конкретными параметрами потерь железа в отходах производства, отвечающим лучшим образцам зарубежных горно-перерабатывающих предприятий.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** В результате предпринимаемых мер на различных уровнях страны, горнорудная промышленность страны сырьевая база Криворожского бассейна в самое ближайшее время может быть диверсифицирована за счет вовлечения в разработку и обогащения новых видов железосодержащего сырья, а также за счет создания современных производств по его глубокой переработке:

1. Железородное сырье Кривбасса имеет достаточно широкие возможности обеспечения экономики страны товарной продукцией требуемого качества, как путем переработки руд текущей добычи, так и техногенных месторождений.



2. Рациональная разработка и обогащение недр Кривбасса по нормативным документам должно стимулировать компании на развитие новых более прогрессивных технологий.

3. Разработка привлекательных условий по приватизации КГОКОРа и введению его в действие для переработки 0,5 млрд. т заскладированных гематитовых руд и попутно добываемых при разработке карьеров.

#### *Список литературы*

1. **Бабец Е.К.** Вопросы совершенствования технологических процессов добычи руды и обеспечение техногенной безопасности горного производства // Сучасні технології розробки рудних родовищ: Зб. наук. праць. – за результатами роботи Міжнародної науково-технічної конференції (Кривий Ріг, 22-23 квітня 2011 р.) –Кривий Ріг: Видавничий дім, 2011. –С. 12-19.

2. **Гирин И.В., Кравцов Е.Н.** Совершенствование технологии рудоподготовки исходного сырья для порошковой металлургии // Разработка рудных месторождений. –Вып. 92. –Кривой Рог: КТУ, 2008. –С. 93-96.

УДК: 622.7

В.В. КАРМАЗИН, академик МИА и РАЕН, проф. МГГУ

### **ЖЕЛЕЗОРУДНОЕ СЫРЬЕ МЕТАЛЛУРГИИ XXI ВЕКА**

Рассмотрены современное состояние техники технологии обогащения магнетитовых кварцитов во всем мире и возможности их совершенствования на основе повышения степени раскрытия и эффективности процесса магнитной сепарации. Первое достигается при самоизмельчении в мельницах большого диаметра, а второе – повышением частоты вращения магнитного поля в рабочих пространствах магнитных сепараторов. Сделан анализ перспектив развития конструкций сепараторов и технологических схем, использующих новые процессы и оборудование.

Розглянуто сучасний стан техніки технології збагачення магнетитових кварцитів в світі й можливості їхнього вдосконалювання на основі підвищення ступеню розкриття й ефективності процесу магнітної сепарації. Перше досягається при самоздрібнюванні в млинах великого діаметра, друге - підвищенням частоти обертання магнітного поля в робочих просторах магнітних сепараторів. Зроблено аналіз перспектив розвитку конструкцій сепараторів і технологічних схем, що використовують нові процеси й устаткування.

Проблема технологии магнитного обогащения магнетитовых руд многие годы находится вне конкуренции с другими благодаря высокому извлечению магнетита, минимальному времени сепарации и очень низкой себестоимости. Сам принцип процесса настолько прост и надежен, что работоспособными оказываются все вновь предложенные конструкции магнитных сепараторов, но для выбора лучших наиболее реальными остаются только технико-экономические критерии: высокая производительность, селективность и эффективность процесса, низкие капитальные и эксплуатационные затраты на

сепарацию, высокое извлечение и комплексное использование сырьевой базы.

**Постановка задачи.** В исследованиях, проводимых НТЦ МГГУ совместно с Михайловским и Лебединским ГОКа, а также Воронежским заводом «Рудгормаш» была поставлена задача создания новой технологии и технических средств для ее реализации в промышленности на основе высокоселективной магнитной сепарации и селективных процессов самоизмельчения.

*Наиболее важной проблемой технологии будущего является выбор типа измельчения, определяющего раскрытие минералов и всю технологию дальнейшего обогащения. Самым простым и надежным решением является шаровое измельчение, имеющее почти трехсотлетнюю историю своей оптимизации. Оно гарантирует существенные преимущества в удельной производительности, но за это приходится расплачиваться снижением селективности раскрытия минералов и снижением качества конечных концентратов. Размерный ряд шаровые мельницы практически достиг своего максимума, обеспеченного прочностью используемых конструкционных материалов.*

На более высоком технологическом уровне находится самоизмельчение. Именно благодаря ему и существует огромный резерв по повышению качества конечного концентрата и, в конечном счете, снижение себестоимости его производства. Как известно, Лебединский и Стойленский ГОКи работают на рудах практически одного месторождения и даже одного карьера, но первый работает по схеме полного самоизмельчения, а второй – применяет шаровое измельчение. Показатели их работы не сопоставимы: первый – единственный в России ГОК, получающий суперконцентраты для бездоменной металлургии (свыше 70 %  $Fe_{общ}$ ), а второй – только товарные концентраты и окатыши для доменного передела, содержащие не выше 66 %  $Fe_{общ}$ . Тем не менее, даже на ЛГОКе на первых фабриках, где работают мельницы самоизмельчения диаметром 7 м не удается получать концентраты свыше 68 %  $Fe_{общ}$ , однако на третьей фабрике, где на первой стадии измельчение осуществляется в двух мельницах мокрого самоизмельчения ММС 90х30А, производства ОАО «Тяжмаш» г. Сызрань, после доводки получают только суперконцентраты. В сливе этих мельниц содержится до 70% зерен свободного магнетита, которые можно выделять после первой стадии в конечный концентрат.

В результате, при одинаковой себестоимости добычи двух тонн руды (около 15 \$/т), из которых получают одну тонну концентрата и почти одинаковых затратах на их обогатительный передел, включая горячее брикетирование железа (ГБЖ), Стойленский ГОК продает окатыши по 50 \$/т, а Лебединский ГОК железные брикеты по 500 \$/т. На этом слове экономии все споры заканчиваются, и даже Михайловский ГОК с труднообогатимой полукислородной рудой и схемой с шаровым помолом построил секцию для обратной флотации магнетитового концентрата с 65% Fe для извлечения и него богатых магнетитовых сростков с 69-70% Fe для подачи их на ГБЖ.

Низкая селективность раскрытия при шаровом помоле связана с тем, что благодаря многократному превосходству физико-механических свойств стали шаров по сравнению с железистыми кварцитами разрушение последних идет в направлении удара, и зона контакта разделяемых минералов «магнетит-кварц» остается в виде сростков. П. Е. Остапенко считал, что количество необогащаемого класса, т. е. класса который распределяется пополам между концентратом и хвостами определяется произведением площади срастания минералов на средний размер зерна в последней стадии измельчения [4]. Такие сростки имеют особую прочность как железобетон, но роль железа играет относительно вязкий магнетит, а камня – хрупкий кварц. Самоизмельчение разрушает и такие сростки, поскольку физико-механические свойства разрушающего и разрушаемого материалов одинаковы (это один и тот же материал), чего нельзя сказать о материалах шара и руды. Этот механизм самоизмельчения был исследован нашей лабораторией 30 лет назад при их пусконаладочных испытаниях на ЛГОКе (к.т.н В.И. Черуха). Аналогичные исследования провел на ИнГОКе к.т.н. Ю.А. Хватов.

На самом деле, даже 9 метров для диаметра мельницы самоизмельчения явно недостаточно. Как известно, производительность барабанных мельниц определяется по формуле Торичелли:

$$Q = k \cdot v = k \sqrt{2g \cdot D} \quad \text{т/час,}$$

где  $k$  – эмпирический коэффициент,  $D$  – диаметр барабана, м;  $v$  – скорость падения мелющего куса, м/сек;  $g$  – ускорение силы тяжести, м/сек<sup>2</sup>. Оптимальная скорость соударения тел при измельчении –  $v$ , по мнению ученых-классиков, составляет около 50-60м/сек, минимально эффективная 20 м/сек. Мельницы ММС 90х30А работают при скоростях до 14 м/сек. На ГОКах фирмы «Алросса» работают мельницы шведской фирмы «Сведала» диаметром 12 м – они имеют значительно более высокую производительность.

В 80-е годы в институте «Механобрчермет» рассматривался проект максимального типоразмера мельниц мокрого самоизмельчения ММС-180х60 (главный конструктор Г. И. Пилинский<sup>\*</sup>). Перестройка помешала реализации этих работ. Фирма «Метсо Минералс» уже разработала мельницу с диаметром 16 м, что позволяет поднять скорость соударения до минимально эффективной, что вызовет удвоение производительности.

***Мельницы самоизмельчения большого диаметра имеют следующие технологические преимущества:***

**1. Не требуют предварительного дробления.**

При существующей технологии горных работ на карьере ЛГОКа уже после крупного дробления в питании ММС 90/30 наблюдается дефицит мелющих классов (200-300 мм) исходной руды. Для мельниц МЭТСО с диаметром 16 м мелющим классом является 800-1000 мм, что позволяет полностью отказаться от применения дробления.

**2. Высокую производительность и селективность раскрытия минералов.**

Применение крупных мельниц само- или полусамойзмеления в сочетании с доизмельчением критических классов крупности (-150 мм) в рудно-галечных мельницах позволит создать на фабриках секции с производительностью 1000 т/час.

В этом случае высокая прочность исходной руды, например, за счет высокого содержания кумингтонита в питании, не снижает производительности мельницы, так как он обязательно попадает в дробилку.

2. Эти мельницы являются прекрасными машинами для усреднения.

Измельчаемая руда занимает до 10% внутреннего объема шаровых мельниц, что у самых крупных мельниц, объемом около 200 м<sup>3</sup> составит всего 20 м<sup>3</sup>. Современные мельницы самоизмельчения Ø 16 м имеют объем свыше 800 м<sup>3</sup>, что при заполнении до 50% объема мельницы соответствует объему измельчаемой руды свыше 400 м<sup>3</sup>. Объем этот проходит через мельницу менее чем за один час, поэтому производительность усреднения превышает 500 м<sup>3</sup>/час (около 2000 т/час), что более чем на порядок превышает производительность усреднения в шаровых мельницах.

Из зарубежных производителей мельницы больших диаметров уже предлагают фирмы Metso Minerals (само- и полусамойзмеления – до 13,4 м), ThyssenKrupp Polysius (полусамойзмеления – до 13,4 м), FFE Minerals (полусамойзмеления – до 13,4 м).

***Второй по важности технологической проблемой является полное стадийное выделение всех готовых продуктов по мере их раскрытия.***

Мокрая магнитная сепарация (ММС) измельченных магнетитовых кварцитов на серийных сепараторах типа ПБМ выделяет, как известно, в конечный продукт (отвалыные хвосты) только немагнитные зерна пустой породы и бедные сростки. Рудная смесь (магнетит, богатые и средние сростки) переходит в магнитный продукт, захватывая немагнитные зерна кварца и пустой породы за счет магнитной флокуляции сильномагнитных зерен и физико-механической адгезии, и передается на доизмельчение из стадии в стадию. Однако если после первой стадии измельчения ММС способна удалять по выходу от исходного 35-40 % хвостов, то после второй – до 15 %, а после третьей – менее 10 %. Из этого следует, что постадийная скорость роста содержания магнетита в магнитных концентратах невелика и растет только за счет раскрытия сростков магнетита при измельчении, а магнетит переизмельчается и механически транспортируется из стадии в стадию. При этом высоки эксплуатационные расходы, в частности электроэнергии; наиболее энергоемким является измельчение, которое при получении высококачественного концентрата (ВКК) осуществляют в четыре стадии.

На каждой такой стадии концентраты обводняются, а снижение содержания твердого в продуктах разделения уменьшает силы магнитной и физической адгезии, повышая селективность сепарации, которая при этом удается уже только на магнитных дешламаторах [4, 5, 6]. Известно, что на 1 % повышения качества концентрата при его доводке традиционными методами в ныне действующем варианте технологии теряется до 3% извлечения металла

в концентрат [1, 4, 5], что и неудивительно, так как при измельчении до 40 мкм магнетит теряет 15-20 % своих магнитных свойств [1]. Между тем, как это следует из описания исходной руды, уже после первой стадии измельчения в ней более трети измельченного магнетита находится в виде свободных зерен, т. е. оказываются раскрытыми. Многостадийное переизмельчение чистого магнетита также приводит к образованию обедненных кварцем монодоменных флокул, что также ограничивает возможность получения мало-кремнеземистых ВКК (суперконцентратов).

Таким образом, важнейшим резервом развития любого горно-обогатительного комбината, перерабатывающего магнетитовые кварциты, является решение проблемы выделения из концентрата первой стадии мокрой магнитной сепарации (ММС) продукта, состоящего из магнетита и богатых сростков, т. е. высококачественного концентрата и, как правило, условия раскрытия это позволяют [5, 6, 8].

Эффективность процесса сепарации  $\eta$  повышается прямо пропорциональна освобождению материала из флокул. Такое освобождение растет с увеличением частоты вращения магнитного поля, вращающего и разрушающего флокулы, и в результате:  $\eta \approx \sqrt{k\omega} + \eta_0$ , где  $\eta_0$  - эффективность в стационарном поле,  $\omega$  - частоты вращения магнитного поля, а  $k$  - экспериментально устанавливаемый коэффициент. Для достижения  $\eta$  на уровне 0,8 – 0,9 частота должна превысить 150 Гц, что достигается применением многополярной магнитной системы, вращающейся навстречу барабану сепаратора, который также вращается с максимально возможной скоростью. Во избежание разогрева барабана индукционными токами его делают из армированного пластика, а концентрат снимают с помощью индукционной щетки.

Многочисленные попытки исследователей создать высокоселективные конструкции мокрых магнитных сепараторов были иногда положительными в технологическом плане, но экономически несостоятельными, либо неработоспособными или не доведенными до внедрения в промышленных условиях. [1, 4, 5, 6].

В НТЦ МГГУ коллективом исследователей с 1995 г. проводятся экспериментально-конструкторские и технологические исследования в промышленных условиях по созданию высокоселективных магнитных сепараторов способных реализовать получение постадийное получение товарных концентратов по мере раскрытия магнетита. На основе анализа зависимости эффективности ММС от важнейших конструктивно-технологических параметров сепараторов (магнитных полей, гидромеханических режимов и т. д.) были созданы новые конструкции, например - экспериментальный образец такого сепаратора ВСПБМ-32,5/20. В рамках договорной работ с МГОКом и ЛГОКом в НТЦ МГГУ на этом сепараторе была выполнена большая программа стендовых и промышленных испытаний на МГОКе и ЛГОКе для определения оптимальных значений основных его конструктивно-технологических параметров.

В выполнении этих работ участвовали В.А. Измалков, Р.В. Ковалев, Н.Г. Синельникова, И.В. Палин, В.Г. Андреев и другие, которые на этой основе защитили кандидатские диссертации. Результаты многочисленных испытаний на концентрате ММС после I стадии МСИ в условиях близких к оптимальным, обработанные с помощью программы «Statistika», показаны на рис. 1.

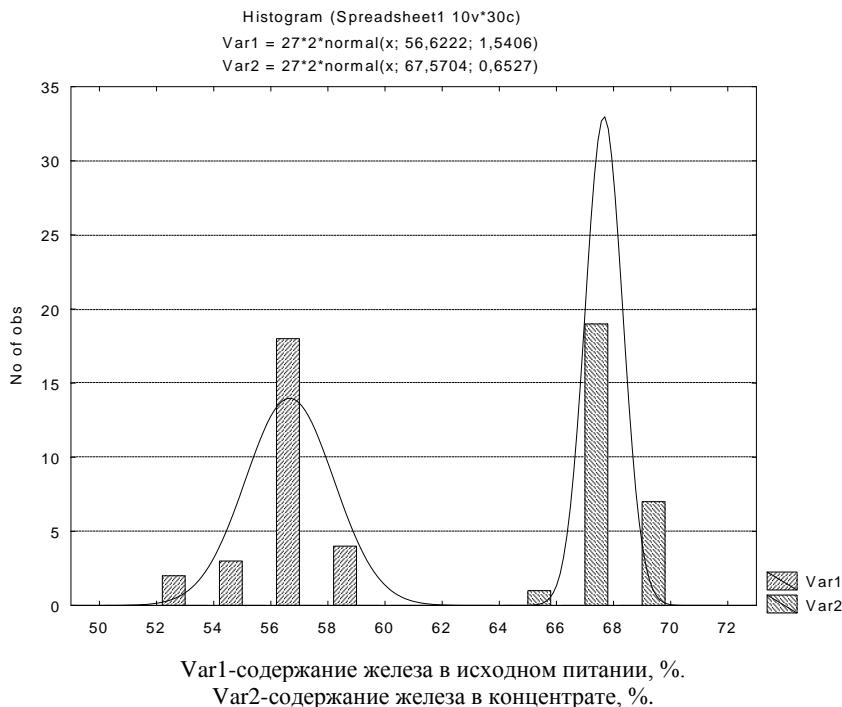


Рис. 1. Гистограммы содержаний железа в исходном питании (концентрат ММС – синяя линия) и концентрате высокоселективного сепаратора (красная линия) при оптимальных параметрах сепарации: (частота вращения барабана 15-20 Гц, частота вращения магнитной системы 35-40 Гц, плотность питания 1200-1300 г/л, производительность 1 т/час/м ширины питания)

На основе этих испытаний был выполнен проект (патент РФ №236421), запатентованный НТЦ МГТУ и ОАО МГОК, нового опытно-промышленного высокоселективного сепаратора ВСПБМ 90/100, который в 2010 г. изготовлен на Воронежском заводе «Рудгормаш». В конструкции этого сепаратора уже заложены значительные диапазоны регулировки его оптимальных конструктивно-технологических параметров, а большая длина рабочей зоны (угол охвата – 360°) повышает его производительность [8] (рис. 2).

После успешных промышленных испытаний сепаратор должен стать основой серийного сепаратора ВСПБМ 120/300. На использование такого сепаратора

ратора рассчитана предлагаемая нами технология, основанная на данных многочисленных промышленных и стендовых испытаний всех сепараторов этого типа.

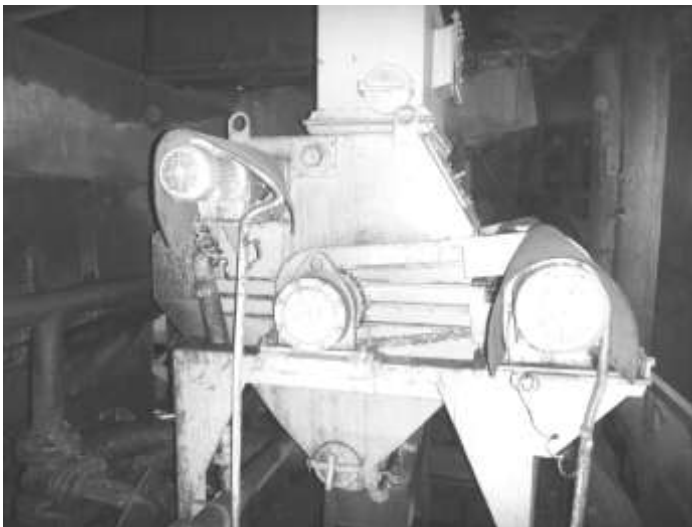


Рис. 2. Внешний вид сепаратора ВСПБМ - 90/100, в период его промышленных испытаний на обогатительных фабриках ОАО «Лебединский ГОК» и ОАО «Михайловского ГОКов

В предложенной и запатентованной нами технологической схеме обогащения магнетитовых кварцитов (патент №2366511 Бюл. №25 от 10.09.2009), проверенной на ОАО «Лебединский ГОК», (рис. 3) используется новый процесс высокоселективной концентрации - ММС ВК. Применительно к технологической схеме Ш фабрики ЛГОКа этот процесс используется дважды.

По предложенному способу обогащения железосодержащих руд получают суммарный конечный концентрат с выходом 38,2 % и содержанием железа общего 68,7 %, извлечение железа в концентрат 79,41 %, а также отвальные хвосты с выходом 61,8 % и содержанием железа общего 11,01 %, извлечение железа в хвосты 20,59 %. При необходимости эту технологию можно дополнить магнитогравитационной или флотационной технологией доводки концентрата для снижения содержания кремнезема до уровня менее 2 %, а также и серы до уровня ниже 0,06 % за счет механохимической активации его озоном (по патенту НТЦ МГГУ). При этом комбинат может перейти на технологию горячего брикетирования железа, повысив при этом более чем на порядок стоимость своей продукции, производя сырье для высококачественной первородной стали за счет исключения процессов доменного производства.

Все это может показаться странным, но все описанные выше и уже реализованные инновации (стадиальное выделение концентратов, самоизмельчение, обратная флотация, прямое восстановление, металлизированные бри-

кеты с их фотографиями и др.) были подробно описаны в пророческой монографии «Новые направления глубокого обогащения тонковкрапленных железных руд», подготовленной учеными школы И.Н. Плаксина и В.И. Кармазина еще в 1964 г. [5], когда их промышленная проверка даже не начиналась.

Технологическая схема обогащения железистых кварцитов

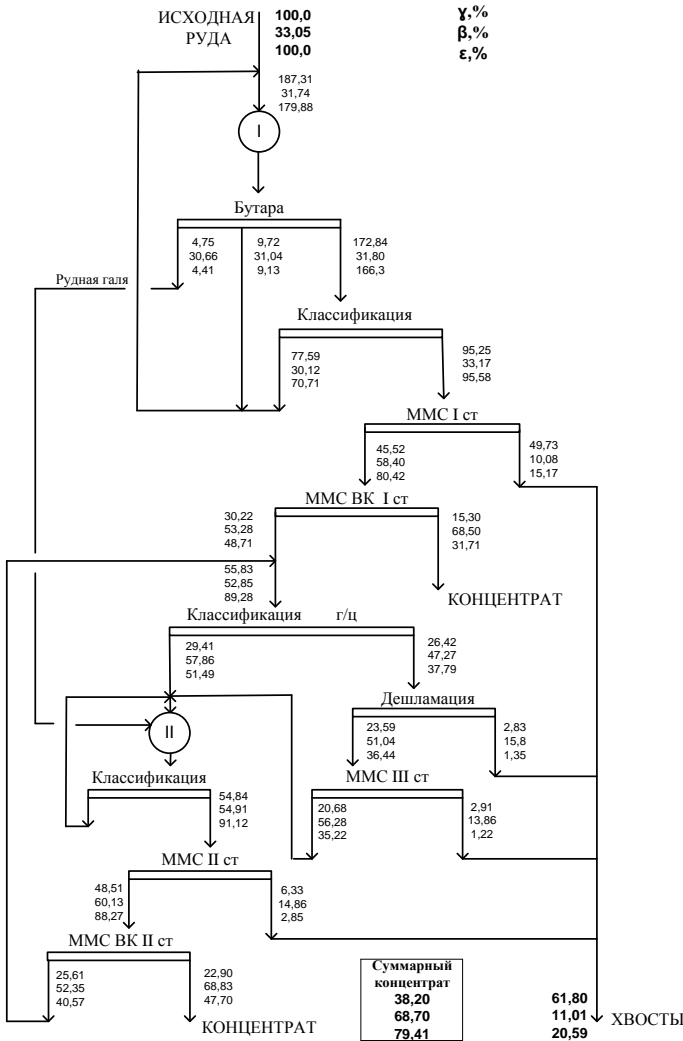


Рис. 3. Новая технология обогащения магнетитовых кварцитов

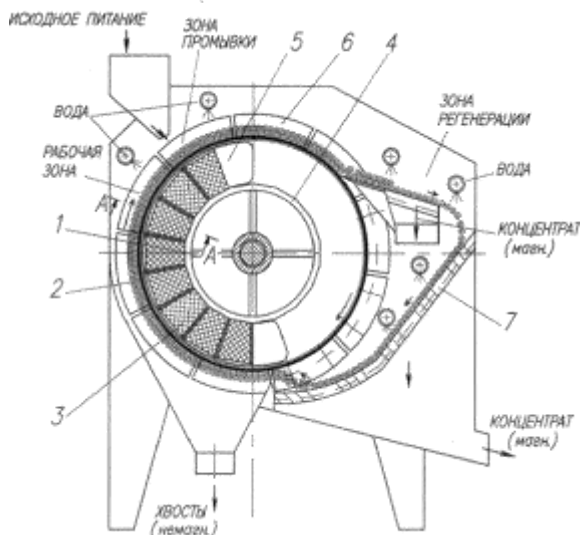
Не менее важной является и проблема комплексного использования сырьевой базы, которая непосредственно касается ОАО «Михайловский ГОК». Почти половина добываемой им руды представлена окисленными кварцита-



ми и отравляется на склад из-за отсутствия рациональной технологии ее обогащения. Правительство обещало закрыть МГОК, не предоставляя земельных отводов для складирования окисленных руд – все площади исчерпаны. Работать можно только при условии попутного обогащения окисленных руд по комбинированной магнитно-флотационной технологии, которая испытана в промышленных условиях еще в советские времена. Высокоградиентная сепарация позволяет получить концентрат выше 60 % при извлечении железа свыше 80 %, а флотация доводит до 70 %, теряя около 8 % извлечения. Был объявлен тендер, собраны серьезные фирмы, но в 2008 г. кризис все остановил, а проблема осталась.

Этим занимаются во всем мире, особенно в КНР, но пока не получается. В лабораторных условиях у нас хорошо работает камерный сепаратор с ферромагнитной шариковой рабочей зоной, использующий мощную систему на постоянных магнитах. После удаления магнетита из пробы окисленных кварцитов Михайловского ГОКа удается получать гематитовые концентраты до 60 % Fe при суммарном извлечении до 80 %. Все проблемы, кроме энергозатрат, сегодня можно решить с помощью мощного и надежного высокоградиентного сепаратора 6ЭРМ35/315 (конструктор Улубабов) и обратной флотации.

В НТЦ МГГУ, начиная с 1995 г. постоянно проводятся исследования в направлении создания энергосберегающего высокоградиентного сепаратора на новых высоко-энергетичных постоянных магнитах. На этой основе мы уже начали работать над технической документацией на экспериментальный образец такого сепаратора (рис. 4), запатентованной нами конструкции (Евразпатент № 014396 от 29.10.10) и если бы не проблемы с финансированием этот образец был бы уже создан.



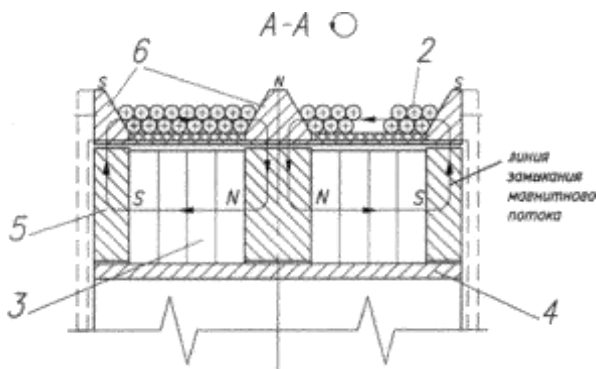


Рис. 4. Барабанно-канальный высокоградиентный магнитный сепаратор с высокоэнергетичными постоянными магнитами и ферромагнитной шариковой осадительной поверхностью: 1 – несущий неподвижный вал; 2 – ферромагнитная шариковая рабочая зона; 3 – высокоэнергетичные постоянные магниты; 4 – ярмо; 5 – элементы магнитопровода; 6 – полюсные наконечники; 7 – регенерационный грохот

Конечной целью этих исследований является решение проблем обогащения окисленных кварцитов Михайловского ГОКа, ГОКОРа, доизвлечения гематита из хвостов Оленегорского ГОКа, Ковдорского бадделейта и многих других.

В ГОКе будущего безусловно должен быть также внедрен комплекс новейших технологических и экологических решений, таких как сгущение и специальное складирование хвостов, полный водооборот, попутное производство строительных материалов (щебень, песок, и др.). Внедрение новых технологий в проекты строящихся ГОКов и в проекты реконструкции существующих позволит им устойчиво получать высококачественные концентраты для бездоменной металлургии стали, а также уменьшить фронт измельчения и обогащения не менее чем на 15-25% от исходного, повысить извлечение металла за счет комплексного использования магнетитогематитовых руд, что даст значительную экономию эксплуатационных и капитальных затрат и станет мощным технологическим резервом отрасли.

#### *Список литературы*

1. **В.В. Кармазин, В.И. Кармазин.** Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных. Том I, Москва, Издательство МГТУ. 2005 г.
2. Железорудная база России / под ред. Орлова В.П., Веригина М.И., Голивкина Н.И. –М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1998. –842 с. –ISBN 5–900357–07–4.
3. **В.М. Авдохин, С.Л. Губин** Современное состояние и основные направления развития процессов глубокого обогащения железных руд. -М.: Горный журнал, № 3, 2007 г.
4. **Остапенко П. Е.** Обогащение железных руд. -М.: Недра, 1985.
5. **Плаксин И.Н., Кармазин В.И., Олофинский Н.Ф., Норкин В.В., Кармазин В.В.** Новые направления глубокого обогащения тонковкрапленных железных руд. -М.: Наука, 1964.

6. Кармазин В.В. Совершенствование технологии обогащения магнетитовых кварцитов на основе сепараторов с бегущим магнитным полем // Горный журнал. –2006. –№6.

7. Кармазин В.В. (МГТУ). Перспективы развития технологии обогащения железорудного сырья. Горный журнал №12, 2008 г. -С. 81-84.

8. Отчеты НТЦ МГТУ о выполнении работ по хозяйственным с ОАО ЛГОК, ОАО МГОК и ОАО Рудгормаш (темы ОПИ: 101, 104, 111, 228, 239, 248, 363) Москва-Губкин 2004-2007 гг.

УДК 622.2

В.А. КОЛОСОВ, д-р техн. наук,  
генеральный директор Ассоциации "Укррудпром"

## **ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ГОРНОРУДНОЙ ОТРАСЛИ**

В статье раскрыты текущие проблемы железорудной промышленности, в частности Криворожского железорудного бассейна, а также рассмотрены возможные варианты их решения.

У статті розкриті поточні проблеми залізорудної промисловості, зокрема Криворізького залізорудного басейну, а також розглянуті можливі варіанти їхнього вирішення.

**Проблема и её связь с научными и практическими задачами.** Украина входит в число первой десятки стран мира по производству железорудного сырья. В 2010 г. на Украине произведено товарной железной руды 13,6 млн. т., товарного концентрата 29,5 млн. т, подготовленного металлургического сырья (агломерата и окатышей) – 31,2 млн. т, флюсо-доломитного сырья- 13,8 млн. т. Уровень использования производственных мощностей на предприятиях горно-рудной отрасли составляет 90,0-100,0%.Балансовые запасы по залежам железной руды Украины составляют 32 млрд. тонн. Всего разведано более 80 месторождений. Основные запасы приходятся на Криворожский железорудный бассейн. В настоящее время в эксплуатации находится 30 месторождений, большая часть которых интенсивно разрабатывается длительное время. Добыча руды подземным способом ведется на глубинах более чем 1200 м., глубина карьеров превышает отметку 400 м.

**Анализ публикаций.** В настоящее время опубликовано много научно-технического материала по проблемам развития горнорудной отрасли, развитию её инфраструктуры, совершенствованию технологий переработки железных руд.

**Постановка задачи.** При наличии в стране больших балансовых запасов минерального сырья, разработка их осложняется, а добыча значительной части на больших глубинах может стать экономически нецелесообразной. Как никогда ранее назрела необходимость в разработке и реализации новых направлений по поддержанию сырьевой базы с учетом применения новых экологически безопасных для окружающей среды технологий производства. Требуется безотлагательная разработка и реализация Национальной про-

граммы кризисного мониторинга и реабилитации горнодобывающих регионов, особенно Кривбасса.

**Изложение материала и результаты.** Украина входит в число первой десятки стран мира по производству железорудного сырья. На её территории располагается 6 % мировых запасов этого продукта.

В настоящее время предприятия отрасли выпускают весь спектр железорудного сырья: железную руду кусковую и мелкую, железорудный концентрат, окатыши и агломерат. Производственные мощности, которыми они располагают, позволяют не только обеспечить сырьем отечественные металлургические заводы, но и экспортировать значительную часть продукции.

Горнодобывающая промышленность Украины по добыче и переработке железных руд и флюсового сырья представлена следующими предприятиями: по добыче подземным способом - ПАО «Кривбасжелезрудком», ПАО «Евраз Суха Балка», ОАО «Запорожский ЖРК», горно-обогатительный комплекс «Укрмеханобр» ОАО «Мариупольский МК им. Ильича»; по добыче открытым способом - оАО «Южный ГОК», ПАО «Центральный ГОК», ПАО Северный ГОК», ПАО «Ингулецкий ГОК», ОАО «Полтавский ГОК», горно-обогатительный комплекс и шахтоуправление ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог»; добыча металлургических известняков - ПАО «Новотроицкое РУ», ПАО «Докучаевский флюсодоломитный комбинат», ПАО «Балаклавское РУ»; и ПАО «Кривбасвзрывпром».

Все вместе они в 2010 г. произвели товарной железной руды 13,6 млн. т., товарного концентрата 29,5 млн. т, подготовленного металлургического сырья (агломерата и окатышей) – 31,2 млн. т, флюсо-доломитного сырья- 13,8 млн. т.

Уровень использования производственных мощностей на предприятиях отрасли составляет 90,0-100,0 %.

По подтвержденным запасам железной руды Украина занимает ведущее место в мире. Балансовые запасы по залежам железной руды составляют 32 млрд. тонн. Все это богатство подземных закровов юго-востока нашего государства обеспечит бесперебойную работу шахт и горно-обогатительных комплексов на длительное время.

Всего разведано более 80 месторождений. Основные запасы (70 %) и добыча (более 80 %) приходятся на Криворожский железорудный бассейн. Его продолжением на север есть Кременчугский железорудный район. Вместе с рудными районами Запорожской и Кировоградской областей они составляют большую железорудную территорию. В настоящее время в эксплуатации находится 30 месторождений, большая часть которых интенсивно разрабатывается длительное время.

Добыча руды подземным способом на шахтах ведется на глубинах более чем 1200 м., глубина открытых карьеров уже превысила отметку 400 м. На настоящий момент накоплено свыше 5 млрд. кубометров отходов горнорудного производства.

При наличии в стране больших балансовых запасов минерального сырья, разработка их осложняется, а добыча значительной части на больших

глубинах может стать экономически нецелесообразной. Требуется безотлагательная разработка и реализация Национальной программы кризисного мониторинга и реабилитации горнодобывающих регионов, особенно Кривбасса.

Процесс отработки месторождений руды сопровождается оставлением значительного количества непогашенных выработок и пустот, из которых нужно постоянно откачивать воду. При этом увеличиваются расходы на содержание оборудования и подразделений, выполняющих указанную работу. Вследствие этого возрастает и стоимость добываемого железорудного сырья.

Как никогда ранее назрела необходимость в разработке и реализации новых направлений по поддержанию сырьевой базы с учетом применения новых экологически безопасных для окружающей среды технологий производства. Например, разработка и внедрение комбинированных открыто-подземных систем разработки полезных ископаемых на больших глубинах.

Благодаря длительному (до 2009 г.) спросу и положительной ценовой конъюнктуре на железорудное сырье в горнорудные предприятия Украины были инвестированы значительные средства. Только на предприятиях, входящих в Ассоциацию «Укрудпром», объём финансовых вложений составил 10,27 млрд. грн., или в пересчёте на тонну железорудной продукции 6 дол. США, что составляет 67 % от удельных инвестиций, осуществляемых ведущими зарубежными горнорудными компаниями.

За последнее время на предприятиях внедрены крупные мероприятия по реконструкции цехов, обновлению технологического оборудования и освоению новых технологий - метод флотационной доводки концентрата, который позволил повысить содержание железа в готовом продукте по горно-обогатительным комбинатам практически до 67-68 %, в агломерате – до 55,3 %, в окатышах – до 64,97 %.

Пришло время кардинально пересмотреть все производственные мощности горнодобывающих предприятий. Срочного и комплексного решения в этом ракурсе требует и вопрос дальнейшего развития добывающих мощностей Кривбасса. Криворожский бассейн обладает огромным потенциалом неиспользованных гематитовых руд, содержащих большое количество железа и годами складированных в отвалы. Поэтому нужно наметить и предпринять на государственном уровне решительные шаги в отношении дальнейшей судьбы горно-обогатительного комбината окисленных руд (ГОКОР) в Долинском районе Кировоградской области, строительство которого было начато еще в 80-х годах.

В 2010 году объём поставок производимого железорудного сырья предприятиями отрасли составил 67,4 млн. тонн. Из них порядка **51%** отгружено на внутренний рынок, а **49 %** - на экспорт.

За последние годы существенно изменилась региональная структура экспорта. Жёсткий ценовой диктат со стороны бразильских и австралийских горнодобывающих корпораций заставляет азиатских металлургов искать альтернативные источники поставок железорудного сырья, в связи с чем, продукция украинских горнорудных предприятий представляет для них суще-

ственный интерес. Если до 2002 г. практически весь экспорт продукции наших предприятий осуществлялся в страны Восточной Европы, то, начиная с 2003г., украинская железорудная продукция начала поставляться в страны Юго-Восточной Азии, в частности - Китай. В текущем году поставки в эту страну в общих объёмах поставок ожидаются на уровне **39,1%** (12,9 млн. т).

Экономические показатели горнорудных предприятий в после кризисный период подтверждают наличие положительного тренда по величине реализованной продукции, по получению чистого дохода, прибыли и рентабельности. Несмотря на увеличение дебиторской, кредиторской задолженности долговые обязательства перед поставщиками вполне покрываются обязательствами потребителей и собственными оборотными средствами. Финансовое положение предприятий стабильное. Отсюда вытекает постепенное, ежегодное уверенное увеличение платежей в бюджеты всех уровней.

Нельзя не упомянуть глобальный Мировой кризис (2008-2009 г.), который разразился в странах Азии, Америки и Европы. Не обошёл он и Украину. Он существенно повлиял на работу горнорудных предприятий, так как основную часть (70 %) своей продукции горняки реализовали отечественным металлургам, которые, в свою очередь, до 80 % металлопродукции поставляли на мировой рынок, где на неё произошло резкое падение спроса.

Уже к маю 2009 года руда подешевела почти втрое, а ее добыча сократилась на 21 % и вернулась к уровню 2005 года. Как следствие, инвестиционные программы в отрасли были заморожены до лучших времен.

В 2009 году украинские производители сумели воспользоваться неопределенностью в переговорах между основными поставщиками и азиатскими потребителями железорудной продукции, существенно увеличив поставки в этот регион. В связи с постепенным восстановлением мировой металлургической промышленности с конца 2009 г. и продолжающегося в 2010 г., а также повышением активности отечественных металлургов, хотя и не в тех объёмах, что были до кризиса, сейчас имеет место рост потребления железорудного сырья. Благодаря этому росту горняки Украины в 2010 г. увеличили производство товарной железорудной продукции до уровня 77,27 млн. т против 65,8 млн. т в 2009 г. (+17,4 %).

Экономический кризис ускорил решение ряда вопросов, которые ранее считались не актуальными, а именно, доработка технологии обогащения в направлении повышения выхода железа за счет извлечения слабромагнитных разностей, вовлечение в переработку и дообогащение техногенных отходов.

Начиная с 2009 г. освоена технология поставок руды морским транспортом судами грузоподъёмностью до 200 тыс. т через порты Чёрного моря. Новый механизм сбыта освоен в рамках стратегии диверсификации поставок и расширения рынков сбыта продукции. Так в морском торговом порту Южный впервые в Украине было загружено крупнотоннажное судно типа Capesize с максимальной осадкой 18,5 м и дедвейтом 194 тыс. тонн. Учитывая тот факт, что порт Южный, как, впрочем, и все остальные глубоководные отечественные порты, способен принимать суда с осадкой, не превышающей

14,5 м, для проведения подобных погрузочных операций специалистам порта пришлось внедрить специальную технологию. В соответствии с ней судно частично загружают в порту, а дозагрузку выполняют на глубоководном керченском рейде. Горнорудные компании начали уже давно проявлять интерес и прорабатывать варианты вложения средств в приобретение стивидорных компаний и развитие черноморских портов с целью увеличения в будущем транспортировки железорудной продукции по морским коммуникациям.

На фоне произошедших глобальных событий произошла перезагрузка повестки дня в вопросах организации мировой торговли железорудным сырьем и металлопродукцией.

Глобализация металлургического рынка – это мировая тенденция. Если пять лет назад консолидация в мировом горно-металлургическом комплексе составляла 20 %, то сейчас она составляет уже более 50 %. Концентрация увеличивается с каждым годом – это общемировой тенденция. Все используют малейшие возможности, предоставляемые рынком в поисках синергии.

Варианты развития мирового ГМК в последнее время активно обсуждаются на мировом уровне. Подтверждение тому дискуссия о развитии мирового горно-металлургического комплекса до 2030 года, состоявшаяся на Давосском форуме (2010 г.). Было отмечено, что какие бы изменения не происходили в ближайшее десятилетие, с высокой долей уверенности можно утверждать, что основой экономики страны будут оставаться экспортно-ориентированные отрасли, и прежде всего, горно-металлургический комплекс. Украина устойчиво входит в первую десятку стран, крупнейших производителей стали, и именно производство металла и руды является сегодня главной областью ее специализации в международном разделении труда. Именно в этой отрасли сегодня, как правило, зарабатываются ресурсы для вложения в новые амбициозные проекты украинского бизнеса.

По материалам отечественной и зарубежной прессы в ходе форума основная дискуссия развернулась вокруг возможных вариантов развития мирового ГМК. Итогом обсуждения стали три базовых сценария развития глобального ГМК до 2030 года.

По первому сценарию, под названием «Альянс зеленой торговли», медленное восстановление экономики и сохранение высокого уровня безработицы заставит европейских лидеров принять новую стратегию «зеленого» роста и систему измерения ВВП, которая бы учитывала социальные и экологические факторы. Евросоюз обратится к США с предложением о создании объединения под условным названием Альянс «зеленой» торговли (ГТА) и девизом «Экологическая устойчивость без рискованной конкуренции». ГТА предложит экологические стандарты, чтобы обосновать налагаемые протекционистские меры, которые изменят сложившиеся тенденции в мировой торговле и приведут к перезапуску процесса глобализации на новых основах. В частности, к формированию «зеленого» стиля жизни и личного потребления.

По второму сценарию, под названием «Переформатированный глобализм», страны будут поддерживать идею о выгоде сотрудничества. Однако

мир станет более сложным и многополярным. Либерализованные экономики стран активно развиваются и контролируют большинство крупнейших горно-металлургических компаний мира. К 2030 году данный сценарий приведет к двум основным изменениям в глобальном раскладе сил:

- экономическая власть будет принадлежать не только рынкам с высоким спросом (ЕС, США, Китай, Бразилия и Индия), но и странам, в которых сосредоточены стратегически важные ресурсы (прежде всего, Россия). Все страны разделяться на несколько групп, и каждая из них будет играть по собственным правилам. В условиях, когда на ситуацию пытаются оказывать влияние большое количество примерно равных по силе игроков, глобальное сотрудничество становится все более и более обременительным и, соответственно, выполнение ранее достигнутых договоренностей возможно лишь в рамках каждой из групп;

- местные сообщества будут играть более активную роль в мире и использовать технологии для коммуникаций как на локальном, так и на глобальном уровнях. Давление общественности заставит некоторые страны, богатые природными ресурсами, больше делиться с обществом. Глобальные инвесторы и местные компании ответственнее будут вести свой бизнес по отношению к местным сообществам и окружающей среде, исходя как из соображений этики и морали, так и в результате принятия более жестких законодательных норм.

Третий сценарий, под названием «Сбережение ресурсов», предполагает, что к основным мировым игрокам приходит осознание того факта, что будущее развитие их экономики зависит от контроля доступа к ресурсам. В результате, растет экономический и политический национализм, происходит вмешательство правительств в работу экономики и устанавливаются протекционистские барьеры. С целью защиты ресурсов приоритет при продаже сырья отдается местным производителям. Вокруг стратегически важных ресурсов формируются картели. Для защиты ресурсов активно используются экономические, политические и даже военные методы эпохи неокOLONиализма.

Каждый из рассмотренных сценариев представляет крайний вариант развития событий и сам по себе, видимо, маловероятен. На практике ход событий будет определяться смесью каждого из трех вариантов. Тем не менее, понимание сценариев развития мирового ГМК позволяет лучше смоделировать стратегию модернизации украинской горнодобывающей и металлургической отраслей.

Что касается дальнейшего развития горно-металлургического комплекса Украины и, в частности, горнорудной промышленности то, на наш взгляд, это развитие будет характеризоваться следующими особенностями.

Развитие будет сопровождаться усилением регуляторной роли государства в условиях стопроцентной приватизации горнорудной промышленности. Государство вынуждено будет создавать благоприятные условия для инвестирования, привлечения иностранных кредитов и зарубежных компа-



ний для модернизации и реконструкции предприятий, максимального использования предприятиями начисленных экологических налогов и сборов.

Усиление регуляторной роли государства невозможно без создания единой государственной геологической базы данных месторождений полезных ископаемых, как эксплуатируемых так и не эксплуатируемых, с их экономической оценкой.

Развитие горнорудной отрасли также невозможно без повышения конкурентоспособности продукции предприятий и, как показал мировой кризис, без создания мощного экспортного потенциала.

Следует обратить внимание на мировую тенденцию последних лет, когда стал расти спрос на высококачественные окатыши, как более эффективное сырье в доменной плавке и рост производства прямого восстановления железа (ПВЖ), для которого используются окатыши. Ужесточение требований экологического контроля к металлургическому производству в странах Европы сделало окатыши, производство которых экологически значительно более чистое, чем производство агломерата, конкурентным и востребованным сырьем.

Особого внимания заслуживает внедрение новых передовых технологий по прямому восстановлению железа (Itmk3, Midrix). Освоение производства таких высокотехнологичных видов подготовленного металлургического сырья, как металлизированные брикеты с содержанием железа до 72 %, окатышей с содержанием железа до 68 % и не более 1,5 % кремнезема, создадут предпосылки перехода на бездоменное производство стали, а в дальнейшем - проката непосредственно на горно-обогатительных комбинатах. Совместная с металлургами реализация инвестиционных проектов в этом перспективном направлении будет только способствовать ускоренному реформированию всего ГМК Украины.

Для горнодобывающих предприятий основные инновации бесспорно будут направлены на увеличение качества продукции, использование более высоко производительной современной техники, вовлечение в переработку окисленных магнетитовых кварцитов в пределах горных отводов предприятий с открытой добычей железных руд.

Например, основными вехами развития Центрального и Северного ГОКов стали реконструкция сырьевой базы, освоение производства шахты им. Орджоникидзе, запуск Дробильной фабрики №3, строительство секций обогатительных фабрик и внедрение системы автоматизированного управления предприятием SAP for Mining. Кстати, проект по внедрению этой системы является самым масштабным в мире. Эти инновационные технологии позволяют рассчитывать на значительное повышение эффективности производства на ГОКах.

Дальнейшее развитие получают технологические схемы разработки природных запасов минерального сырья с применением высокопроизводительной горной техники лучших мировых производителей: автосамосвалов грузоподъемностью 90-180 т, экскаваторов с ёмкостью ковша 10-15 м<sup>3</sup>, электри-

фицированного железнодорожного транспорта, передвижных дробильно-конвейерных установок, роторных комплексов, крутопадающих конвейерных подъемников. Не обходимо уделить внимание поиску эффективных технологий разработки месторождений полезных ископаемых подземным способом на глубинах ниже 1500 м и вовлечение в переработку магнетитовых и окисленных кварцитов в пределах проектных контуров предприятий с подземной добычей железных руд, а так же дообогащению богатых руд.

Нет сомнений, что в ближайшие годы будет также осуществляться постепенный переход к разработке вторичных запасов с применением лучших зарубежных и отечественных технологий вторичного использования сырья и рекультивации мест их складирования.

Как показал опыт Кривого Рога в 2010 г., горнорудная отрасль как никакая другая отрасль должна вести кропотливую работу по прогнозированию и предупреждению природно-техногенных катастроф. Например, как один из приоритетов - переход на внутреннее отвалообразование и подготовка к складированию отходов производства в выработанные горные пространства.

Направлению по прогнозированию и предупреждению природно-техногенных катастроф, на наш взгляд, в ближайшие годы будет уделяться особое внимание.

#### *Список литературы*

1. **А. Пертин.** «После кризиса», ТОП-100 Рейтинг лучших компаний Украины.
2. Материалы Всемирного экономического форума
3. Материалы украинских печатных и Интернет изданий.
4. Статистическая отчетность предприятий отрасли.
5. Утвержденные Программы развития горных работ горнодобывающих предприятий на 2010 г.

УДК 553

Г.І. РУДЬКО, д-р геол.-мінер. наук, д-р геогр. наук, д-р техн. наук, проф., голова Державної комісії України по запасах корисних копалин, Київ  
В.І. ЛОВИНЮКОВ – начальник управління горючих та рудних корисних копалин Державної комісії України по запасах корисних копалин, Київ

### **СУЧАСНІ ТЕНДЕНЦІЇ КЛАСИФІКАЦІЇ ЗАПАСІВ І РЕСУРСІВ КОРИСНИХ КОПАЛИН**

Наведено сучасні національні і міжнародні системи оцінки запасів і ресурсів корисних копалин. Класифікація запасів і ресурсів корисних копалин покликана забезпечувати потреби економіки в чотирьох головних сферах практичного використання: при управлінні енергетичними і мінеральними ресурсами на державному і корпоративному рівнях, при довгостроковому прогнозуванні енергетичної забезпеченості і при розробці міжнародних стандартів фінансової звітності про використання корисних копалин. Ідея роботи полягає у тому, щоб показати універсальність національної класифікації запасів і ресурсів корисних копалин України, як гнучкої системи, що співс-

тавляється із сучасними провідними національними класифікаціями та класифікаціями провідних національних компаній. При позитивних результатах співставлення і доказі цього процесу на міжнародному ринку протоколи ДКЗ України стають документом, який визначає потенційну вартість родовища без додаткової аудиторської експертизи західних компаній.

Представлены современные национальные и международные системы оценки запасов и ресурсов полезных ископаемых. Классификация запасов и ресурсов полезных ископаемых призвана обеспечивать потребности экономики в четырех главных областях практического использования: при управлении энергетическими и минеральными ресурсами на государственном и корпоративном уровнях, при долгосрочном прогнозировании энергетического обеспечения и при разработке международных стандартов финансовой отчетности об использовании полезных ископаемых. Идея работы заключается в том, чтобы показать универсальность национальной классификации запасов и ресурсов полезных ископаемых Украины, как гибкой системы, что сопоставляется с современными ведущими национальными классификациями и классификациями ведущих национальных компаний. При положительных результатах сопоставления и доказательстве этого процесса на международном рынке протоколы ГКЗ Украины становятся документом, определяющим потенциальную стоимость месторождения без дополнительной аудиторской экспертизы западных компаний.

**Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями.** Геолого-економічна оцінка родовищ корисних копалин або ділянки надр – це комплекс досліджень, інженерних багатоваріантних розрахунків і побудов, внаслідок яких визначаються кондиції, оптимальні контури, обсяги і якість балансових та позабалансових запасів корисних копалин, рівень техніко-економічних показників майбутньої експлуатації і промислове значення родовища, що оцінюється, або ділянки надр [1, 2]. Підґрунтям геолого-економічної оцінки родовищ корисних копалин є класифікація їх запасів і ресурсів. В Україні в 1997 році постановою КМУ від 05.05.1997 № 432 затверджена Класифікація запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр, що встановлює єдині для державного фонду надр України принципи підрахунку, геолого-економічної оцінки і державного обліку запасів корисних копалин згідно з рівнем їх промислового значення та ступенем геологічного і техніко-економічного вивчення, умови, що визначають підготовленість розвіданих родовищ корисних копалин до промислового освоєння, а також основні принципи кількісної оцінки ресурсів корисних копалин. Класифікація запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр адаптована до принципів Рамкової Класифікації ООН (далі – РКООН) 1997 року для викопних мінеральних ресурсів, що рекомендована для всесвітнього використання.

**Постановка задачі.** Для розвитку методичних основ геолого-економічної оцінки запасів та ресурсів родовищ корисних копалин ДКЗ, на рівні з іншими країнами бере участь у створенні нормативно-методичної бази щодо геолого-економічної оцінки та класифікації запасів корисних копалин. Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин, що використовуються для управління процесами користування надрами у світовій економіці, ґрунту-

ються на різноманітних системах термінів і визначень, що заважає інформаційному обміну і істотно ускладнює складання глобальних і регіональних зведень забезпеченості енергетичними і мінеральними ресурсами.

На сьогодні класифікація запасів і ресурсів корисних копалин покликана забезпечувати потреби економіки в чотирьох головних сферах практичного використання: при управлінні енергетичними і мінеральними ресурсами на державному і корпоративному рівнях, при довгостроковому прогнозуванні енергетичної забезпеченості і при розробці міжнародних стандартів фінансової звітності про використання корисних копалин.

**Викладення матеріалу та результатів.** В 2004 році опрацьований варіант РКООН, який був покликаний поєднати визначення нафтогазових класифікацій світу з визначеннями класифікацій твердих корисних копалин. З 2004 року розроблені (оновлені) інші важливі класифікації Російська класифікація (2005 р.), Стандарт Комітету з міжнародних стандартів звітності для мінеральних ресурсів (CRIRSCO, 2006 р.), Система управління нафтовими ресурсами Співдружності інженерів-нафтовиків (SPE, 2007 р.). В 2009 році створений новий варіант РКООН (РКООН-2009), що покликаний уніфікувати термінологію, що використовується класифікаційними схемами CRIRSCO та SPE, при цьому виконані спрощення визначень, що містяться в РКООН.

Однією з основних переваг класифікаційної системи РКООН є її система тризначних цифрових кодів, що дозволяє уникнути проблем лінгвістичного характеру. Завдяки їй відпадає необхідність в назвах категорій, які потім довелося б перекладати іншими мовами, у зв'язку з чим могли б виникнути проблеми тлумачення, які вже виникали раніше (наприклад, із визначеннями "Interinsically Economic" и "Exceptional Economic").

РКООН-2009 є системою, в якій запаси класифікуються на основі трьох фундаментальних критеріїв: економічної і соціальної життєздатності проекту (Е), статусу і обґрунтованості проекту освоєння родовища (F) і геологічної вивченості (G), з використанням числової системи код. Комбінації цих трьох критеріїв створюють тривимірну систему

Перша група категорій (вісь Е) визначає міру сприятливості соціальних і економічних умов для забезпечення комерційної життєздатності проекту, що включають ринкові ціни і відповідні юридичні, нормативні, природоохоронні і контрактні умови. Друга група категорій (вісь F) визначає міру опрацювання досліджень і взятих зобов'язань, необхідних для реалізації планів гірничих робіт або проектів розробки родовищ. Вони охоплюють область від початкових геологорозвідувальних робіт, проведених до підтвердження наявності родовища або покладів, і до проекту, відповідно до якого відбувається видобуток і продаж сировини; вони відображають стандартні принципи управління виробничо-збутовим ланцюгом. Третя група категорій (вісь G) визначає міру достовірності геологічної інформації і можливість видобутку відповідних запасів сировини.

Категорії і підкатегорії є будівельними блоками системи і об'єднуються в "класи". Візуально РКООН-2009 можна представити в тривимірному ви-

гляді (рис. 1), або у вигляді зручнішого для практичного вживання двомірного скороченого варіанту (табл. 1) [3].

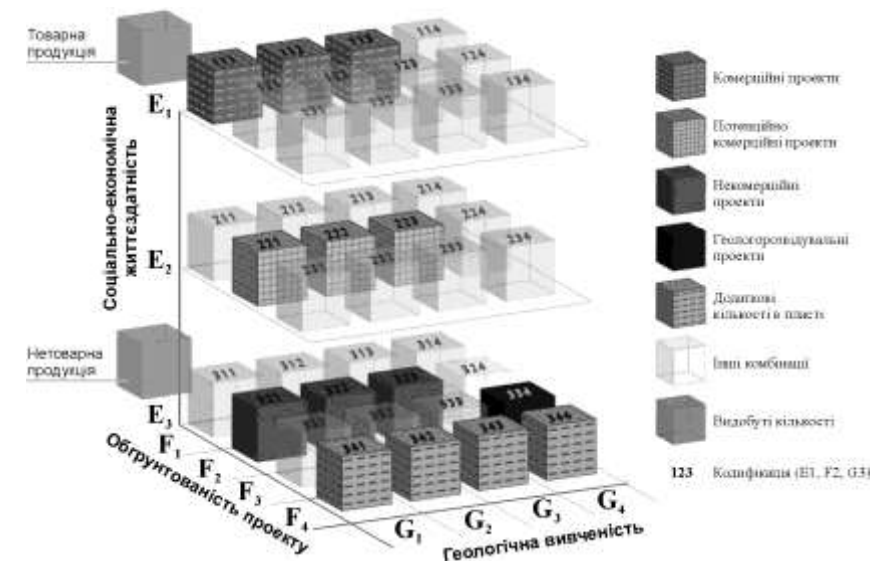


Рис. 1. Категорії РКООН-2009 і приклади класів

Таблиця 1

Скорочений варіант РКООН, що відображає основні класи

Попередній видобуток		Видобуток товарної продукції			
		Видобуток нетоварної продукції <sup>a</sup>			
		Клас	Категорії		
Е	Ф		Г <sup>b</sup>		
Загальна вихідна кількість сировини в пласті	В майбутньому видобуток в промислових проектах розробки або гірничих робіт	Промислові проекти <sub>c</sub>	1	1	1, 2, 3
	В майбутньому ймовірний видобуток в умовних проектах розробки або гірничих робіт	Ймовірні промислові проекти <sup>d</sup>	2	2	1, 2, 3
		Непромислові проекти <sup>f</sup>	3	2	1, 2, 3
	Додаткові запаси в пластових умовах, що приурочені до розвіданих родовищ <sup>g</sup>		3	4	1, 2, 3
	Можливий майбутній видобуток при успішній геологорозвідувальній діяльності	Геологорозвідувальні проекти	3	3	4
	Додаткові запаси в пластових умовах, приурочені до ймовірних покладів		3	4	4

Клас визначається однозначно шляхом вибору в кожному з трьох критеріїв конкретної комбінації категорій або підкатегорій (або груп категорій/підкатегорій). Оскільки кодові позначення завжди слідують в однаковому

порядку (тобто E; F; G), букви можна опустити і зберегти лише числа. Числовий код, що визначає клас, буде при цьому однаковим на всіх мовах, що використовують арабські цифри.

Відповідно до табл. 1 загальна кількість сировини в пласті класифікується на певну дату такими термінами:

- а) видобуті запаси, що були продані – товарна продукція;
- б) видобуті запаси, що не були продані – нетоварна продукція;
- с) запаси, що відносяться до відомого родовища, які можуть бути видобуті в майбутньому шляхом проведення гірничих робіт. Основою цієї класифікації є дослідження, що стосуються техніко-комерційної оцінки на основі певних проектів розробки або гірничих робіт;
- д) додаткові запаси в пласті, що відносяться до відомого родовища, які не можуть бути видобуті жодним відомим в даний час способом розробки або гірничих робіт;
- е) запаси, що відносяться до потенційного родовища, що можуть бути видобуті в майбутньому за умови, що наявність родовища буде підтверджена;
- ф) додаткові запаси в пласті, що відносяться до потенційного родовища, які навряд чи будуть видобути, навіть за умови, що наявність родовища буде підтверджена.

Україна першою з країн колишнього СРСР адаптувала національну класифікацію до РКООН зразка 1997 року. З того часу, класифікація запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр апробована на близько 1500 родовищ різних видів корисних копалин, що обліковуються на державному балансі. Тому, вкрай важливим для України є збереження принципів класифікації у варіанті класифікації РКООН 1997 року.

Класифікація запасів та ресурсів корисних копалин державного фонду надр адаптована також під принципи кодифікації РКООН-2009, при цьому слід зазначити наступне:

1) Класифікація запасів та ресурсів корисних копалин державного фонду надр містить категорії (підкатегорії) і класи, що повністю "входять" в РКООН-2009;

2) РКООН-2009 має більшу кількість категорій (підкатегорій) і класів, що зумовлено насамперед її призначенням для використання промислово-фінансовими групами різних країн; такі категорії і класи не використовуються в українській класифікації в силу особливостей українського законодавства в сфері надрокористування;

3) подальша участь України в гармонізації (розробка механізмів сумісної класифікації запасів і ресурсів) української Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр до інших класифікаційних схем (переважно CRIRSCO та SPE) розкриває перспективи залучення закордонних інвесторів до участі в проектах розробки українських родовищ корисних копалин і створює можливість виходу цих проектів на міжнародні біржі.

Таким чином, показано універсальність національної класифікації запасів і ресурсів корисних копалин України, як гнучкої системи, що співставля-

ється із сучасними провідними національними класифікаціями та класифікаціями провідних національних компаній. На сьогодні класифікація запасів і ресурсів корисних копалин покликана забезпечувати потреби економіки в чотирьох головних сферах практичного використання: при управлінні енергетичними і мінеральними ресурсами на державному і корпоративному рівнях, при довгостроковому прогнозуванні енергетичної забезпеченості і при розробці міжнародних стандартів фінансової звітності про використання корисних копалин.

#### *Список літератури*

1. **Малютин Ю.С.** К вопросу об унификации классификации запасов и ресурсов твердых полезных ископаемых / Ю.С. Малютин // Недропользование-XXI век. –2008. –№ 3. –С. 61–63.
2. **Стефенсон П.** Разработка международных систем отчетности о ресурсах, запасах полезных ископаемых в недрах / П. Стефенсон, Н. Уззерстоун // Недропользование-XXI век. –2007. –№ 3. –С. 64–71; № 4. –С. 70–74.
3. **Шаклеин С.В., Рогова Т.Б.** Оценка риска пользования недрами: учеб. пособие / С.В. Шаклеин, Т.Б. Рогова; ГУ КузГТУ. –Кемерово, 2009. –120 с.

УДК 622.778

Р.С. УЛУБАБОВ, директор, ООО "Научно-технический центр магнитной сепарации "МАГНИС ЛТД"

### **СОВРЕМЕННЫЕ ВОЗМОЖНОСТИ ЭФФЕКТИВНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОКИСЛЕННЫХ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ КРИВБАССА**

Представлен современный уровень разработки технологии обогащения окисленных железистых кварцитов и созданных для обогащения слабомагнитных руд современных роторных сепараторов с высокоинтенсивным магнитным полем.

Представлений сучасний рівень розробки технології збагачення окислених залізистих кварцитів і створених для збагачення слабомагнітних руд сучасних роторних сепараторів з високоінтенсивним магнітним полем.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** В Кривбассе остается нерешенной проблема использования огромных объемов окисленных железных руд. Это относится как к ранее добытым и заскладированным рудам, так и к окисленным рудам, которые в настоящее время добываются попутно с рудами магнетитовыми. Препятствием для эффективного использования окисленных руд являются не только организационно-экономические вопросы. Ключевыми вопросами остаются уровень научной подготовки технологии обогащения окисленных руд и практическая готовность машиностроительной промышленности обеспечить технологию современными высокоэффективными и надежными в эксплуатации электромагнитными сепараторами с высокоинтенсивным магнитным полем.

**Анализ исследований и публикаций.** Масштабные исследования по магнитному обогащению окисленных руд Кривбасса были выполнены в начале 80-х годов прошлого столетия. Их результаты были использованы в проекте горно-обогатительного комбината, создаваемого для переработки окисленных руд (КГОКОР). В 1984 г. были выполнены большие работы по созданию специального роторного сепаратора с высокоинтенсивным магнитным полем. Этот сепаратор был принят для установки на КГОКОРе.

Нереализованные в КГОКОРе технологии обогащения и обогатительная техника к настоящему времени морально устарели и не соответствуют современному уровню научных знаний и развития сепараторостроения, а так же современным требованиям к качеству железорудных концентратов.

**Постановка задачи.** Завершение строительства обогатительной фабрики КГОКОРа и ввод ее в эксплуатацию должны базироваться на современном уровне научно-технической отработки технологии обогащения окисленных руд и современном уровне развития сепараторостроения. Необходимо существенно увеличить содержание железа в концентрате магнитного обогащения по сравнению с его содержанием по проекту КГОКОРа. Необходимо решить проблему разделения окисленной и неокисленной руды при ведении горных работ в зонах контактов этих руд. При освоении технологии обогащения окисленных руд на Ингулецком ГОКе и ГОКе компании "АрселорМиттал Кривой Рог" необходимо обеспечить максимально возможное удаление магнетитовой руды из руды окисленной перед ее измельчением.

**Изложение материала и результаты.** Окисленные железистые кварциты Кривбасса являются благоприятным сырьем для получения качественного концентрата, о чем свидетельствуют представленные в табл. 1 результаты гравитационных анализов окисленных железистых кварцитов НКГОКа, выполненных специалистами института "Механообр".

Таблица 1

Содержание класса -0,074 мм в измельченной руде, %	Действительная плотность фракций, г/см <sup>3</sup>	Показатели, %					
		Окисленные роговики IV ж.г. НКГОКа			Маршалитизированные джеспелиты VI ж.г. НКГОКа		
		Выход	Содерж. Fe	Извлеч. Fe	Выход	Содерж. Fe	Извлеч. Fe
95,3	<3,2	32,8	7,58	6,2	36,1	5,78	5,4
	>3,2 <4,2	19,5	32,16	15,6	15,7	30,89	12,6
	>4,2	47,7	66,11	78,2	48,2	65,54	82,0
	Исходная руда	100,0	40,28	100,0	100,0	38,52	100,0

Представленные данные показывают, что в условиях идеального технологического процесса из этих руд уже в крупности 95% класса -0,074 мм, которая приближается к крупности 2-й стадии измельчения, можно выделить до 48 % концентрата с массовой долей железа выше 65% при извлечении железа на уровне 78-82 %.



Эти потенциальные возможности обогащения целесообразно иметь в виду при оценке перспектив обогащения окисленных железистых кварцитов, а так же при оценке эффективности используемой для этого технологии и сепараторов.

По нашему представлению, в число условий, способствующих успешному освоению переработки окисленных железистых кварцитов, должны входить три ключевых условия:

- наличие эффективной базовой технологии магнитного обогащения сложных тонковкрапленных магнетито-мартито-гематитовых руд;
- наличие эффективных базовых роторных сепараторов с высокоинтенсивным магнитным полем для обогащения таких руд;
- отработка и полупромышленная проверка технологии магнитного обогащения и конструкции магнитного сепаратора для обеспечения высокого извлечения железа в концентрат магнитного обогащения, который по массовой доле железа будет соответствовать современным требованиям.

Представляется целесообразным определить объективное положение с наличием двух первых условий и наметить эффективные пути отработки в условиях КГОКОРа конструкции магнитных сепараторов и технологии магнитного обогащения, которые позволят комбинату вовлечь окисленные железистые кварциты в экономически целесообразную переработку, которая будет соответствовать современным требованиям к качеству железорудных концентратов.

Базовая технология магнитного обогащения окисленных руд Кривбасса существует. Она была создана еще в 1984-1985 гг. По заданию министра черной металлургии СССР в июне 1985 г. на секции № 4 ЦГОКа была выполнена контрольная проверка такой технологии. Эффективность технологии оценивалась только по данным товарного баланса: количеству переработанной руды, качеству товарного концентрата и количеству концентрата, отгруженного на окомкование.

При обогащении руды НКГОКа, отобранной в восточной части карьера № 3, были получены показатели товарного баланса обогащения. По выходу концентрата и извлечению железа расхождение между реальным товарным балансом и расчетным технологическим не вышло за пределы величин, обычных для обогатительных фабрик. Данной проверкой был положен конец сомнениям в возможности эффективного обогащения окисленных руд Кривбасса.

Обогащение окисленных железистых кварцитов в лабораторных и промышленных условиях дало результаты, отраженные в табл. 2.

Таблица 2

	Выход концентрата, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
Обогащение в лабораторных условия методом гравитационного анализа (по данным института "Механообр")	47-48	65,5-66,1	78-82
Промышленное обогащение магнитным методом	38,9	60,9	71,1

на секции № 4 ЦГОКа в 1985 г (по данным акта испытаний)			
---	--	--	--

Приведенные данные показывают, что:

- окисленные железистые кварциты являются сырьем, благоприятным для эффективного обогащения, в т.ч. магнитным методом;
- возможность магнитного метода обогащения этих кварцитов проверена и подтверждена в условиях секции №4 ЦГОКа в 1985 г;
- потенциальная обогатимость окисленных железистых кварцитов показывает, что технология промышленного обогащения имеет хорошую перспективу совершенствования в направлениях увеличения выхода концентрата, повышения его качества, увеличения извлечения железа.

Базовый сепаратор 6 ЭРМ-35/315 для обогащения окисленных железистых кварцитов был создан в 1983-85 гг. Здесь следует отметить, что во времена Советского Союза у работников министерства черной металлургии СССР хватило здравого смысла перед принятием серьезного решения не доверять рекламе разработчиков сепараторов и выявить эффективность сепараторов путем сравнительных испытаний. В тендере по выбору сепаратора для КГОКОРа участвовали сепараторы фирмы KHD (ФРГ), институтов UVR (ЧСФР), Механобр (Ленинград) и Гипрошахуголеобогащение (Луганск). Все разработчики уверяли, что их сепараторы дадут производительность 90-100 т/ч при извлечении железа до 75 %. Результаты испытаний отражены в протоколе от 30.01.85 г. № 35 заместителя министра черной металлургии СССР и приведены в табл. 3.

Таблица 3

Показатели	DP-317 (ФРГ)	ВМС-100/2 (ЧСФР)	2/2 ЭРМФ- 160 (Россия)	6 ЭРМ-35/315 (Украина)
Массовая доля в руде, %				
- железа общего	36,7	35,3	35,0	36,0
- железа магнетитового	2,3	2,1	2,5	2,9
Концентрат				
- массовая доля железа, %	59,8	59,3	62,2	61,1
- выход, %	40,7	40,5	37,1	42,4
- извлечение железа, %	66,3	68,1	64,4	72,0
Массовая доля железа в хвостах, %	21,7	18,9	19,8	17,5
Производительность сепаратора на первой стадии, т/ч				
- по паспорту	100	100	100	100
- достигнутая при испытаниях	40	45	45	90
Примечание: Опытный образец сепаратора 6 ЭРМ-35/315 имел шифр ЭРФМ-1.				

Приведенные данные испытаний в промышленных условиях показывают, что сепараторы KHD (DP-317), UVR (ВМС-100/2) и Механобра (2/2 ЭРМФ-160) даже при производительности в 2 раза ниже паспортной далеко не достигли высокого уровня извлечения железа. Только один сепаратор 6 ЭРМ-35/315 обеспечил показатели, близкие к паспортным, и требуемым по условиям испытаний. Благодаря такому тендеру в проект КГОКОРа был за-

ложен сепаратор с показателями, подтвержденными испытаниями, а не рекламными заявлениями фирм-разработчиков.

Целесообразно отметить, что сепаратор 6 ЭРМ-35/315 создавался в 1983-85 г.г. при нулевом опыте авторов и разработчиков в области разработки роторных сепараторов. Были проведены только лабораторные исследования. На их базе был сразу создан самый крупный в мировой практике, в том числе и по состоянию на 2011 г., промышленный сепаратор для обогащения окисленной руды НКГОКа и ЮГОКа. Установленные на КГОКОРе сепараторы 6 ЭРМ-35/315 основаны на технических решениях разработки 1983-1985 гг. Многие из этих решений были разработаны впервые в мировой практике, не имели аналогов и подлежали отработке в процессе последующей промышленной эксплуатации. Необходимость такой отработки была вызвана тем, что сепаратор создан в экстремальных условиях выбора сепараторов для КГОКОРа. Все организации, причастные к приемке сепаратора для КГОКОРа, отдавали отчет в том, с какими проблемами предстоит встретиться при эксплуатации сепараторов. В протоколе от 30.01.85 г. № 35 решением руководства Минчермета СССР было отмечено, что испытания опытного образца необходимо считать первым этапом работ по созданию сепараторов для обогащения окисленных руд, что отработка конструкции сепаратора должна быть продолжена.

В последующие годы с целью обеспечения надежной работы фабрик с большой группой сепараторов были намечены и стали активно осуществляться программы и мероприятия по повышению эксплуатационной надежности сепаратора 6 ЭРМ-35/315. Эти мероприятия были утверждены Минчерметом СССР 20.09.1990 г. Отдельные мероприятия проводились по инициативе авторов сепаратора. Все работы проводились под контролем и руководством авторов и разработчиков сепаратора при их непосредственном участии. Работы были прекращены в 1991 г. в связи с остановкой строительства КГОКОРа, ухудшением положения в железорудной промышленности и связанным с этим выводом из эксплуатации секции № 4 на ЦГОКе.

В последующие годы авторы и разработчики 6 ЭРМ-35/315, работающие в НТЦ МАГНИС ЛТД, критически оценили опыт эксплуатации сепараторов. Был сделан основополагающий вывод: необходимо обеспечить не только технологическую эффективность, но и повысить эксплуатационную надежность; обогатительные фабрики не должны простаивать и терять производство концентратов из-за простоев сепараторов. В связи с этим специалисты НТЦ МАГНИС ЛТД основное внимание уделяют обеспечению эксплуатационной надежности создаваемых сепараторов.

Что касается технологии обогащения окисленных руд, то она создавалась в условиях, когда массовая доля железа в концентрате на уровне 61 % признавалась приемлемой. В настоящее время требуются гематитовые концентраты с массовой долей железа от 64 % до 66 %. Достичь наиболее высокого качества можно путем использования технологии флотационной довод-

ки концентрата. Однако такая доводка ведет к снижению извлечения железа и снижению выхода концентрата.

Для предотвращения таких последствий НТЦ МАГНИС ЛТД в 2003 г. предложил дирекции КГОКОРа увеличить на операции магнитного обогащения извлечение железа в черновой магнитный концентрат на 8-10% и поднять его с проектного извлечения 72 % до 80-82 %. Такой запас извлечения позволит осуществить доводочные операции по повышению качества концентрата при условии сохранения выхода концентрата и извлечения железа на уровне плановых заданий, установленных для КГОКОРа.

В апреле-мае 2002 г. НТЦ МАГНИС ЛТД и специалисты Национального горного университета (г. Днепропетровск) провели лабораторные испытания по обогащению шихты VI ж.г. НКГОКа. В основу схемы обогащения положены представления авторов 6 ЭРМ-35/315 о том, какими параметрами должен обладать сепаратор, на каких режимах должен работать и по какой технологической схеме должно осуществляться обогащение. Испытания были проведены на пробе, из которого в РИСе КГОКОРа был удален магнетит в слабом поле на сепараторе ПБМ. Испытания на стендовом сепараторе с высокоинтенсивным магнитным полем проводились по методике, которая была ранее использована участниками исследований, проводимых при создании 6 ЭРМ-35/315. Испытания проводились с учетом возможности достижения получаемых результатов в промышленных условиях при использовании 6 ЭРМ-35/315 в модернизированном исполнении.

Результаты испытаний, проведенных по трем вариантам технологических схем, представлены на рис. 1. Они показывают, что современные подходы к выбору параметров роторных сепараторов и технологии обогащения дают возможность выйти на качественно новый уровень эффективного обогащения окисленных железистых кварцитов. По чисто магнитной схеме обогащения достигнуты следующие качественно новые результаты:

- выделен черновой концентрат с массовой долей железа 60,6 % при высоком извлечении железа – 78,6 %, которое на 6 % выше извлечения, достигнутого в 1985 г.; этот концентрат может быть использован для флотационной доводки;

- выделены достаточно богатые концентраты с массовой долей железа от 63,2 % до 64,2 %; концентраты с таким высоким содержанием железа в 1985 г. не выделялись; на начальном этапе освоения КГОКОРа этот концентрат может быть товарным и не требовать флотационной доводки.

Необходимо особо отметить, что представленные выше показатели в принципе не могут быть достигнуты на существующих сепараторах 6 ЭРМ-35/315. Для достижения таких показателей роторные сепараторы, изготовленные для КГОКОРа, необходимо модернизировать.

Параметры режимов магнитного обогащения, определенные в процессе указанных выше исследований, были переданы КГОКОРу в июне 2002 г. Испытания, выполненные в РИСе комбината, подтвердили, что новые режимы работы роторных сепараторов обеспечивают извлечение железа в черновой

концентрат до 80-82 %, что на 8-10 % выше проектного для КГОКОРа. Последующая флотационная доводка черного концентрата позволяет повысить массовую долю железа в концентрате, при необходимости, до 66 %, что значительно выше проектного задания.

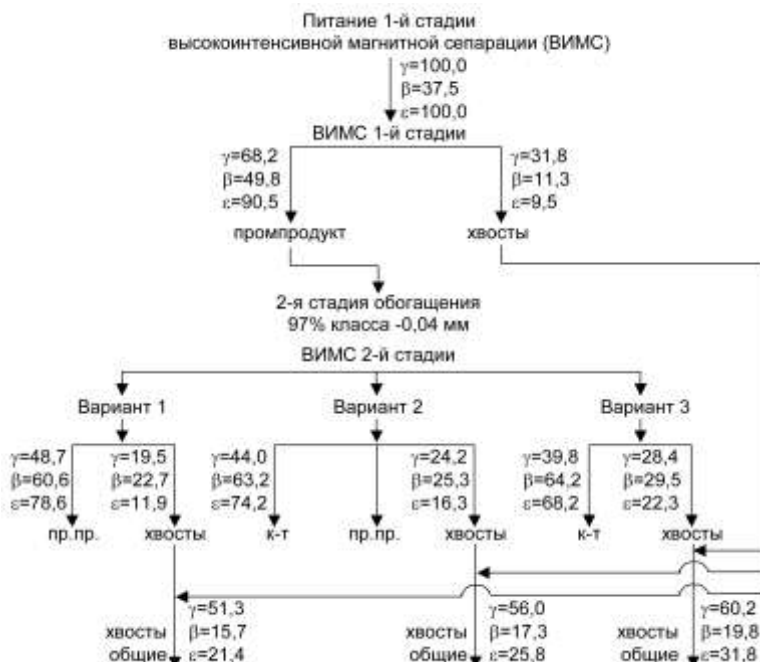


Рис. 1. Результаты лабораторных испытаний пробы шихты 6 ж.г. НКГОКа с учетом ее обогащения на роторных сепараторах современного типа по технологии, отвечающей требованиям обеспечения высокого извлечения железа и получения магнитных продуктов высокого качества

Тот факт, что окисленные руды Кривбасса находятся в контактах с рудами магнетитовыми, выдвигает определенные требования к их добыче:

- куски окисленных руд не должны попадать в добытую магнетитовую руду и теряться с отходами обогащения;
- куски магнетитовых руд не должны поступать в руду окисленную и мешать ее обогащению.

О важности последнего требования свидетельствует неудачная попытка освоить обогащение смешанной неокисленной и окисленной рудной массы на секции №10 РОФ2 ГОКа "Криворожстали". Ошибка специалистов ГОКа, направивших в измельчение смешанную рудную массу – основная причина неудачи на секции №10.

"НТЦ МАГНИС ЛТД" впервые в практике горного дела создал оборудование, позволяющее с высокой эффективностью извлекать в магнитный продукт куски магнетитовой руды крупностью до 350 мм, и обеспечивать выде-

ление в немагнитный продукт крупных кусков с низким содержанием железа магнетитового. Предлагаемая техника позволяет осуществить механизированное разделение кусков добытой рудной массы по такому объективному физическому параметру, как содержание магнетитового железа. Благодаря этому смешанная руда может быть разделена на руду окисленную и неокисленную еще на борту карьера.

Отличительная особенность работы "НТЦ МАГНИС ЛТД" в области создания роторных сепараторов заключается в принципиальном отказе от создания стандартной конструкции сепаратора для последующего тиражирования по заказам потребителей. Для каждого потребителя "НТЦ МАГНИС ЛТД" проводит стендовые испытания проб руды и разрабатывает оптимизированную конструкцию сепаратора. Такие испытания позволяют определить параметры и схему роторного сепаратора в наибольшей степени отвечающих обогащаемой руде, а так же обеспечивающих достижение требуемых потребителем показателей обогащения. Все типоразмеры сепараторов имеют индивидуальное исполнение, основанное на таких испытаниях.

***"НТЦ МАГНИС ЛТД" во всех своих роторных сепараторах использует только широкие зазоры и рифленые (зубчатые) пластины в роторах устанавливает с зазорами до 5-6 мм. Роторные сепараторы с такими зазорами для тонкоизмельченных руд ни одной другой фирмой не выпускаются. Применение широких зазоров между пластинами роторов является фирменным стилем "НТЦ МАГНИС ЛТД".***

Изготовление "НТЦ МАГНИС ЛТД" по заключенным контрактам в течение всего 4-х лет 17-ти роторных сепараторов является достижением, которого не удалось реализовать даже в СССР с его плановой экономикой. Тогда в течение 8 лет было изготовлено всего 12 роторных сепараторов.

Особое внимание нужно обратить на то, что интенсивное изготовление роторных сепараторов "НТЦ МАГНИС ЛТД" осуществлял в условиях жесткого кризиса в горнодобывающей промышленности и спада производства сырья.

В настоящее время "НТЦ МАГНИС ЛТД" готовит условия для расширения в ближайшие годы области использования роторных сепараторов. Для этого выполняется интенсивная поставка стендовых сепараторов роторного типа для институтов и лабораторий горных предприятий Украины и России. Поставка таких сепараторов в последние годы осуществляется в количестве до 2-3 шт. в год. Создается разветвленная исследовательская база, которая должна способствовать расширению области использования роторных сепараторов.

В сентябре 2010 г. заключен контракт с компанией "Amigo Minerals" (Вьетнам) на поставку роторного сепаратора конструкции "НТЦ МАГНИС ЛТД". После проведения стендовых испытаний в Австралии и Украине компания отказалась от приобретения австралийских и китайских роторных сепара-

торов и выбрала сепаратор "НТЦ МАГНИС ЛТД". Головной образец сепаратора "МАГНИС" 6 ЭРМ-220А для поставки во Вьетнам отгружен в мае 2011 г.

На базе технических решений сепараторов серии "МАГНИС" могут быть модернизированы роторные сепараторы 6 ЭРМ-35/315, установленные на КГОКОРе, а так же созданы новые сепараторы для обогащения окисленных руд.

**Выводы и направления дальнейших исследований.** Технология и техника для обогащения окисленных руд за последнее десятилетие вышли на уровень, который существенно меняет положение в пользу освоения эффективного использования окисленных руд текущей добычи. Исследования, выполненные в "НТЦ МАГНИС ЛТД", Национальном горном университете и РИСе КГОКОРа показали, что:

- технология магнитного обогащения, предусмотренная проектом КГОКОРа, и установленные для ее реализации сепараторы 6 ЭРМ-35/315 имеют значительные производственные резервы;

- на КГОКОРе, Ингулецком ГОКе и ГОКе "АрселорМиттал Кривой РОГ" может быть реализована технология получения магнитным способом из окисленных руд концентратов с массовой долей железа на уровне до 64,0% при высоких выходе концентрата и извлечении железа в концентрат;

- получение высококачественного концентрата может быть обеспечено существенной модернизацией технологии обогащения и роторных сепараторов, которые были разработаны более 25 лет назад под другие требования к концентратам.

В настоящее время в Украине созданы научно-технические условия для эффективного использования окисленных руд текущей добычи:

- создана техника для механизированной магнитной рудоразборки на борту карьера смешанной рудной массы на руду окисленную и неокисленную;

- отработаны технические решения получения из окисленных руд магнитным способом высококачественного концентрата при высоком извлечении железа;

- имеются научно-конструкторские возможности выполнять весь комплекс работ по созданию и поставке современных роторных сепараторов, которые базируются на создании и внедрении в разных странах современных электромагнитных роторных сепараторов для обогащения слабомagnetных руд; сепараторы имеют высокую эффективность и эксплуатационную надежность.

Дальнейшие исследования целесообразно проводить в направлении:

- разработки технологии обогащения, учитывающих особенности окисленных руд тех или иных месторождений;

- создания роторных сепараторов с параметрами, которые учитывают особенности окисленных руд тех или иных месторождений.

В.В. ПЕРЕГУДОВ, д-р техн. наук, А.Е. ГРИЦИНА, канд. эконом. наук,  
Б.Т. ДРАГУН, В.П. ПРОТАСОВ, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

## ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ

Отражена динамика показателей качества железорудного сырья за период 1999-2010 гг., рассмотрены проблемы его повышения в увязке с современным состоянием и перспективой развития железорудной промышленности Украины. Рис. 2. Библиогр.: 2 назв.

Відзначена динаміка показників якості залізорудної сировини за період 1999-2010 рр., розглянуті проблеми його підвищення в ув'язці з сучасним станом і перспективою розвитку залізорудної промисловості України. Рис. 2. Бібліогр.: 2 назв.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Конкуренция на внутреннем и зарубежном рынках железорудного сырья обуславливает работу горнодобывающих предприятий по выпуску товарной продукции с улучшенными потребительскими свойствами по содержанию железа и диоксида кремния. Динамика производства и качества железорудной продукции Украины в период 1999-2010 гг. характеризуется на рис. 1 и рис. 2.

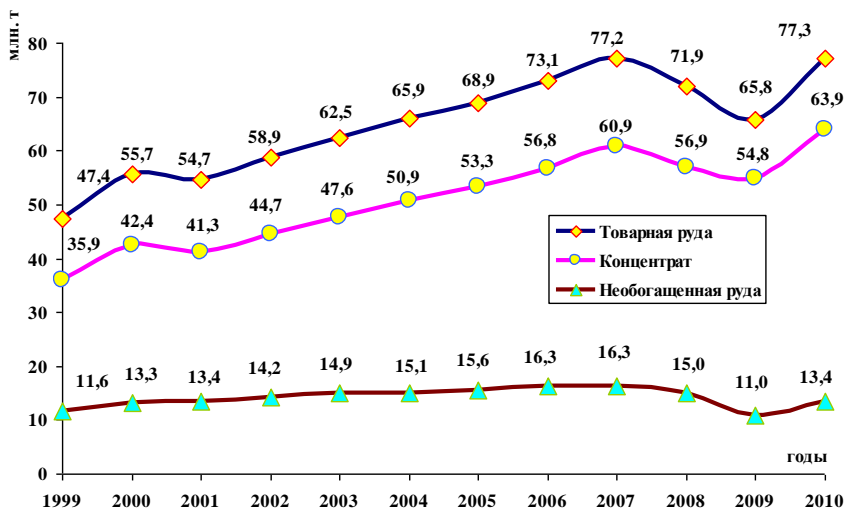


Рис. 1 Динамика производства железорудной продукции Украины



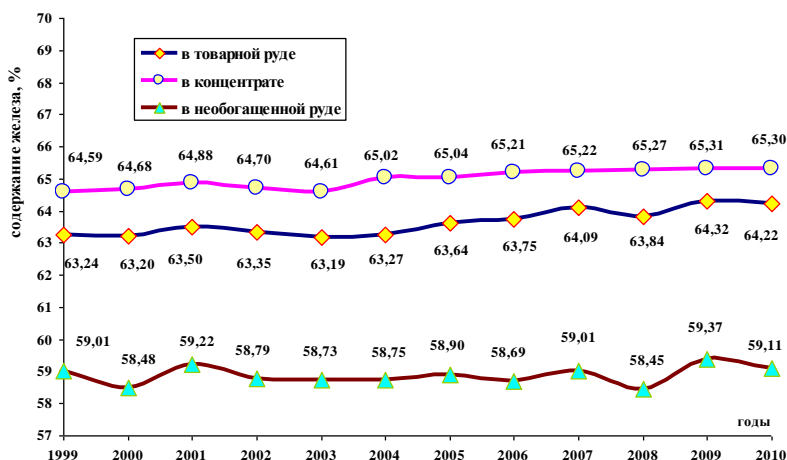


Рис. 2. Динамика качества железорудной продукции Украины

Качество концентратов и агломерационных руд растет невысокими темпами. В целом по товарной руде прогресс в этой области обеспечивается за счет изменения структуры производства. Так, за последние десять лет содержание железа в товарной руде повысилось на 1 % - с 63,24 до 64,22 %, при росте этого показателя в концентрате на 0,7 % - с 64,59 до 65,3 % и практически неизменном показателе по природнобогатой руде – 59,0...59,1 %. Прирост качества товарной руды обеспечен в основном за счет внедрения процесса магнитно-флотационной доводки концентратов Ингулецкого ГОКа, повышения качества магнетитовых концентратов Центрального и Северного ГОКов, а также увеличения доли концентрата в товарной руде с 75,7 до 82,7 %. Положительным является рост за десятилетие выпуска концентрата с содержанием железа 65% и выше в 11 раз (с 3,7 до 41,3 млн. т) и появление с 2003 г. концентратов, содержанием железа 67 % и выше (8,4 млн. т). В то же время по-прежнему содержание железа в товарной руде Украины остается на 1,5...2,5 % ниже уровня основных производителей в мире.

**Анализ исследований и публикаций.** Во второй половине прошлого века отечественными и зарубежными учеными были проведены исследования и специальные расчеты по определению потребительской ценности железных руд, используемых в металлургическом производстве. Для зарубежных руд было предпринята и выявлена количественная зависимость между содержанием железа, оксидами кальция, кремния и алюминия, а также влиянием их на цены продукции.

В Украине традиционно качество агломерационных руд и концентратов достаточно объективно отражается в технических условиях и прейскурантах по содержанию одного компонента – железа, поскольку другие химические элементы либо находятся в прямой или обратной зависимости от него, либо имеют незначительные величины, например,  $Al_2O_3$ . В технические условия

также включаются содержание влаги и допустимые ограничения отклонений по установленным показателям качества. Так, в агломерационных рудах содержание железа составляет 55...59 % при крупности 0...10 мм, в концентратах – 63,0...68,0 % и выше.

Согласно расчетам, с увеличением содержания железа с 57 % до 64 % в агломерационных рудах массовая доля диоксида кремния снижается в 2,2 раза – с 14,77 до 6,82 %. Аналогичная связь справедлива и для взаимосвязи содержания Fe и SiO<sub>2</sub> в железорудных концентратах Украины. Выполненные расчеты по технико-экономической и геолого-экономической оценке магнетитовых кварцитов месторождений Украины свидетельствуют, что полученные концентраты с содержанием железа 68,8...69,0 % при содержании диоксида кремния 3% и ниже могут принципиально изменить схему применения их в металлургическом производстве. Химический состав таких концентратов или окисленных окатышей из них позволит получить металлизированные окатыши или брикеты, пригодные для внедоменной выплавки стали.

В 60-х годах прошлого века институтами Ленгипромез и Механобр выполнялись технико-экономические расчеты по определению оптимального качества железорудных концентратов. Оптимальные значения содержания железа в концентратах были определены значительно выше достигнутых показателей, однако в реальной производственной практике не были достигнуты практически ни на одном из действующих горно-обогатительных комбинатах по причине недостаточного стимулирования повышения качества.

В конце 80-х годов институт Ленгипромез с участием авторов настоящей статьи в рамках проекта пересчета оптовых цен на железорудную продукцию разработал индивидуальные коэффициенты металлургической ценности в заданных пределах изменения цен по отношению к продукции среднего качества. Для того, чтобы применить предложенную методику, необходимо было иметь все технологические и экономические данные по агломерационному, доменному производству, размеру прибыли железорудной подотрасли и группе других показателей. В конечном счете, Ленгипромезом были определены цены в статике, в закреплении к определенной группе металлургических предприятий и не могли учесть динамику развития экспорта, изменения связей между горнодобывающими и металлургическими предприятиями и не были внедрены в экономическую практику. К тому же, работа продолжалась более двух лет. Последнее обстоятельство свидетельствует о неприемлемости подобных методов в современных условиях с постоянно изменяющимися экономическими ситуациями. В современных условиях оптимальное содержание железа должно определяться не только по металлургической ценности, но и с учетом спроса и предложения сырья на внутреннем и внешнем рынках.

**Постановка задачи.** Для достижения мирового уровня необходимо повышение содержания железа в товарной руде предприятий Украины на 1,5...2,5 %. Наиболее объективной является обязательная оценка потребительских свойств железных руд на основе металлургической ценности для

предприятий, входящих в один холдинг. Для других предприятий, при заключении контрактов в вопросах ценообразования наряду с металлургической ценностью, должны учитываться спрос и предложение на внутреннем и внешнем рынках сырья.

**Изложение материала и результаты.** В настоящее время цена 1 т кокса составляет 2,0...2,5 тыс. грн. Повышение содержания железа в окатышах и агломерате на 1 % способствует увеличению производительности доменных печей на 1,7...2,2 %, экономии 0,9...1,3 % кокса (4,8...7,0 кг/т чугуна) и выводу сырого известняка из доменной шихты (вывод известняка 10 кг/т чугуна равнозначно снижению расхода кокса на 0,5 % и повышению производительности на 0,5 %).

Основными направлениями повышения содержания железа в товарной руде предприятий Украины являются:

- дообогащение рядовых концентратов мокрой магнитной сепарации путем флотационной доводки или тонкого грохочения с получением концентратов, содержащих 68...69 % железа;

- снижение крупности измельчения руды за счет оптимизации производительности измельчительного оборудования;

- вовлечение в переработку легкообогатимых магнетитовых кварцитов, залегающих в полях действующих шахт, а также новых перспективных месторождений с получением концентратов, содержащих 68...69 % железа и выше;

- совершенствование экономических методов стимулирования повышения качества продукции.

Институтом «Кривбасспроект» разработана и используется в проектных работах усовершенствованная методика определения цен на железорудную продукцию и приплат за содержание железа на основе металлургической ценности.

Сущность предлагаемого метода состоит в достаточной точности и простоте: принимается один вид базовой железорудной продукции любого предприятия с минимумом показателей - цены 1 т продукции, полного химического состава; определяется полный химический состав продукции; производятся расчеты агломерационной шихты при условии получения полностью офлюсованного агломерата (или окатышей) из рудной шихты, состоящей из 100% оцениваемого вида сырья, и доменной плавки железорудной части шихты, состоящей из 100 % полностью офлюсованного агломерата (или окатышей); рассчитывается изменение сквозных затрат в аглодоменном производстве в расчете на величину отклонения содержания железа в оцениваемой продукции от базового; определяются цены и приплаты за содержание железа по каждому виду оцениваемой продукции.

### **Выводы и направление дальнейших исследований.**

1. Конкуренция на внутреннем и зарубежном рынках железорудного сырья обуславливает работу горнодобывающих предприятий по выпуску товарной продукции с улучшенными потребительскими свойствами.

2. Качество концентратов и агломерационных руд в динамике растет относительно невысокими темпами. Прирост качества товарной руды обеспечен в основном за счет внедрения процесса магнитно-флотационной доводки концентратов Ингулецкого ГОКа, повышения качества магнетитовых концентратов Центрального и Северного ГОКа.

4. Положительным является рост за десятилетие выпуска концентрата с содержанием железа 65% и выше с 3,7 до 41,3 млн. т, то есть в 11 раз и появление с 2003 г. концентратов с содержанием железа 67 % и выше (8,4 млн. т в 2010 г.).

5. Рекомендуются возобновить практику и исследования определения оптимального содержания железа в рудах по металлургической ценности с учетом спроса и предложения.

6. Предложены основные направления повышения содержания железа в товарной руде предприятий Украины.

#### *Список литературы*

1. Грицина А.Е., Драгун Б.Т., Самохина О.В. Застосування сучасних методів оцінки якості залізорудної продукції у техніко-економічних розрахунках. // Металург. і горноруд. пром-сть. –2008. № 7. –С. 19-22.

2. Анализ работы доменных цехов. Выпуск 30. Днепропетровск. –2009. –42 с.

УДК 622.72:622.341

В.А. АЗАРЯН, канд. техн. наук, доц.

Криворожский технический университет

### **РАЗРАБОТКА ФУНКЦИОНАЛЬНОЙ СХЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ В РУДОПОТОКАХ КАРЬЕРОВ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ.**

Рудопоток, управление качеством, содержание полезного компонента, система диспетчерского управления горно-транспортным оборудованием, оперативный контроль качества. В статье рассмотрена функциональная схема управления качеством в рудопотоках карьера, основанная на системе диспетчерского управления горно-транспортным оборудованием, объединенной с системой контроля качества (АРМ «Качество»). Применение данной схемы позволяет эффективно управлять качеством и формировать рудопотоки с заданными показателями.

Рудопоток, керування якістю, вміст корисного компоненту, система диспетчерського керування гірничо-транспортним обладнанням, оперативний контроль якості. В статті розглянута функціональна схема керування якістю в рудопотоках кар'єру, яка оснований на системі диспетчерського керування гірничо-транспортним обладнанням, поєднаної з системою контролю якості (АРМ «Якість»). Застосування даної схеми дозволяє ефективно керувати якістю та формувати рудопотоки з завданнями показниками.

Основной задачей системы управления качеством является формирование рудопотоков с заданными показателями содержания полезного компо-

нента. Качество руды в недрах преобразуется в качество добытой руды в процессе объединения в соответствующих пропорциях сырья, поступающего из различных забоев в единый рудопоток, направляемый потребителям на последующий этап - обогатительное производство.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Известно, что величина содержания полезного компонента в исходной руде непостоянна, она является объектом контроля и воздействия при управлении качеством в рудопотоках карьеров. Чем эффективнее работает система управления качеством, тем меньше будет величина колебаний содержания полезного компонента  $\alpha$  в исходной руде и, соответственно, меньше разница между  $\gamma_p$  и  $\gamma_{\text{факт}}$ . Чем достовернее информация о колебаниях  $\alpha$ , тем эффективнее работа самой системы. При этом критерием эффективности работы системы является минимизация показателя отклонения фактического содержания полезного компонента в рудопотоке от расчетной величины. Чем меньше колебания, тем оптимальнее режимы работы обогатительного производства.

**Анализ публикаций.** Для выполнения данной технологической задачи могут быть использованы существующие автоматизированные системы диспетчерского управления горно-транспортным оборудованием (АСДУ ГТО), предназначенные для управления комплексом горного оборудования в карьерах. Примером системы диспетчеризации, разработанной на основе технологии GPS, является автоматизированная система диспетчерского управления горно-транспортным оборудованием, разработанная «ВИСТ Групп» (Россия) [1]. Данная система состоит из диспетчерского центра, объединяющего радионавигационный комплекс (РНК) и информационно-вычислительный комплекс (ИБК). Радионавигационный комплекс служит для приема-передачи информации с различных точек, а информационно-вычислительный обрабатывает данную информацию и через РНК осуществляет корректировку сменных заданий по добычным забоям. При этом данная система не обладает средствами оперативного контроля качества.

Поскольку задача оперативного управления рудопотоками относится к классу задач оперативного управления, то все методики, применимые к данному классу задач - применимы и к ней. В общем случае задача управления может состоять из следующих этапов:

1. Получение информации о динамике ситуации.
2. Прогноз развития ситуации.
3. Выработка управляющих решений.
4. Имитация воздействия выработанных решений на объект управления методами не участвующими в выработке решений.
5. Принятие решения.
6. Передача решения на объект управления [2].

**Постановка задачи.** Одной из задач данной системы декларируют формирование потока полезного ископаемого с заданными качественными характеристиками. Однако, на практике, решение данной задачи сводится либо к прогнозно-имитационному управлению, либо к принятию решений на

основании данных химанализа, запаздывающих как минимум на два-три часа, т. к. средства оперативного контроля качества на различных этапах производства либо отсутствуют, либо не используются как единое целое системы управления качеством. В связи с этим корректировка сменного задания производится только при выходе из строя какого-либо оборудования, при этом колебания качества в забоях и фактическая величина с.п.к. в сформированном рудопотоке не учитывается.

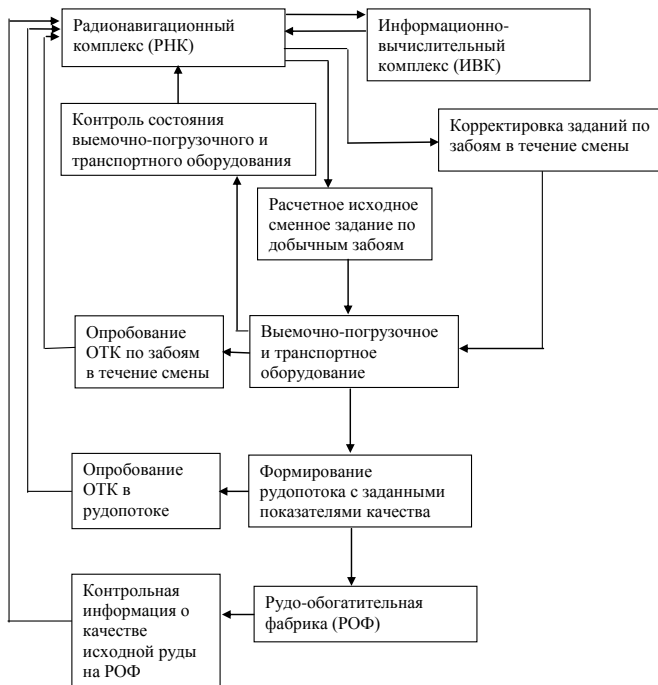


Рис. 1. Функциональная схема управления качеством в рудопотоках карьера

Именно поэтому важной задачей является разработка функциональной схемы управления качеством в рудопотоках карьеров, позволяющей контролировать изменения содержания в забоях и потоке, анализировать величину отклонения от расчетного значения и, при необходимости, осуществлять корректировку задания для каждого из забоев.

**Изложение материала и результаты.** Объединение АСДУ ГТО с автоматизированным рабочим местом (АРМ) «Качество» карьера дает возможность получить принципиально новую систему управления качеством в рудопотоках карьеров. Функциональная схема построена на принципе применения усреднения как способа управления качественными показателями рудопотока (рис. 1). Основной задачей при этом является получение оперативной и достоверной информации о содержании полезного компонента как в забоях, так и в сформированном рудопотоке и передача ее на центральный

сервер для анализа и корректировки сменного задания по забоям в случае отклонения фактических значений показателей качества от расчетных.

Опробование в забоях осуществляется переносными устройствами контроля качества, массив фактических данных о качестве передается на РНК, обрабатывается ИВК и как управляющее воздействие передается в виде команды на экскаваторы и автосамосвалы.

Опробование в потоке может осуществляться в непрерывном режиме, но крупность руды не позволяет получить достоверную величину точности измерения с.п.к. Поэтому наиболее эффективным способом контроля является использование уже подготовленных к химанализу проб (измельченных и высушенных) для экспрессного определения с.п.к. при помощи устройств ДЖМ-4 (магнитное железо) или ПАП-1 (общее железо) с последующей схемой передачи данных, аналогичной при опробовании в забоях.

Контрольной является информация о диапазоне отклонения содержания полезного компонента  $\alpha$  в исходной руде рудо-обоганительной фабрики (РОФ), которая также учитывается при расчетах и корректировке сменного задания по забоям.

При объединении АСДУ ГТО с АРМ «Качество» и прямой передаче данных на сервер системы операции по прогнозированию и имитационному моделированию не требуются, т.к. они применяются как косвенные методы, а в данном случае информация о содержаниях в забоях достоверна и своевременна. В случае выхода изменения содержания полезного компонента за расчетные показатели центральный сервер ИВК производит перерасчет производительности забоев с целью возврата величины колебаний качества до нормативных величин.

**Выводы.** Предложенная функциональная схема управления качеством в рудопотоках карьеров является концепцией объединения системы оперативного контроля качества в карьере и автоматизированной системы диспетчерского управления горно-транспортным оборудованием, позволяющей контролировать изменения содержания в забоях и рудопотоке, анализировать величину отклонения от расчетного значения и, при необходимости, осуществлять корректировку задания для каждого из забоев с целью повышения эффективности управления качеством в карьере.

#### *Список литературы*

1. **Владимиров Д.Я., Клебанов А.Ф., Перепелицын А.И.** Система диспетчеризации "КАРЬЕР": от мониторинга большегрузных автосамосвалов к управлению горно-транспортным комплексом и оптимизации горных работ в карьере. "Горная промышленность" №4 - 2004
2. Способ управления погрузочно-транспортными средствами на карьерах при селективной выемке руд и система автоматизированного управления качеством рудопотока на основе экскаваторно-автомобильного комплекса Номер публикации патента: 2100844. Вид документа: С1 Страна публикации: RU. Имя заявителя: Закрытое акционерное общество "Интегра".

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ИЗМЕНЕНИЯ ПРОСТРАНСТВЕННОГО РАСПОЛОЖЕНИЯ РУДНОГО МАТЕРИАЛА В МАГНИТНОМ ПОЛЕ НАКЛАДНОГО ИНДУКТИВНОГО ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЯ НА ТОЧНОСТЬ НЕПРЕРЫВНОГО КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА МАГНЕТИТОВЫХ РУД

В статье рассмотрен фактор, снижающий точность непрерывного контроля качества железорудного сырья в конвейерном потоке: влияние изменения пространственного расположения рудного материала (формы, смещения и расстояния от рудного потока до датчика) на выходной сигнал датчика магнитной восприимчивости. Рассмотрена конструкция предложенного накладного индуктивного преобразователя в виде катушки-рамки. Описаны теоретические и экспериментальные исследования по оптимизации параметров преобразователя. В результате определены оптимальные форма, размеры преобразователя и расстояние до рудного потока, при которых достигается необходимая степень однородности создаваемого им магнитного поля в зоне измерения и минимизируется погрешность измерения содержания железа магнетитового, обусловленная рассматриваемым фактором.

У ддстатті розглянутий фактор, що знижує точність безперервного контролю якості залізорудної сировини в конвеєрному потоці: вплив зміни просторового розташування рудного матеріалу (форми, зсуви й відстані від рудного потоку до датчика) на вихідний сигнал датчика магнітної сприйнятливості. Розглянуто конструкцію запропонованого накладного індуктивного перетворювача у вигляді котушки-рамки. Описано теоретичні й експериментальні дослідження з оптимізації параметрів перетворювача. У результаті визначені оптимальні форма, розміри перетворювача й відстань до рудного потоку, при яких досягається необхідний ступінь однорідності створеного ним магнітного поля в зоні виміру й мінімізується погрішність виміру вмісту заліза магнетитового, обумовленим розглянутим фактором.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Для управления технологическим процессом обогащения магнетитовых руд в условиях рудообогатительной фабрики необходима непрерывная, оперативная и достоверная информация о содержании железа магнетитового ( $Fe_{\text{магн.}}$ ) в потоке исходной руды, поступающей в переработку. Получить требуемую информацию можно с помощью информационно-измерительных систем (ИИС), принцип работы которых основан *магнитометрическом способе контроля*, суть которого состоит в зависимости магнитных свойств рудного материала от содержания в нем магнетита.

Однако точность магнитометрического способа при использовании его для непрерывного контроля уступает точности химического анализа и зачастую оказывается недостаточной из-за наличия ряда *мешающих факторов*.

В частности, в ходе исследований стабильности работы ИИС непрерывного контроля содержания железа магнетитового в рудном потоке на конвейере (ДЖМ-К), которые проведены в условиях рудообогатительных фабрик



ГОКа ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог», выяснилось, что *форма, смещение рудного потока* относительно оси конвейера, а также *расстояние* от датчика до конвейерной ленты (до рудного материала) – не постоянны.

Причина состоит в том, что на конвейер, *питающий* мельницу, руда поступает не с одного, а с нескольких (от двух до четырех) *сборных* конвейеров, при переключении которых могут значительно изменяться форма и смещение рудного материала в точке контроля (на питающем конвейере). Негативно сказывается также поперечный уход ленты от оси конвейера. Так, при номинальной производительности ширина потока может колебаться в диапазоне 200–400 мм (за счет изменения его формы), а смещение потока от оси достигает  $\pm 100$  мм.

При смещении потока от оси конвейера из-за кривизны профиля ленты изменяется также расстояние от рудного материала до датчика магнитной восприимчивости (индуктивного преобразователя), установленного под лентой. Расстояние может также изменяться и при изменении погонной нагрузки за счет изменения провисания ленты в пределах нескольких миллиметров.

Все перечисленные выше факторы можно рассматривать как один: *изменение пространственного расположения рудного материала в магнитном поле индуктивного преобразователя*. Данный фактор влияет на чувствительность индуктивного преобразователя, и соответственно, на величину его выходного сигнала, что снижает точность контроля содержания магнетита в горной массе. Так, промышленные испытания одной из первых модификаций установки ДЖМ-К с накладным индуктивным преобразователем в виде круговой катушки малого диаметра (150 мм), установленной под лентой на оси конвейера, дали неудовлетворительные результаты. При уходе потока в сторону абсолютная погрешность показаний составляла 5 % абс.ед. и более при содержании железа магнетитового около 25 %.

Анализ показал, что *причиной того, что выходной сигнал индуктивного преобразователя зависит от пространственного расположения исследуемого ферромагнитного материала, является неоднородность магнитного поля преобразователя в зоне измерения*. На рис. 1 показана картина магнитного поля кругового витка диаметром 150 мм с током 1А, полученная с помощью программы расчета магнитных полей FEMM 4.2 (автор David Meeker).

Видно, что наибольшая напряженность наблюдается вблизи проводника, но поле очень неоднородно. В центре витка находится зона наиболее однородного поля. На оси на некотором расстоянии от витка также можно выделить небольшую зону, в которой модуль напряженности изменяется незначительно, однако абсолютное значение напряженности – в несколько раз ниже, чем в центре.

**Анализ публикаций. Существующие способы исключения влияния расположения рудного материала.** Наилучший результат обеспечивает формирование *однородного* магнитного поля в зоне измерения, например с помощью колец Гельмгольца [1]. При этом любое изменение пространственного расположения рудного материала относительно датчика (в пределах

зоны однородности магнитного поля) практически не влияет на величину его выходного сигнала.

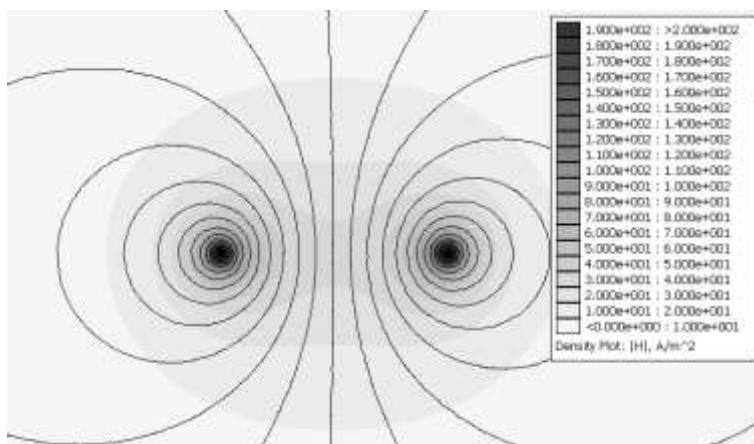


Рис. 1. Моделирование картины магнитного поля кругового витка с током с помощью программы FEMM 4.2

Автором разработан способ измерения и устройство (датчик железа магнитного **ДЖМ-4**) [2], основанные на автоматическом последовательном измерении магнитной восприимчивости пробы дробленого рудного материала в однородном магнитном поле, в трех взаимно перпендикулярных направлениях. В устройстве установлена система трех индуктивных преобразователей, каждый из которых выполнен в виде пары колец Гельмгольца, как показано на рис. 2. При диаметре колец 180 мм и расстоянии между ними 90 мм в датчике получен объем однородного магнитного поля 70x70x70 мм. Неравномерность чувствительности преобразователя в пределах всего измерительного объема составляет около 2 %. Погрешность измерения массовой доли магнетита горной массы крупностью -20мм уменьшена в 6 раз по сравнению с устройством предыдущей модификации **ДЖМ-3**, в котором в качестве индуктивного преобразователя использован обычный соленоид.

Однако описанный индуктивный преобразователь выполнен в виде датчика *проходного типа* (проба рудного материала помещается внутри преобразователя), из-за чего использовать его на конвейере затруднительно.

Для исключения влияния расстояния от датчика до рудного потока можно ввести коррекцию выходного сигнала по измеренному расстоянию, либо использовать несколько индуктивных преобразователей с дальнейшей математической обработкой их сигналов с целью получения комплексного сигнала, не зависящего от расстояния.

Например, автором разработан способ измерения и переносной накладной датчик железа магнитного **ДЖМ-П** [3], в котором в одной плоскости установлены две соосные круговые катушки различного диаметра (см. рис. 3). Выходные сигналы, снимаемые с катушек, зависят как от магнитной воспри-

имчивости, так и от расстояния. Но характер их зависимостей от расстояния – различный, что позволяет по соотношению сигналов определить расстояние, а затем по нему скорректировать сигнал одной из катушек. В результате скорректированный сигнал зависит только от магнитной восприимчивости материала и не зависит от расстояния до него. При диаметре катушек 200 мм и 100 мм в пределах расстояния от 0 до 80 мм получены практически постоянные показания содержания магнетита [3].



Рис. 2. Трехмерная система колец Гельмгольца устройства ДЖМ-4 для измерения магнитной восприимчивости рудного материала в однородном магнитном поле в трех направлениях

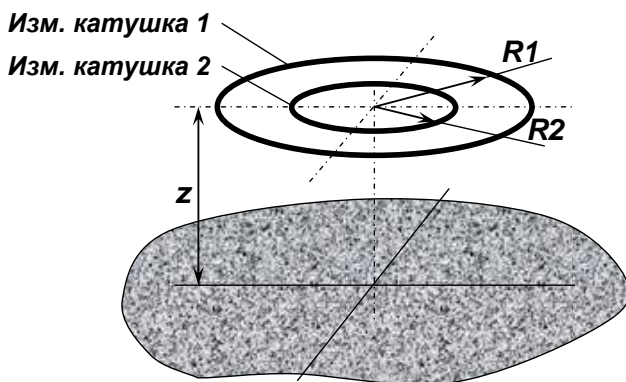


Рис. 3. Устройство датчика железа магнитного ДЖМ-П, в котором исключена зависимость показаний от расстояния до материала

Недостатком указанных способов учета применительно к установке на конвейере в условиях рудообогатительной фабрики является сложность в настройке, т.к. необходимо производить две градуировки: первую – при изменении расстояния и постоянном содержании магнетита (отстройка от расстояния), вторую – при различных содержаниях магнетита.

Кроме того, даже если влияние расстояния можно учесть, то остается проблема с горизонтальным смещением и изменением формы рудопотока.

**Постановка задачи.** Разработать индуктивный преобразователь для установки под конвейерной лентой. Исследовать фактор влияния изменения пространственного расположения рудного потока. Оптимизировать параметры преобразователя с целью минимизировать влияние указанного фактора.

**Изложение материала и результаты.** С учетом разработанных ранее конструкций, а также исходя из условий в месте установки магнитного датчика, автором предложен *накладной индуктивный преобразователь в виде прямоугольной катушки – рамки с током*. Преобразователь устанавливается неподвижно под конвейерной лентой на определенном расстоянии до нее, как показано на рис. 4. Ширина рамки примерно в два раза больше средней ширины рудного потока, что позволяет рассматривать рамку как два длинных параллельных проводника с противоположно направленным током. В этом случае напряженность магнитного поля вдоль проводников в пределах рудного потока одинакова, что позволяет анализировать *равномерно весь поток по ширине*. Преобразователь работает в режиме «без насыщения», при этом величина выходного сигнала прямо пропорциональна как магнитной восприимчивости (содержанию магнетита), так и количеству (массе) рудного материала на ленте.

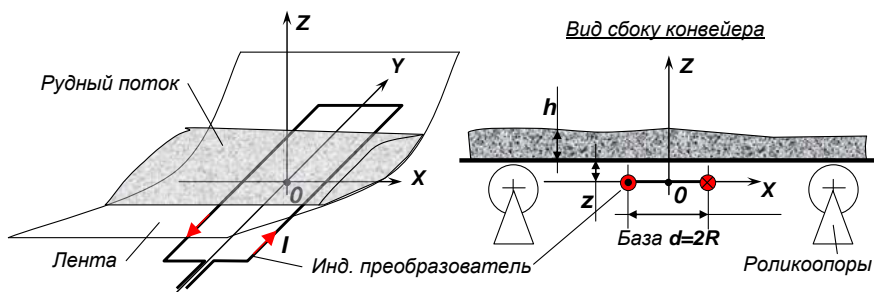


Рис. 4. Конструкция предложенного накладного индуктивного преобразователя

Ниже приведены теоретические и экспериментальные исследования, цель которых следующая. Путем выбора оптимальных параметров преобразователя (форма, размеры, расстояние до рудного потока) уменьшить неоднородность магнитного поля в зоне прохождения рудного потока и, тем самым, снизить погрешность, обусловленную изменением расположения рудного материала; при этом сохранить достаточную чувствительность индуктивного преобразователя.

При оптимизации учитывались следующие условия:

- Номинальная производительность конвейера: 100 т/ч.
- Скорость конвейера: 1,3 м/с.
- Длительность цикла измерения: 1–3 с.
- Ширина рудного потока: 300 мм.
- Максимально допустимое смещение потока от оси конвейера:  $\pm 50$  мм.
- Толщина рудного потока: 50 мм.
- Крупность рудного материала: -20 мм.
- Толщина конвейерной ленты: 15–20 мм.
- Максимальное отклонение расстояния от датчика до ленты, связанное с изменением провисания ленты между роликовыми опорами:  $\pm 2$  мм.
- Расстояние между роликоопорами вдоль оси конвейера, определяющее свободное пространство для установки датчика: 600 мм.

Введем следующие обозначения. Начало координат совместим с центром катушки. Ось  $X$  направим вдоль оси конвейера, по ней отсчитывается длина преобразователя  $d=2R$ , которую назовем *базовым расстоянием* между поперечными проводниками, или просто *базой*. Ось  $Y$  – по ширине конвейера, по ней отсчитывается ширина преобразователя и ширина рудопотока. Ось  $Z$  – вертикально, по ней отсчитывается расстояние от преобразователя до потока, которое обозначим  $z$ , и толщина потока –  $h$ .

Представим индуктивный преобразователь в виде бесконечных параллельных проводников с противоположно направленным током. На основе закона Био-Савара-Лапласа и принципа суперпозиции магнитных полей получена следующая формула для расчета модуля напряженности магнитного поля в произвольной точке зоны измерения:

$$H = \frac{IR}{\pi \sqrt{((R-x)^2 + z^2)((R+x)^2 + z^2)}}, \quad (1)$$

где  $I$  – сила тока, А;  $R=d/2$  – половина базы, м;  $x, z$  – координаты точки, в которой рассчитывается напряженность ( $x$  – смещение от центральной линии,  $z$  – расстояние до плоскости витка), м.

Расчет напряженности магнитного поля в плоскостях, отстоящих на различном расстоянии от плоскости витка, дал результаты, приведенные на рис. 5. Принято, что вдоль оси  $Y$  в пределах ширины рудопотока напряженность постоянна.

Из графиков видно, на малом расстоянии ( $z < 20$  мм) наблюдается большая неоднородность поля вблизи проводников: напряженность поля над проводниками ( $x = \pm 100$  мм) в два раза и более превышает напряженность над центральной линией преобразователя ( $x = 0$ ). На среднем расстоянии (50–100 мм), значения напряженности над проводниками и в центре приблизительно выравниваются. С увеличением расстояния напряженность в центре превышает напряженность на краях преобразователя, и в среднем напряженность снижается. Очевидно, что с точки зрения уменьшения неравномерности магнитного

поля по направлению движения потока (т.е. вдоль оси  $X$ ) при его толщине  $h=50$  мм оптимальным расстоянием до потока является  $z=50$  мм. При этом рудный материал расположен в диапазоне расстояний  $z=(50-100)$  мм, где поле наиболее однородно. Однако равномерность поля по направлению движения потока не настолько важна, как по ширине и высоте, поскольку за счет движения рудного материала преобразователь производит *усредненное измерение* достаточно большого отрезка потока по сравнению с длиной самого преобразователя. Так, за время измерения несколько секунд проходит отрезок рудопотока не менее нескольких метров, что намного больше базы преобразователя, составляющей около 200 мм.

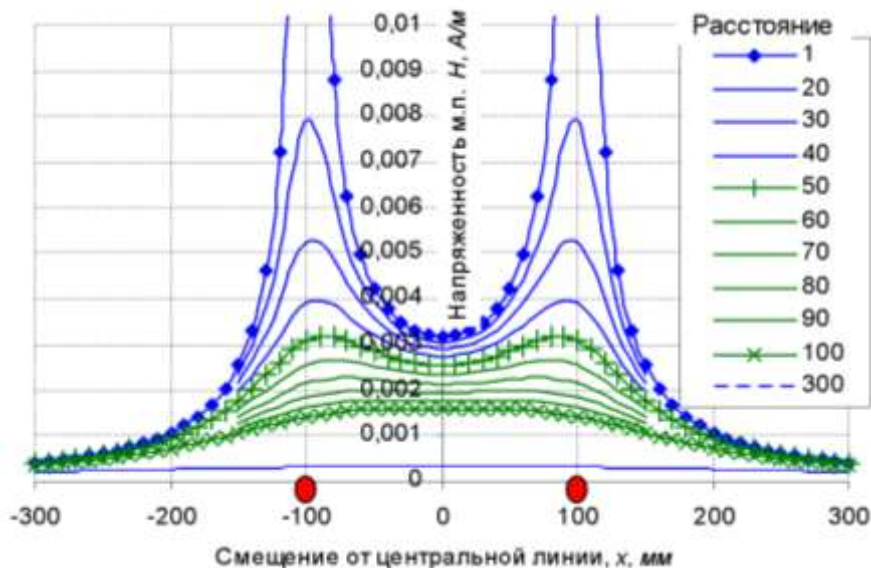


Рис. 5. Распределение модуля напряженности магнитного поля над индуктивным преобразователем.  $H=f(x,z)$ . База  $d=2R=200$  мм, ток 1 А

**Выбор оптимальной базы преобразователя.** Используя полученную зависимость  $H=f(x,z)$ , определим оптимальное базовое расстояние. На рис. 6 показано распределение напряженности магнитного поля на фиксированном расстоянии  $z=70$  мм для трех различных баз преобразователя:  $d=100$ , 200 и 400 мм. Критериями выбора оптимальной базы являются максимальная чувствительность в месте установки датчика и минимальная – по краям на расстоянии  $x=\pm 300$  мм, где находятся массивные вращающиеся роlikоопоры, которые могут оказывать значительное влияние на индуктивность катушки, вызывая дополнительную погрешность измерения магнитной восприимчивости горной массы.

Из графиков видно, что при большой базе ( $d=400$  мм, кривая 1) магнитное поле распространяется достаточно широко, и чувствительность в зоне расположения роlikоопор ( $x=\pm 300$  мм) сравнима с чувствительностью над

преобразователем. При малой базе (100 мм, кривая 3) – снижена общая чувствительность преобразователя. Оптимальной в данных условиях является величина базового расстояния (200 мм, кривая 2), при которой достигается достаточная чувствительность в центре, и вместе с тем, в области роlikоопор чувствительность снижена почти на порядок.

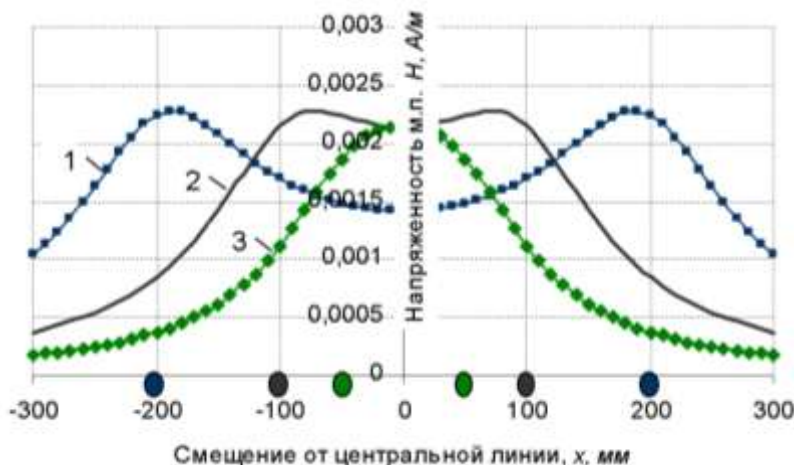


Рис. 6. Выбор оптимальной базы индуктивного преобразователя. 1 - 400мм, 2 - 200мм, 3 - 100мм

**Выбор оптимального расстояния до рудного потока.** Рассмотрим данную задачу с точки зрения минимизации неоднородности магнитного поля в рудном потоке и уменьшения влияния факторов формы потока и насыпной плотности материала. Проанализируем неравномерность магнитного поля преобразователя в пределах толщины рудного потока, для этого представим движущийся поток разделенным на горизонтальные слои.

Среднее интегральное значение модуля напряженности магнитного поля в слое, отстоящем на расстоянии  $z$ , на некотором отрезке  $(x_1, x_2)$  рудного потока определим по формуле:

$$H_{\text{инт. сл.}} = \frac{1}{x_2 - x_1} \int_{x_1}^{x_2} H(R, x, z) dx, \quad (2)$$

где  $H(R, x, z)$  – функция модуля напряженности магнитного поля в произвольной точке над индуктивным преобразователем, определяемая формулой (1).

Произведем численное интегрирование данного выражения методом трапеций для различных расстояний  $z$ . При этом установим базу  $d=2R=200$  мм, силу тока  $I=1$  А и интервал интегрирования  $x=(-300;300)$  мм – отрезок рудопотока, где сосредоточено почти все магнитное поле преобразователя. Результаты расчета интегральной напряженности магнитного поля приведены на рис. 7 (кривая 3). Для сопоставления на этом же рисунке построены зави-

симости напряженности над проводником (кривая 1) и над центром преобразователя (кривая 2).

Из рисунка видно, что в центре преобразователя зависимость напряженности от расстояния практически отсутствует (кривая 2 при  $z \approx 0$ ). Но вблизи проводника – поле очень неоднородно (кривая 1 при  $z \approx 0$ ). Поэтому и интегральное значение напряженности магнитного поля (кривая 3) очень сильно зависит от расстояния при малых  $z$ .

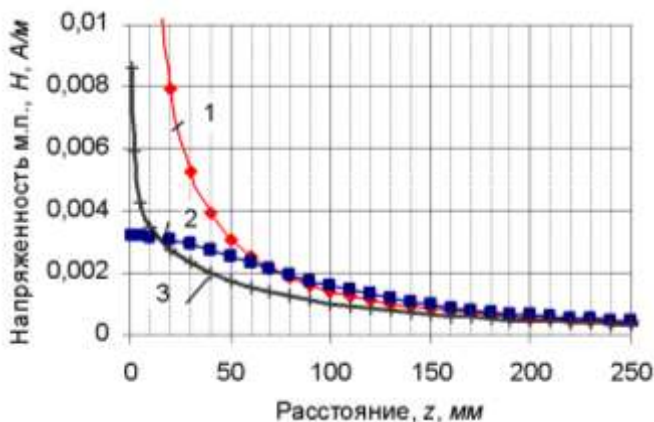


Рис. 7. Зависимость напряженности м.п. от расстояния до индуктивного преобразователя. 1 – над проводником, 2 – над центральной линией, 3 – интегральное значение в слое потока

Очевидно, что при прохождении анализируемого потока над преобразователем в нижних слоях напряженность поля (а значит и чувствительность) в среднем будет больше, чем в верхних. Поэтому измеренное значение магнитной восприимчивости – также характеризует магнитные свойства всего потока не равномерно, что нежелательно, т.к. приводит к снижению точности контроля при изменениях формы рудного потока и насыпной плотности материала. Цель оптимизации расстояния – уменьшение неравномерности магнитного поля в пределах толщины рудного потока  $h$ .

Для оценки введем коэффициент неравномерности магнитного поля рудном потоке, равный отношению средних интегральных напряженностей в нижнем (находящемся на расстоянии  $z$ ) и верхнем ( $z+h$ ) слоях рудного потока:

$$k_n = \frac{H_{\text{итт.сл.}}(z)}{H_{\text{итт.сл.}}(z+h)}. \quad (3)$$

Зависимость  $k_n = f(z)$  для рудного потока толщиной  $h=50$  мм приведены на рис. 8, где видно что с увеличением расстояния  $k_n$  убывает сначала быстро ( $z$  до 20-30 мм), а затем незначительно. По графику можно сделать вывод, что размещать преобразователь следует на расстоянии не менее 20-30 мм до рудопотока.



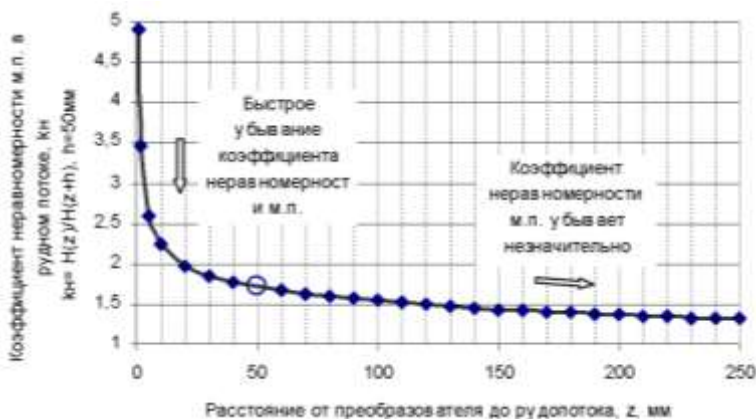


Рис. 8. Зависимость коэффициента неравномерности м.п. от расстояния до индуктивного преобразователя

Для уменьшения неоднородности магнитного поля в рудном потоке следует увеличивать расстояние. Однако с увеличением расстояния снижается чувствительность индуктивного преобразователя, что при заданных разрешающей способности и аппаратурной погрешности вторичного прибора приводит к снижению точности контроля магнитной горной массы. Следовательно, для выбора оптимального расстояния коэффициент неравномерности необходимо сопоставить с *интегральной чувствительностью* преобразователя – при различном расстоянии до рудопотока.

Ранее автором экспериментально установлено, что чувствительность индуктивного преобразователя (и соответственно величина его выходного сигнала) при помещении куска ферромагнитного материала в некоторую точку прямо пропорционально зависит от относительной величины модуля напряженности магнитного поля в этой точке. Поэтому в качестве оценки интегральной чувствительности можно взять *среднюю интегральную напряженность магнитного поля в потоке*, величину которой рассчитаем как среднее интегральное значение средних напряженностей во всех слоях по всей толщине потока:

$$H_{\text{инт.пот.}} = \frac{1}{h} \int_z^{z+h} H_{\text{инт.сл.}}(z) dz, \quad (4)$$

где  $z, z+h$  – расстояния до нижнего и верхнего слоев рудопотока, соответственно. Задавая при расчете различное расстояние до рудопотока, получим ряд значений интегральной напряженности  $H_{\text{инт.пот.}} = f(z)$ . По результатам расчетов построена зависимость коэффициента неравномерности и интегральной напряженности в потоке (интегральной чувствительности) от расстояния, приведенная на рис. 9.

Из графика видно, что кривая имеет точку перегиба. Сначала при увеличении расстояния до 10 мм (до точки перегиба) – в большей степени происходит снижение коэффициента неравномерности магнитного поля. Затем в основном снижаются напряженность и чувствительность преобразователя. Учитывая, что полученная кривая имеет точку перегиба, рационально выбрать рабочее расстояние за точкой перегиба, т. е. начиная с 20 мм, что позволит значительно снизить коэффициент неравномерности и в то же время сохранить достаточно высокую чувствительность.

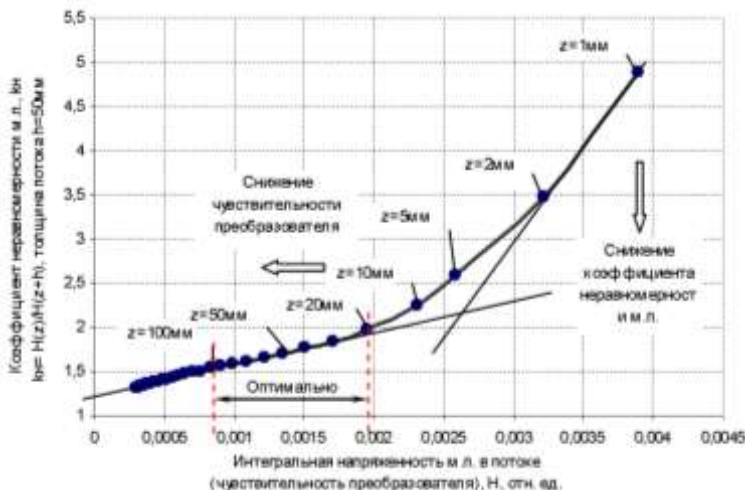


Рис. 9. Выбор оптимального расстояния до рудного потока исходя из коэфф. неравномерности м.п. и чувствительности преобразователя

Определим теперь оптимальное расстояние до рудного потока с точки зрения минимизации относительной погрешности показаний индуктивного преобразователя, обусловленной колебанием расстояния  $\Delta z$ , что позволяет уменьшить влияние нестабильности натяжения и изменения стрелы провисания конвейерной ленты. Относительную погрешность определим как *относительное изменение интегральной напряженности магнитного поля в потоке на единицу изменения расстояния  $\Delta z$* :

$$\gamma = \frac{\Delta H_{\text{инт.пот.}}}{H_{\text{инт.пот.}}} \bigg/ \Delta z = \frac{H_{\text{инт.пот.}}(z + \Delta z) - H_{\text{инт.пот.}}(z)}{H_{\text{инт.пот.}}(z)} \bigg/ \Delta z, \quad (5)$$

Для вычисления интегральной напряженности используем полученную ранее зависимость  $H_{\text{инт.пот.}} = f(z)$ , график которой приведен на рис. 7. Результаты расчета приведены на рис. 10, откуда видно, что с увеличением расстояния погрешность уменьшается, причем сначала ( $z < 20\text{ мм}$ ) быстро, затем незначительно.

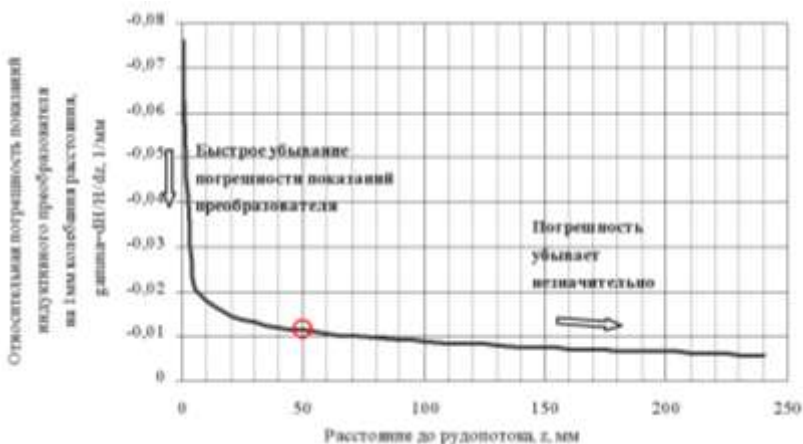


Рис. 10. Выбор оптимального расстояния до рудного потока исходя из допустимой погрешности, обусловленной колебанием расстояния

Из графика можно определить, что на расстоянии до рудопотока 50 мм относительная погрешность измерения составит 0,0112 на каждый 1 мм вертикального колебания конвейерной ленты, что при содержании магнетита 30 % составит  $\pm 0,34$  % абсолютных единиц. Соответственно, при нормированном колебании ленты не более  $\pm 2$  мм – теоретически абсолютная погрешность показаний содержания магнетита составит не более  $\pm 0,68$  % абс. ед., что допускается ДСТУ 3203-95 [4] ( $\pm 0,7$  % абс. ед. для диапазона 15–30 %).

Сопоставим рассматриваемую относительную погрешность измерения с интегральной чувствительностью преобразователя – при различном расстоянии до рудопотока. На рис. 11 показаны три кривых, построенных для преобразователей с различной базой, откуда видно, что зависимости носят одинаковый характер и имеют точку перегиба. При увеличении расстояния до 10 мм в большей степени происходит снижение погрешности, затем – в основном снижается чувствительность преобразователя.

Задав максимально допустимый уровень относительной погрешности преобразователя – не более 0,0112 мм<sup>-1</sup> (верхний уровень, который допускается ДСТУ, как было показано выше) и минимально допустимый уровень чувствительности  $H \approx 0,0008$  (соответствующий расстоянию 100 мм при базе 200 мм) – получим область допустимых значений погрешности и чувствительности (заштрихована на графике).

Из графика определяем: кривая 2 (база 200 мм) пересекает данную область в диапазоне расстояний 50–100 мм. Для базы 400 мм диапазон, обеспечивающий аналогичные точность и чувствительность будет шире: (25–150) мм. Кривая 1 (база 100 мм) вообще не имеет пересечения с данной областью: при малой базе требуемые точность и чувствительность не могут быть достигнуты одновременно из-за большой неравномерности магнитного поля и малой чувствительности, что подтверждает правильность выбора оптимального расстояния до рудного потока.

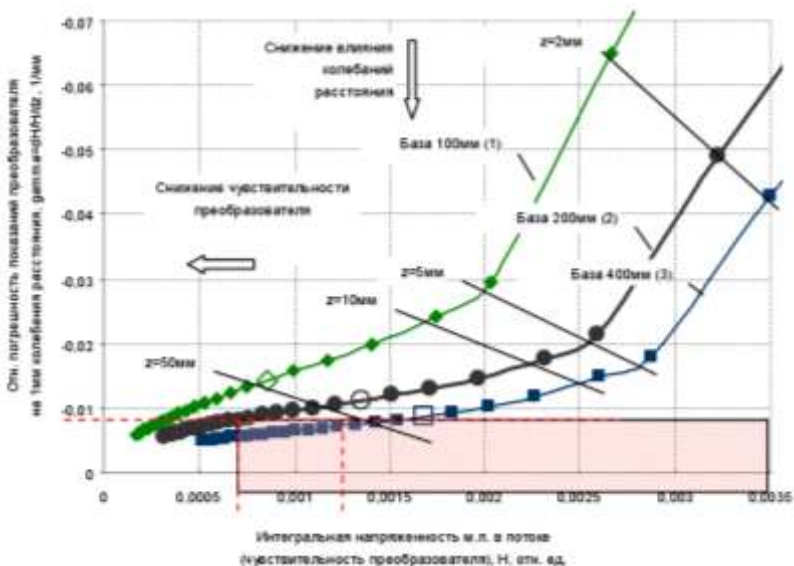


Рис. 11. Выбор опт. расстояния до рудного потока исходя из допустимой погрешности (при колеб. расстояния) и чувствительности преобразователя

**Экспериментальная проверка результатов оптимизации расстояния до рудного потока.** Экспериментальные исследования проведены в лабораторных условиях с использованием рабочего датчика магнитной восприимчивости (база 200 мм, ширина 600 мм) и макета рудного потока (ширина 300 мм, толщина 50 мм, содержание магнетита 25 %, крупность материала -20 мм). Внешний вид лабораторной установки показан на рис. 12.



Рис. 12. Физическая модель «датчик–рудопоток» для исследования влияния расстояния до потока и смещения потока

Экспериментально получена зависимость величины выходного сигнала преобразователя от расстояния до рудопотока (рис. 13). По характеру полученная зависимость совпала с зависимостью (на рис. 8), полученной теоретически.

При аппроксимации получено следующее аналитическое выражение:

$$SX = 49634(1/z)^4 - 4371.5(1/z)^3 + 127.2(1/z)^2 - 0.3628(1/z).$$

Коэффициент детерминации  $R^2$  составил 0.9994.

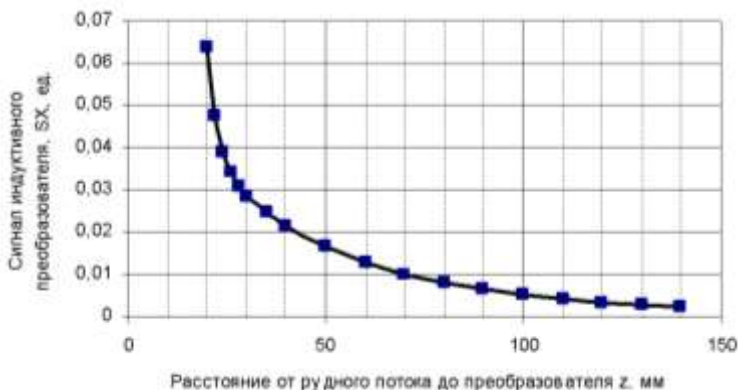


Рис. 13. Экспериментально полученная зависимость выходного сигнала инд. преобразователя от расстояния до рудопотока:  $SX=f(z)$

Используя полученное аналитическое выражение, по формуле (5) рассчитана относительная погрешность преобразователя на 1 мм изменения расстояния и сопоставлена с чувствительностью преобразователя при различных расстояниях до рудопотока (рис. 14).

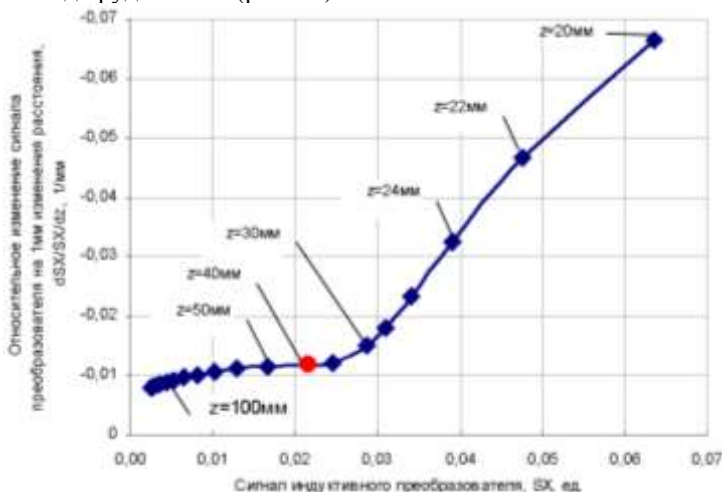


Рис. 14. Сопоставление экспериментально полученных относительной погрешности (на 1 мм изменения расстояния) и чувствительности преобразователя – при различном расстоянии до рудопотока

Видно, что характеры экспериментальной и теоретической зависимостей (рис. 14 и рис. 11 соответственно) также одинаковы. Из графика аналогично (за точкой перегиба) выбрано оптимальное расстояние до рудопотока, составляющее около 40 мм. При данном расстоянии колебание зазора в пределах  $\pm 2$  мм вызывает относительную погрешность преобразователя  $0,011 \cdot 2 = 0,022$ , что при содержании магнетита 30 % составляет абсолютно  $\pm 0,66$  %.

**Выбор формы индуктивного преобразователя.** Для исключения влияния случайного смещения рудного потока от оси конвейера необходимо обеспечить одинаковую чувствительность преобразователя по ширине конвейера в зоне измерения.

Автором предложено следующее решение (см. рис. 15) [5]. Форма преобразователя изменена с плоской на вогнутую (параболическую, повторяющую поперечный профиль конвейерной ленты). За счет этого обеспечивается равномерность расстояния до рудного материала и, соответственно, чувствительности – по всей ширине рудного потока. Ширина преобразователя выбрана в два раза больше ширины потока, что позволило практически исключить снижение напряженности магнитного поля (т.н. «краевой эффект») при смещении материала от оси конвейера.

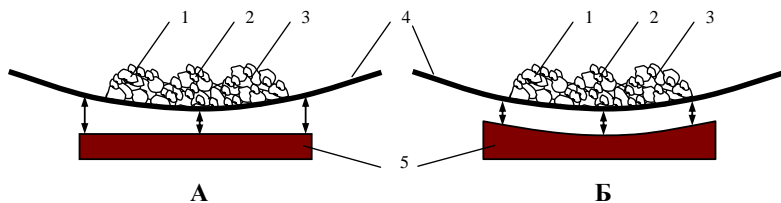


Рис. 15. Выбор формы индуктивного преобразователя для исключения влияния случайного смещения потока руды от оси конвейера. А – плоская форма; Б – параболическая форма; 1, 2, 3 – возможные положения потока руды на конвейерной ленте; 4 – конвейерная лента; 5 – преобразователь

В реальных условиях на конвейере исследованы зависимости величины полезного сигнала от смещения рудного потока – для плоского и вогнутого датчиков (см. рис. 16).

Очевидно, применение датчика предложенной конфигурации позволяет значительно снизить влияние смещения рудопотока. Так, при максимально допустимом смещении  $\pm 50$  мм относительное изменение величины полезного сигнала составляет  $-0,008$ , что при содержании магнетита 30 % составляет  $-0,24$  % абсолютных единиц, что почти в 3 раза меньше нормы, допускаемой ДСТУ 3203-95 [4]. По сравнению с обычным плоским датчиком погрешность снижена примерно в 6 раз.

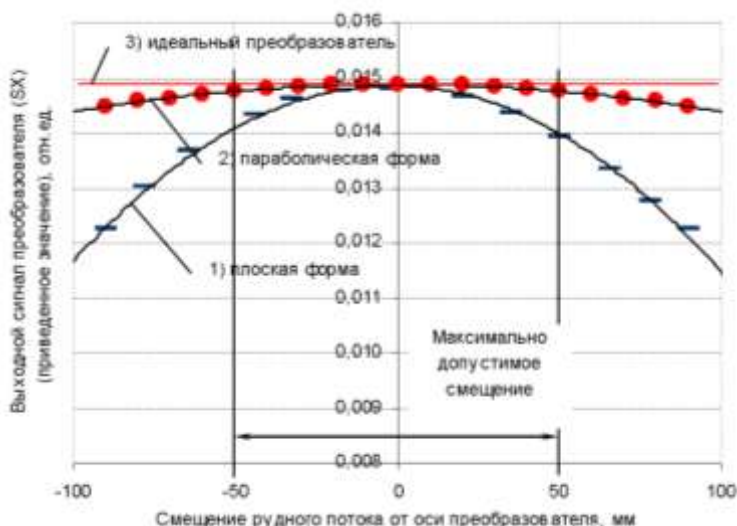


Рис. 16. Результаты эксперимента со смещением рудного потока для индуктивных преобразователей с плоской и параболической формой

**Выводы и направление для дальнейших исследований.** Влияние изменения пространственного расположения рудного материала уменьшено путем оптимизации параметров предложенного накладного индуктивного преобразователя и получения более однородного магнитного поля в зоне измерения.-

Оптимальная база преобразователя составляет 200 мм. Чем больше база накладного индуктивного преобразователя – тем больше его чувствительность и меньше погрешности, связанные с неоднородностью магнитного поля, однако выбор большой базы ограничен размерами пространства между роlikопорами, где устанавливается преобразователь.

Оптимальное расстояние до рудопотока составляет 40–50 мм. Нижний предел определен исходя из заданной максимально допустимой погрешности, обусловленной неоднородностью магнитного поля вблизи преобразователя и изменением расположения рудного потока. Верхний предел – исходя из разрезающей способности вторичного преобразователя, и может быть скорректирован на практике.

Параболическая форма индуктивного преобразователя позволяет достичь одинаковой чувствительности по всей ширине потока и, тем самым, анализировать рудный поток *равномерно по всей ширине*, а также снизить погрешность контроля качества горной массы, обусловленную случайным смещением рудного потока от оси конвейера.

Дальнейшего снижения погрешности можно достичь путем разработки магнитного датчика с еще более однородным магнитным полем. Например, использовать не одну, а две одинаковые рамки (по аналогии с кольцами



Гельмгольца), расположенные по обе стороны конвейерной ленты: снизу и сверху рудного потока.

### *Список литературы*

1. **Белявский Ю.В.** Индуктивный датчик с равномерным магнитным полем / **Белявский Ю.В., Старцев Н.В.** – «Известия вузов. Горный Журнал», 1971, №4.
2. Разработка переносного устройства контроля качества магнетитовых руд в условиях ГОКов на базе объемного датчика/ **А.А. Азарян, В.В. Дрига, Ю.Е.Цыбулевский** и др. // Качество минерального сырья: сб. науч. тр. / Криворожский техн. ун-т. –Кривой Рог : КТУ, 2008. –С. 483-491.
3. **Азарян А.А.** Разработка переносного устройства оперативного контроля качества минерального сырья // **А.А. Азарян, В.В. Дрига, Д.С. Белименко** // Форум гірників – 2006 : мат. міжнар. конф., 11–13 жовт.. 2006 р., Дніпропетровськ / Нац. гірничий ун-т. –Дніпропетровськ, 2006.
4. Руди залізні типу залізистих кварцитів. Метод визначення заліза магнетиту : ДСТУ 3203-95. –К.: Держстандарт України, 1995. –8 с. – (Національний стандарт України).
5. **Азарян А.А.** Исследование стабильности работы многоканальной системы оперативного контроля качества железистых кварцитов на конвейере/ **А.А. Азарян, В.В. Дрига, Ю.Е. Цыбулевский** // Разработка рудных месторождений : науч.-техн. сб. / Криворожский техн. ун-т. –Кривой Рог: КТУ, 2008. –Вып. 92. –С. 185-189.

УДК 004.75

А.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук, проф., Ю.В. САПОНЧУК, М.С. КУКУШКИН  
ст. гр. ПЗАС 08-1, Криворожский технический университет

## **ГРИД-ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ РАСПРЕДЕЛЕННЫХ ВЫЧИСЛЕНИЙ И ОБРАБОТКИ ДАННЫХ**

В статье рассмотрен и показан простой пример реализации функций системы Grid-технологии для распределенных вычислений и обработки данных.

У статті розглянутий і показаний простий приклад реалізації функцій системи Grid-технології для розподілених обчислень і обробки даних.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Основной проблемой широко распространённых технологий глобальных компьютерных сетей является невозможность универсально и эффективно использовать удалённые вычислительные ресурсы. Изначально так называемые "Internet-технологии" ориентировались на доступ к данным (файлам, базам данных), а не к вычислительным мощностям. Для преодоления ограничений и недоработок существующих решений была предложена новая технология, получившая название Grid. Раньше для сложных и ресурсоёмких вычислительных задач использовали суперкомпьютеры, но теперь стало понятно, что эффективным и значительно более дешёвым решением является объединение в вычислительный комплекс большого числа персональных компьютеров. Мощности современных процессоров вполне достаточно для решения эле-



ментарных шагов большинства задач, а объединение нескольких десятков таких процессоров позволяет быстро и эффективно решать многие поставленные задачи, не прибегая к помощи супер компьютеров. Особый интерес такая технология представляет для организаций и учреждений, уже имеющих в своём распоряжении большой парк персональных компьютеров. Объединение их в вычислительный комплекс позволяет эффективно использовать простаивающие мощности и повысить производительность труда конечных пользователей. На настоящий момент Grid-технологии включают в себя решения для распределения вычислений и данных между многими вычислительными системами, протоколы и сервисы для обмена данными, программами и доступа к компьютерным ресурсам. Ожидается, что Grid-технологии пройдут точно такой же путь, как Web, которая сначала использовалась в интересах научного сотрудничества, а затем стала применяться в электронных коммерческих системах. Несомненно, что Grid-концепции чрезвычайно важны для бизнес-компьютинга, главным образом не как средства усовершенствования возможностей, а скорее как инструмент для разрешения новых проблем, связанных с конструированием надёжных, масштабируемых и защищённых распределённых систем.

**Анализ публикаций.** На данный момент опубликовано довольно много научно – технического материала, который даёт общий анализ Grid-систем. Первый этап развития этой тематики начался в конце 1990-х годов, это были первые попытки использовать мощности подсоединённых к сети компьютеров обычных пользователей для решения исследовательских задач. С тех пор Grid стал на путь стремительного развития, и теперь, когда система распределения ресурсов достигла пика популярности, вышло достаточно много материалов, в которых рассмотрены такие вопросы, как разработка универсального алгоритма распределения ресурсов; разработка функциональной схемы работы наиболее эффективной Grid-системы, и даже вынесены некоторые опасения по поводу нестабильности работы программиста в связи с развитием Grid. В процессе выполнения исследования выявлено, что доступно множество продуктов, решающие конкретные задачи, но модульной, открытой к расширению системы выявлено не было. На данный момент не существует единой технологии, которая была бы универсальным средством распределения вычислительных ресурсов, так как это очень трудоёмкий процесс, и на это потребуется достаточно много времени, а также физических и материальных ресурсов.

**Постановка задачи.** Для разработки универсальной технологии распределения ресурсов необходимо, во-первых, определить, каким должен быть Grid, рассмотреть общие принципы архитектуры и типы Grid – систем, во-вторых, рассмотреть технологические требования и основные тенденции развития технологии, представить функциональную схему работы Grid.

**Изложения материала.** Для начала необходимо разобраться с тем, какой должен быть Grid. Правильно разработанная и хорошо реализованная

Grid - среда характеризуется следующими основными функциональными возможностями:

1. Доступ к вычислительным ресурсам, данным, устройствам, измерительным инструментам должен быть простым, прозрачным, удаленным, и безопасным;

2. Доступ должен быть виртуальным (нужен доступ не к серверам, а к сервисам, поставляющим данные или вычислительные ресурсы — причем без необходимости знания аппаратной структуры, обеспечивающей эти сервисы);

3. Доступ должен осуществлять по требованию (с заданным качеством), а ресурсы должны предоставляться тогда, когда в них возникает нужда;

4. Доступ должен быть распределенным, обеспечивая возможность совместной коллективной работы виртуальных команд;

5. Доступ должен быть устойчив к сбоям, а при выходе из строя серверов приложения должны автоматически мигрировать на резервные серверы;

6. Доступ должен обеспечивать возможность работы в гетерогенной среде – с различными платформами.

Необходимо отметить, что не все из этих требований в должной мере реализованы в настоящее время.

В Grid-системе важнейшим условием эффективной работы является обеспечение взаимодействия (интероперабельности) между различными платформами, языками и программными средами. В сетевой среде интероперабельность подразумевает работу по общим протоколам. Протоколы регламентируют взаимодействие элементов распределенной системы, а также структуру передаваемой информации.

Поэтому при формулировке общих принципов построения грида важно определить как структуру протоколов, на которых основана его работа, так и его архитектуру в терминах сервисов. Образно говоря, архитектура грид-систем имеет две «проекции» - *протокольную и сервисную*.

В *протокольной* архитектуре общая структура грида описывается в виде стека (набора уровней или слоев) протоколов. В такой модели каждый уровень предназначен для решения узкого круга задач и используется для предоставления услуг для более высоких уровней. Верхние уровни ближе к пользователю и работают с наиболее абстрактными объектами, тогда как нижние уровни сильно зависят от физической реализации грид-ресурсов. Стек грид-протоколов включает:

1. аппаратный уровень (Fabric Layer) составляют протоколы, по которым соответствующие службы непосредственно работают с ресурсами;

2. связывающий уровень (Connectivity Layer) составляют протоколы, которые обеспечивают обмен данными между компонентами базового уровня и протоколы аутентификации;

3. ресурсный уровень (Resource Layer) – это ядро многоуровневой системы, протоколы которого взаимодействуют с ресурсами, используя унифи-

цированный интерфейс и не различая архитектурные особенности конкретного ресурса;

4. коллективный (Collective Layer) уровень отвечает за координацию использования имеющихся ресурсов;

5. прикладной уровень (Application Layer) описывает пользовательские приложения, работающие в среде виртуальной организации; приложения функционируют, используя протоколы, определенные на нижележащих уровнях.

При рассмотрении термина «сервисно-ориентированная архитектура», полезно предварительно определить ключевые термины:

1. Сервис (служба) - программный компонент, к которому можно удаленно обратиться посредством компьютерной сети, и предоставляющая некоторые функциональные возможности запрашивающей стороне.

2. Сервисно-ориентированная архитектура (service-oriented architecture, SOA) является основой построения надежных распределенных систем, которые в качестве услуг предоставляют функциональные возможности, с дополнительным акцентом на слабые связи между взаимодействующими сервисами.



Рис. 1. Цикл взаимодействия сервисов

Этот рисунок иллюстрирует простой цикл взаимодействия сервисов, который начинается с того, что данный сервис оповещает о своем существовании и свойствах посредством известного сервиса регистрации (1), свойства и способы взаимодействия с которым должны быть заранее известны клиентам. Потенциальный клиент, который может быть другим сервисом (или человеком), делает запрос в сервис регистрации (2), чтобы найти сервис, который удовлетворяет его потребностям. Регистрационный сервис возвращает (возможно пустой) список подходящих сервисов; клиент выбирает один из них и передает ему запрос, используя любой взаимно распознаваемый протокол (3). На рисунке показан самый простой случай. Представленный иллюстративный пример соответствует простому синхронному, двунаправленному способу обмена сообщениями, в то время как в реальной жизни взаимодействие может быть односторонним, или ответ может быть получен не от того сервиса, которому клиент посылал запрос, но от некоторого другого, которому он был передан для завершения обработки.

В настоящее время выделяют три основных типа грид-систем:

1. Добровольные гриды – на основе использования добровольно предоставляемого свободного ресурса персональных компьютеров.

2. Научные гриды — хорошо распараллеливаемые приложения программируются специальным образом (например, с использованием Globus Toolkit);

3. Гриды на основе выделения вычислительных ресурсов по требованию (коммерческий грид, англ. enterprise grid) — обычные коммерческие приложения работают на виртуальном компьютере, который, в свою очередь, состоит из нескольких физических компьютеров, объединённых с помощью грид-технологий.

Технологические требования, предъявляемые к Grid, определены следующим образом:

1. Гибкие отношения доступа (client-server, peer-to-peer).
2. Чёткий высокоуровневый контроль над использованием ресурсов.
3. Многоуровневый контроль прав доступа, локальные и глобальные политики доступа.
4. Поддержка распределения различных ресурсов - программ, данных, устройств, вычислительных мощностей.
5. Поддержка различных моделей пользования - многопользовательской, однопользовательской, режимов performance-sensitive и cost-sensitive.

Контроль над качеством предоставляемых услуг, планирование, резервное предоставление услуг.

Для Grid-технологии характерны два (традиционно смешиваемых) направления развития, определяемые их важностью и различиями в исследовании.

*Первое направление*, связанное с информационными задачами, представляет сегодня сущность Интернета. Это — обмен новостями, приобретение новых знаний, программных средств, мульти-медиа-развлечения, диалоговые системы телеконференции, электронная почта, финансовые операции и т.д. Эти функции "Всемирной Паутины" уже представляются достаточными самым широким слоям населения, покрывая весь компьютерный сервис.

Сделать всю информацию доступной, установить гарантированное время поиска, породить у пользователя ощущение того, что вся информация по его запросу находится рядом, - это фантастическая задача. Можно ли объединить всю информацию мира, блуждающую в Интернете, в одну огромную базу данных, размеры которой даже трудно оценить? Да еще с неограниченным многоканальным доступом?

Движение в направлении осуществления этой глобальной идеи и является задачей исследователей в области Grid-технологий. Ясно, что идеального решения эта задача может никогда не получить. Однако стремиться к минимизации времени выполнения запроса, несмотря на структурную "удаленность" информации, несомненно, следует.

*Второе направление* развития Grid-технологий связано с вычислительным характером. Интернет должен принимать заказ на работу с задачами высокой сложности, большой размерности, с задачами моделирования сложных физических явлений, таких, например, как точный метеорологический

прогноз, с оптимизационными задачами хозяйственного планирования, с задачами статистической обработки экспериментов, с задачами-запросами по контролю космического пространства, с имитационными задачами для испытания новых технических средств и т.д.

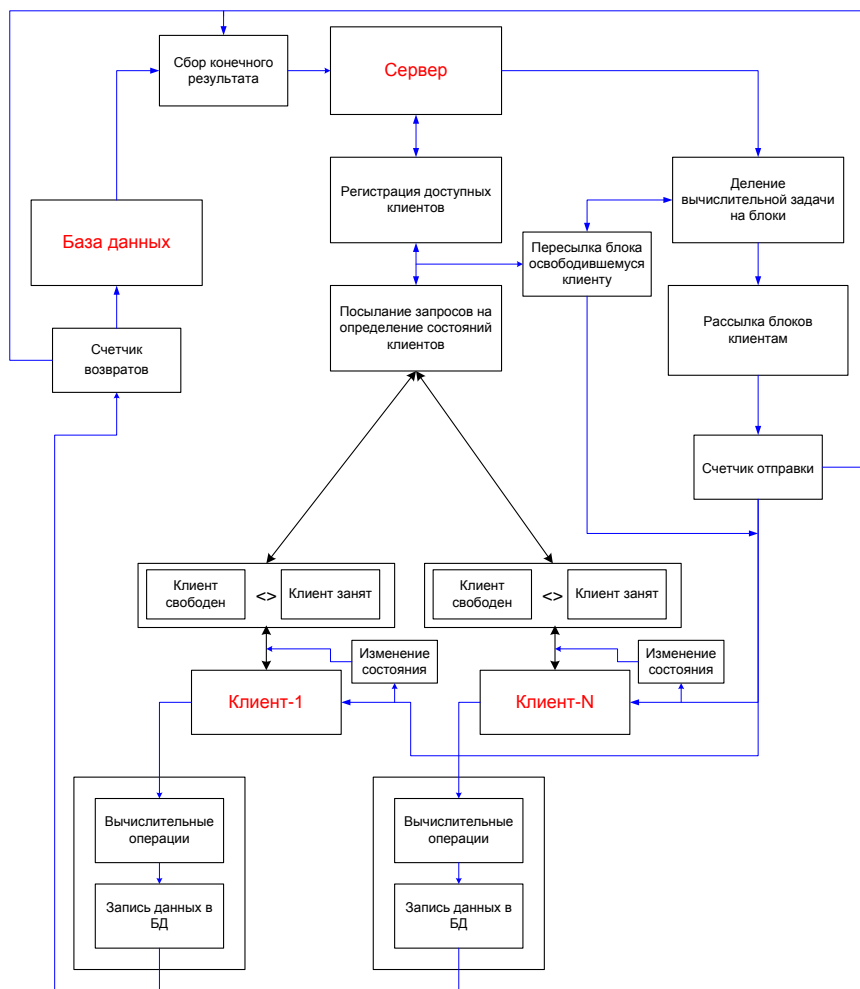


Рис. 2. Функциональная схема «Демонстрация Grid»

Это означает, что в составе Интернета должны быть мощные вычислительные центры, снабженные развиваемыми пакетами прикладных программ решения сложных задач, оболочками для решения классов задач. Такие центры должны комплектоваться высококвалифицированными математиками, развивающими вычислительную базу, готовыми принимать заказы, консультировать пользователей при "доводке" заказов до требуемого формального

представления, так как мечты о полной автоматизации процесса их выполнения еще долго будут неисполнимыми.

Какие модели программирования Грид станут успешными, во многом будут определяться такими аспектами, как мобильность, интероперабельность, адаптивность, а также способность поддерживать обнаружение, безопасность и отказоустойчивость при сохранении производительности. Модели и инструментальные средства программирования в значительной степени зависят от доминирующей парадигмы программирования. Имеется также различие между возможностями общей инфраструктуры и возможностями моделей программирования и инструментальных средств, построенных на основе данных инфраструктур.

Грид-технологии в целом и грид-инфраструктура вступают в пору зрелости – происходит переход от тестовых испытаний и пробного обслуживания пилотных приложений к постоянной устойчивой работе по обслуживанию самых разнообразных прикладных областей науки и производства. В связи с этим перед разработчиками нового прикладного ПО, перед разработчиками грид-ПО, и перед персоналом, обеспечивающим функционирование грид-инфраструктуры встают новые масштабные задачи.

При описании функциональной схемы можно отметить, что имеются четыре основных блока - это: сервер, клиент-1, клиент-N, база данных. Более подробное описание процессов, происходящих между этими блоками, сделаем ниже.

Сервер выполняет регистрацию доступных клиентов в сети, после чего отправляет запрос на определение их состояния. Клиент в свою очередь может иметь только два состояния (занят/свободен).

После получения ответа о состояниях, сервер начинает делить вычислительную задачу на блоки и выполняет рассылку свободным клиентам. При этом активизируется счетчик отправки, для того, что бы после сравнения его со счетчиком возвратов, сервер мог определить момент считывания конечного результата с базы данных.

Итак, допустим, блоки поступили к клиентам. При этом они меняют свое состояние на «Занят», то есть, единицу. Далее происходит выполнения заданных операций, после чего выполняется запись результатов в базу данных, причем, счетчик возвратов увеличивается каждый раз на единицу.

Сервер периодически сравнивает счетчик отправки со счетчиком возвратов. Когда они уравниваются, обратившись к базе данных, он считывает конечные результаты.

На схеме клиенты изображены двумя блоками клиент-1 и клиент-N, это подразумевает, что клиентов может быть сколько угодно много.

Рассмотрим несколько проблематичных ситуаций:

*Если все клиенты заняты:*

Сервер находится в режиме продолжения посылания запросов, до тех пор пока не появится хотя бы один свободный клиент.

Если, допустим, *всего три клиента и, один из них занят, а два свободны*, а сервер ошибочно разослал три пакета данных на каждый из клиентов. Также, допустим, что через продолжительное время счетчик отправки и счетчик возвратов никак не был уравнен, но те клиенты, которые выполнили подсчеты, уже освободились, в то время как первый до сих пор не перешел к вычислениям. В этом случае выполняется пересылка данных. Но при этом важно отметить, что счетчик отправки остается прежним, ведь если его инкрементировать, то его никогда не достигнет счетчик возврата, таким образом, произойдет фатальный сбой в системе.

Таким образом, функционально показан простой пример реализации функций системы Grid-технологии.

#### *Список литературы*

1. **Петренко А.И.** Вступ до Grid технологій в науці і освіті (навчальний посібник). -Київ. -Політехніка. -2009.
2. **Петренко А.И.** Застосування Grid технологій в науці і освіті. -Київ. - Політехніка. -2009.

УДК 622.233:622.235

А.І. КУПІН, д-р техн. наук, доц., І.О. МУЗИКА, аспірант  
Криворізький технічний університет  
Г.В. ШИПОВСЬКИЙ, канд. техн. наук, ВАТ «Інгулецький ГЗК»

### **ЗАЛЕЖНІСТЬ ПАРАМЕТРІВ БУРО-ВИБУХОВИХ РОБІТ ВІД ФІЗИКО-МЕХАНІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ПОРІД**

Розглянуті питання оптимізації параметрів буро-вибухових робіт в умовах гірничого виробництва. Запропоновані залежності з урахуванням фізико-механічних властивостей порід: міцності, тріщинуватості, щільності та ступеня обводненості.

Рассмотрены вопросы оптимизации параметров буровзрывных работ в условиях горного производства. Предложены зависимости с учетом физико-механических свойств пород: крепости, трещиноватости, степени обводненности.

Гірничо-видобувна галузь нашої країни для збереження конкурентоздатності та прибутковості вимагає сьогодні впровадження нових рішень, які дозволять оптимізувати роботу підприємств, підвищити продуктивність та якість вихідного продукту. Саме на вирішення цих завдань зараз орієнтуються прогресивні розробки у сфері інформаційних технологій (ІТ) для гірничої галузі промисловості.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** На ринку ІТ-послуг для гірничо-видобувних підприємств є чимало спеціалізованих продуктів, таких як Micromine, Mincom, Gemcom, MineSight, Datamine, Vulcan, K-Mine [1]. Ці геоінформаційні системи призначені для комплексного розв'язання широкого кола геологічних, маркшейдерських і технологічних задач, які зустрічаються в практиці роботи гірничо-збагачувальних комбіна-

тів (ГЗК). Проте вказані системи не дозволяють проводити аналіз техніко-економічних показників виробництва з побудовою математичних моделей процесів, що протікають в кар'єрі ГЗК, та виконувати їх оптимізацію в режимі часу наближеному до реального. Як відомо, одним із факторів, які впливають на ефективність роботи багатьох переділів виробництва, є крупність висадженої гірської маси. Наприклад, встановлено, що зі збільшенням вмісту фракції негабариту у висадженій гірській масі з 5 до 15% продуктивність екскаватора знижується на 24%. Тому сьогодні існує потреба у створенні інтелектуальної системи підтримки прийняття рішень, яка шляхом оптимізації параметрів буро-вибухових робіт (БВР) дозволить мінімізувати собівартість продукції гірничого підприємства.

**Аналіз досліджень та публікацій.** Питаннями оптимізації процесів відкритої розробки займалися такі вчені як М.Ф. Друкований, І.П. Кононов, Г.С. Генералов, І.А. Тангаєв та ін. Були отримані математичні моделі та закономірності виходу фракцій висадженої гірської маси. Проведені комплексні дослідження впливу крупності порід на техніко-економічні показники процесів видобування та переробки руди на фабриці, обґрунтований оптимальний гранулометричний склад при різних схемах гірничих робіт [2, 3]. Проте завдяки істотній зміні вартості енергоресурсів, кон'юнктури ринку в сучасних умовах та вимог до якості продукції актуальним залишається питання уточнення існуючих математичних моделей. Застосування засобів обчислювальної техніки дозволяє сьогодні врахувати у моделі більше факторів та проводити оптимізацію в режимі часу близькому до реального.

**Постановка завдання.** Виходячи з вищезазначеного, авторами було вирішено уточнити існуючі залежності параметрів БВР з урахуванням фізико-механічних властивостей порід: міцності, тріщинуватості, щільності та ступеня обводненості свердловин. Також необхідно встановити вплив вказаних факторів на критерій оптимізації.

**Викладення матеріалу та результати.** Для визначення оптимального ступеня дроблення скальних порід розробляється економіко-математична модель, цільовим рівнянням якої є залежність сумарних питомих витрат за всіма технологічними процесами від середнього розміру шматка висадженої гірської маси.

Одним із основних параметрів БВР є питомі витрати вибухової речовини

$$q = q(f, z, \gamma, \alpha, D_{CP}) \text{ [кг/м}^3\text{]}, \quad (1)$$

де  $f$  – міцність порід за шкалою М.М. Протод'яконова;  $z$  – тріщинуватість порід (кількість тріщин в блоці, які припадають на 1 м довжини),  $\text{м}^{-1}$ ;  $\gamma$  – щільність,  $\text{т/м}^3$ ;  $\alpha$  – ступінь обводненості;  $D_{CP}$  – середній розмір шматка гірської маси після вибуху, мм.

Ступінь дроблення порід різної міцності неоднакова. Згідно з [3], шляхом статистичної обробки експериментальних даних промислових вибухів встановлена узагальнена залежність



$$q = \frac{k_B'' f + B}{D_{CP} - k_B' f + A} \text{ [кг/м}^3\text{]}, \quad (2)$$

де  $k_B'$ ,  $k_B''$ ,  $A$ ,  $B$  – коефіцієнти, відповідно рівні 6,526; 1,579; 30,737; 58,289.

З формули (2) видно, що збільшення питомих витрат вибухівки сприяє більш якісному дробленню порід. У свою чергу, дроблення міцних порід потребує збільшення енергонасиченості масиву для отримання заданого гранулометричного складу.

Недоліком вищезазначеної залежності є те, що вона не враховує ні показник тріщинуватості, ні ступінь обводненості порід. Так, наприклад, за даними [4] зниження робочої глибини Ігулецького кар'єра та ліквідація шахти «Центральна» призвело до підвищення рівня обводненості свердловин північного борту з 0,26 до 0,9. Підвищений рівень води істотно знижує продуктивність станків шарошкового буріння (на 19,7%) та підвищує їх зношування (на 21,5%). Крім того, сильна обводненість призводить до зниження теплоти вибуху нестійких до дії води речовин майже на 30%. З урахуванням методики [5] до формули 2 введемо поправочний коефіцієнт на обводненість порід

$$k_\alpha = k_{BP} + (k_{BP}^{100} - k_{BP})\alpha, \quad (3)$$

де  $k_{BP}$  – відносна фугасність вибухівки за технічними умовами;  $k_{BP}^{100}$  – відносна фугасність в умовах свердловин, повністю заповнених водою (визначається експериментально).

Існуюча статистика [5] щодо впливу категорій тріщинуватості порід на енергонасиченість масиву дозволяє, провівши апроксимацію методом найменших квадратів, ввести до формули (2) ще один поправочний коефіцієнт

$$k_z = 1,83 e^{-0,95 z} + 0,55, \quad (4)$$

Оскільки величина еталонних витрат вибухівки наведена для порід із середньою щільністю 2,6 т/м<sup>3</sup>, то більшість методик рекомендують застосовувати коефіцієнт, який враховує питому вагу за допомогою виразу

$$k_\gamma = \gamma / 2,6. \quad (5)$$

Таким чином, удосконалена залежність енергонасиченості гірського масиву від вищезазначених факторів матиме вигляд

$$q = k_\alpha k_z k_\gamma \frac{k_B'' f + B}{D_{CP} - k_B' f + A} = [k_{BP} + (k_{BP}^{100} - k_{BP})\alpha] [1,83 e^{-0,95 z} + 0,55] \frac{\gamma}{2,6} \frac{k_B'' f + B}{D_{CP} - k_B' f + A} \text{ [кг/м}^3\text{]}, \quad (6)$$

На рис. 1 представлені залежності сумарних питомих витрат на видобування 1 т руди від середнього розміру шматків породи в кар'єрі, що отримуються після вибуху. Слід зазначити, що дана залежність має екстремальний характер. При цьому положення мінімуму залежить від міцності породи, ступеня обводненості та тріщинуватості (рис. 1, а-в). На рис. 1, з продемонстрований «дрейф» екстремуму, тобто зміна його геометричного місця на графіку протягом деякого часу. Так, наприклад, налаштувавши технологічний процес

на  $D_{CP}=130$  мм (точка 1), в результаті зміни фізико-механічних властивостей породи він опиниться в точці 3', яка не є оптимальною. Тому з траєкторії руху (точки 1-4) видно, що застосування інтелектуальної системи оптимізації параметрів БВР має значні економічні перспективи.

**Висновки та напрямок подальших досліджень.** Таким чином, було удосконалено залежність основного параметра БВР – питомих витрат вибухової речовини. У моделі враховані додаткові фактори: міцність, тріщинуватість, щільність порід та ступінь їх обводненості. Як показали дослідження, всі ці параметри впливають на «дрейф» екстремуму. За попередніми оцінками впровадження системи підтримки прийняття рішень може зменшити собівартість продукції ГЗК у середньому на 3-4%.

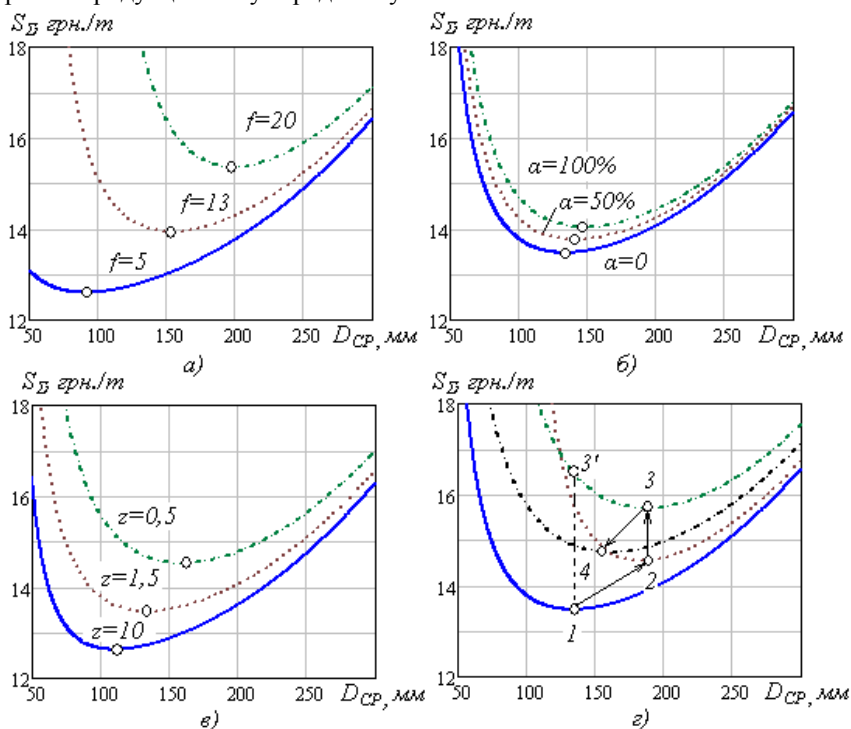


Рис. 1. Залежність сумарних питомих витрат на видобування руди від середнього розміру шматка при різних параметрах  $f$ ,  $a$ ,  $z$  породи

### Список літератури

1. Лысенко В.С. Обзор и анализ современных СППР на предприятиях открытой добычи руд / В.С. Лысенко // 36. наук. праць: Економіка: проблеми теорії та практики. – Дніпропетровськ: ДНУ, 2005. – Вип. 208. – Т. 4. – С. 1091–1098.
3. Друкотаный М.Ф. Влияние дробления пород на эффективность технологических процессов открытой разработки. – К.: Наукова думка, 1974. – 269 с.

4. Дядечкин Н.И. Взрывное разрушение сильно обводненных пород массивов на Ингулецком ГОКе / Н.И. Дядечкин, Г.В. Шиповский // Горный журнал. –2009. – №2. –С. 37–39.

5. Проектирование взрывных работ /[Кутузов Б.Н., Валухин Ю.К., Давыдов С.А.]; под ред. Б.Н. Кутузова. –М.: Недра, 1974. –328 с.

УДК 004.7

В.Б. ЩУКІН, аспірант Національного технічного університету України «КПІ»

## **ПАРАЛЕЛЬНИЙ АЛГОРИТМ МОДЕЛЮВАННЯ ЗНАЧЕННЯ ЯКОСТІ РУДИ, ЩО ПОДАЄТЬСЯ НА РУДОЗБАГАЧУВАЛЬНУ ФАБРИКУ**

Зроблено аналіз проблеми адаптації алгоритму статистичного моделювання методом Монте-Карло для його програмної реалізації в комп'ютерній системі з паралельною архітектурою. Виконано розпаралелювання алгоритму моделювання шляхом паралельної реалізації генерування випадкових чисел.

Сделан анализ проблемы адаптации алгоритма статистического моделирования методом Монте-Карло для его программной реализации в компьютерной системе с параллельной архитектурой. Выполнено распараллеливание алгоритма моделирования путём параллельной реализации генерирования случайных чисел.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** В контексті проблеми прогнозування значення якості руди, що подається до рудозбагачувальної фабрики (РЗФ) розглядається питання адаптації алгоритму статистичного моделювання методом Монте-Карло для його програмної реалізації в комп'ютерній системі з паралельною архітектурою. Актуальність даної проблеми була описана в [1].

**Аналіз останніх досліджень та публікацій.** В роботі [2] представлено вирішення задачі моделювання рівня втрати якості руди в процесі виробки приконтурної полоси із застосуванням методу Монте-Карло. В цій же роботі показана програмна реалізація методу в середовищі MathCad. Недоліком даного підходу є зниження продуктивності роботи при збільшенні вимог до точності значення, яке моделюється (дана проблема розглядається в [1]).

В роботі [3] представлено методи, які дозволяють розпаралелити алгоритм Монте-Карло шляхом вдосконалення процесу генерування випадкових величин, що дозволяє виконати його реалізацію в системі з паралельною архітектурою.

**Постановка завдання.** В даній роботі розглядається завдання адаптації паралельного алгоритму статистичного методу Монте-Карло до задачі моделювання значення якості руди, що подається до РЗФ. Основна увага приділяється методу паралельного генерування випадкових чисел, що лежить в основі методу Монте-Карло.

**Викладення матеріалу та результати.** Значення якості руди, що подається до РЗФ, залежить від якостей рудних мас, які постачаються екскаваторами з рудника. В [2] наведено модель, яка дозволяє оцінювати зміни якості

руди, що видається екскаватором. Цей показник визначається наступними параметрами: значення бортового вмісту  $C_b$  (найменший вміст корисного компонента в крайових пробах, за якими виконують оконтурювання), середнього вмісту корисного компонента в рудному тілі та нелінійності контуру рудного тіла. Також до вхідних даних моделі відноситься помилка оконтурювання рудного тіла  $G$  (стандарт відхилення реального контуру рудного тіла від побудованого геологом). Результатом моделювання є значення втрати якості по вмісту  $K_r$  та результуюче значення якості руди  $q^*$  (рис. 2). Причому  $q^* = q - K_r$  (де  $q$  – якість руди, яка очікувалась). Відомо, що помилка визначення контуру рудного тіла розподіляється за нормальним законом [2]. На рис.1 наведено графік зміни показників в рудному тілі.

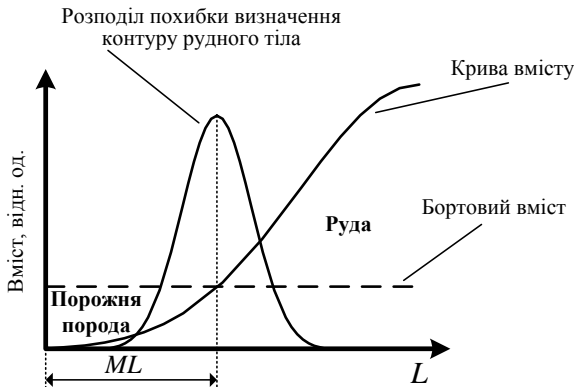


Рис. 1. Графік зміни показників в рудному тілі

Метод Монте-Карло можна зобразити структурно наступним чином [4]:



Рис. 2. Структурна схема методу Монте-Карло

З вище наведеної діаграми видно, що на початковому етапі відбувається генерування випадкових чисел. Причому, закон розподілу є рівномірним. Тому виникає необхідність додаткових операцій для отримання випадкових величин, які будуть розподілені за нормальним законом. В літературі для вирішення даної задачі використовується центральна гранична теорема [5], яка дозволяє із ряду випадкових рівномірно розподілених величин з однаковими значеннями математичного очікування та дисперсії отримати набір випадкових величин, які будуть розподілені за нормальним законом. Але для отримання кожного такого числа необхідно згенерувати певну кількість  $n$  випадкових величин (чим більше значення  $n$ , тим більша точність і якість). В [4] стверджується, що вже при  $n=12$  можна отримати необхідні нормалізовані

значення. Використання паралельних комп'ютерних систем дає змогу збільшити це значення з метою підвищення якості випадкових величин, але це є подальшим етапом досліджень. В даній роботі використовується значення  $n=12$ .

Кількість нормальних випадкових величин залежить від точності, яку необхідно отримати наприкінці моделювання (в роботі [1] виконувалися дослідження для кількостей порядку 40 млн., 400 млн. і 4000 млн.). Якщо позначити кількість ітерацій алгоритму (яка рівна кількості випадкових величин, розподілених за нормальним законом) через  $N$ , то загальна кількість випадкових величин, яку має видати генератор випадкових чисел рівна  $N*n$ .

При розпаралелюванні алгоритму Монте-Карло виникає необхідність генерувати випадкові значення для кожного паралельного блоку програми для подальшого розподілу по процесорах паралельної комп'ютерної системи. В цьому випадку виникає складність, яка пов'язана із генеруванням дійсно якісних випадкових величин. Це випливає з того, що в алгоритмах, які дозволяють отримувати набір випадкових величин (в даному випадку — псевдовипадкових), кожне наступне значення залежить від попереднього, а тому важливим фактором є вибір початкового значення. Якщо дозволити кожному процесору випадковим чином обирати початкове значення, то загальний ряд отриманих чисел може не відповідати необхідній якості [6]. Тому в роботі [6] представлено алгоритм, в якому на початковому етапі один з процесорів комп'ютерної системи генерує весь набір із  $N*n$  випадкових величин з порядковими номерами від 0 до  $(N*n-1)$ , а потім розсилає кожному процесору початкове значення. Причому, для кількості процесорів рівній  $k$ , такими значеннями є величини з порядковими номерами: 0,  $N*n/k$ ,  $(2*N*n/k)-1$ , ...,  $N*n*(1-1/k)$ . Такий підхід дозволяє отримати випадкові величини такої ж якості, ніби вони були згенеровані за допомогою комп'ютерної системи з одним процесором.

Слід зауважити, що, незважаючи на те, що алгоритм обтяжується додатковою необхідністю генерування випадкових чисел в одному процесорі, подальше розпаралелювання дає помітний вигрaш в часі. Ця особливість пов'язана з тим, що час який витрачається на генерування випадкових величин є порівняно незначним по відношенню до часу, який витрачається на безпосереднє моделювання. В [6] при використанні 16-ядерної комп'ютерної системи продуктивність моделювання зросла в 14,3 рази по відношенню до однопроцесорної системи.

**Висновки.** В роботі була розглянута проблема моделювання якості руди, що поступає до рудозбагачувальної фабрики, за допомогою статистичного методу. Проаналізована можливість розпаралелювання алгоритму Монте-Карло з метою його подальшої реалізації в комп'ютерній системі з паралельною архітектурою, що дає змогу зменшити час його виконання із забезпеченням необхідної точності і адаптувати до виробничого процесу.

Представлені в роботі результати планується використовувати для подальших досліджень, пов'язаних із розробкою паралельної комп'ютерної системи.

### *Список літератури*

1. **Купін А.І., Замятін Д.С., Щукін В.Б., Петрашенко А.В.** Застосування методу Монте-Карло для комп'ютерного прогнозування якості сировини в умовах збагачувального виробництва // Науковий вісник чернівецького університету. Збірник наукових праць. Комп'ютерні системи та компоненти. Том 1. Випуск 2. –Чернівці. –2010. –С. 130-138.
2. **Смолич С.В., Смолич К.С.** Решение горно-геологических задач методом „Монте-Карло” [Електронний ресурс]: Учеб. пособие. –Чита: ЧитГУ, 2004. –103 с. –Режим доступу: [http://window.edu.ru/window\\_catalog/files/r59274/smolich\\_monte-karlo.pdf](http://window.edu.ru/window_catalog/files/r59274/smolich_monte-karlo.pdf).
3. **Мемнонов В.П.** Тестирование генераторов случайных чисел для использования в параллельных программах. [Електронний ресурс]: Портал "Информационно-коммуникационные технологии в образовании". –Режим доступу: [www.ict.edu.ru/vconf/files/11471.pdf](http://www.ict.edu.ru/vconf/files/11471.pdf).
4. **Мухин О.И.** Моделирование систем. [Електронний ресурс]: Проект «Stratum». –Режим доступу: <http://www.stratum.ac.ru/textbooks/modelir/contents.html>.
5. **Андронов А.М., Копытов Е.А., Гринглаз Н.Я.** Теория вероятностей и математическая статистика: Учебник для вузов. –Спб.: Питер, 2004. –461 с.
6. **Саййид Реза, Кен Стрэндберг.** Прирост производительности с помощью распараллеливания приложения, использующего генератор случайных чисел. [Електронний ресурс]: Intel Software Network. –Режим доступу: <http://software.intel.com/ru-ru/articles/gaining-speedup-in-a-parallelizable-workload-with-dependence-on-random-number-generation/>.

УДК 622.2

П.П. МАЗУРОК, д-р екон. наук, проф., директор Криворожского экономического института

А.В. ПЛОТНИКОВ, д-р геол. наук, проф., зам. директора по научной работе Криворожского экономического института.

## **КАЧЕСТВЕННАЯ ХАРАКТИЕРИСТИКА ЖЕЛЕЗОРУДНОЙ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ УКРАИНЫ И МИРА**

Выполнена качественная оценка железорудной минерально-сырьевой базы Украины и мира. Показано, что несмотря на лидирующее место Украины по разведанным запасам железных руд, балансовые запасы горнодобывающих предприятий имеют значительно более низкие качественные показатели по сравнению с мировыми аналогами. Проведена сравнительная характеристика горно-геологических условий эксплуатации месторождений Украины и стран с развитым горнодобывающим комплексом. Разработаны рекомендации по повышению качественных показателей балансовых запасов железных руд Украины.

Виконано якісну оцінку залізорудної мінерально-сировинної бази України й світу. Показано, що незважаючи на лідируюче місце України по розвіданих запасах залізних руд, балансові запаси гірничодобувних підприємств мають значно більше низькі якісні показники в порівнянні зі світовими аналогами. Проведено порівняльну характеристику гірничо-геологічних умов експлуатації родовищ України й країн з розвиненим гірничодобувним комплексом. Розроблено рекомендації з підвищення якісних показників балансових запасів залізних руд України.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Железорудная промышленность занимает важное место в экономике Украины. Потребление железной руды на душу населения является одним из важнейших показателей индустриализации страны. Например, в Японии потребление железа на душу населения составляет около 1000 кг, в Германии – 510 кг, в Китае – 215 кг. Среднемировое потребление железа в настоящее время – около 180 кг на душу населения. Учитывая современный уровень железодобывающего производства, нынешних статических запасов железной руды человечеству хватит на 140 лет.

Мировые разведанные запасы железной руды составляют порядка 160 млрд. тонн, содержащих около 80 млрд. тонн чистого железа [2]. По данным Геологической службы США, только три страны: Украина, Россия и Австралия – владеют 46 % мировых запасов железа (рис. 1).

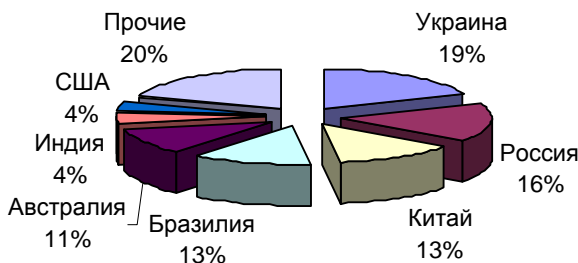


Рис. 1. Распределение разведанных запасов железа

По данным Геологической службы США, мировая добыча железной руды составила в 2007 году 1,93 млрд. тонн, увеличившись по сравнению с предыдущим годом на 7 %. Статистический анализ развития железорудной минерально-сырьевой базы Украины и мира, проведенный по данным предложения и спроса на железорудную продукцию на мировом рынке за последние тридцать лет, показывает наличие определенного положительного тренда.

Анализ структуры и качественных показателей железорудной продукции показывает, что опережающими темпами будет расти потребление железных руд для качественной металлургии [1, 3-5].

**Постановка задачи.** В связи с вышеописанной задачей исследований являлась сравнительная характеристика горно-геологических условий эксплуатации месторождений Украины и стран с развитым горнодобывающим

комплексом и разработка рекомендации по повышению качественных показателей балансовых запасов железных руд Украины.

**Изложения материала и результаты.** Разработка железорудных месторождений осуществляется в 50-ти странах мира. Однако, более 91 % мировой добычи железной руды сконцентрировано в десяти странах. Украина занимает седьмое место по добыче железной руды, производя около 5 % мирового объема товарной железорудной продукции (рис. 2).

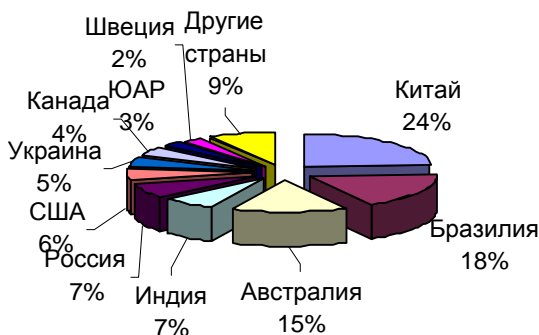


Рис. 2. Распределение мировой добычи железной руды

От 40 до 50 % добытой железной руды экспортируется. Основными странами-экспортерами является Австралия, Бразилия, Канада, Индия, Украина и Россия. Основные импортеры железорудной продукции – Япония, Китай, западноевропейские страны (Германия, Франция, Англия, Италия), Корея и США.

В Украине балансовые запасы железных руд, которые взяты на учет Государственным балансом запасов полезных ископаемых составляют около 32 млрд.т. Эксплуатационные запасы железных руд могут обеспечить непрерывную работу предприятий в среднем до 60 лет. Сравнение количественно-качественных показателей разведанных запасов железных руд (рис.3) свидетельствует о лидирующем месте Украины.

В то же время в странах с устойчивой рыночной экономикой расчетный срок существования горнодобывающих предприятий (обеспеченность их промышленными запасами) не превышает тридцати лет.

В настоящее время в Украине разведано более 50-ти промышленных месторождений железных руд, которые представлены тремя основными типами: богатыми мартитовыми и магнетитовыми рудами, железистыми кварцитами (магнетитовыми и окисленными), бурыми железняками (осадочными морскими в Керченском железорудном бассейне, и переотложенными, которые образованы за счет первых двух типов руд, в Криворожском железорудном бассейне). Из них эксплуатируются 23 месторождения, остальные – резервные, или не намеченные к освоению в ближайшее время (табл. 1). К тому же в некоторых районах (Одесско-Белоцерковский, Конкско-Верховцевский, Орехово-Павлоградский, Приазовский и др.) поисковыми и разведочными



работами выявлено и разведано целый ряд месторождений, рудопроявлений, магнитных аномалий. Однако перспективы освоения большинства из них незначительны.

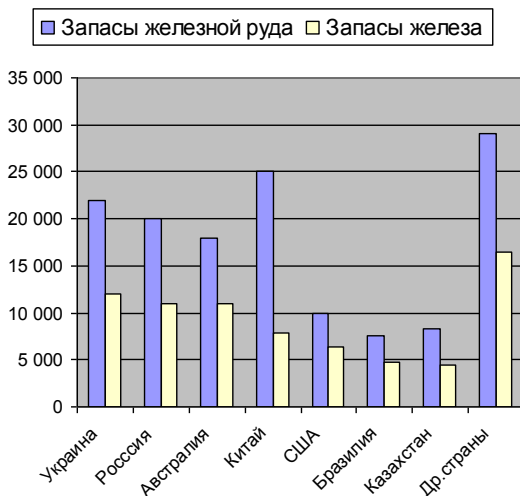


Рис. 3. Сравнение количественно-качественных показателей разведанных запасов железных руд

Таблица 1

Промышленные запасы и добыча железных руд в Украине

Железорудные районы	Количество месторождений		Промышленные запасы, тыс.т.	Добыча железной руды, тыс. т.
	Всего	Находятся в эксплуатации		
Криворожский	29	18	16946778	98753.5
Кременчугский	5	2	4326634	16295
Белозерский	6	1	2516707	3525
Керченский	8	-	1413749	-
Желтореченский	4	2	671875	4193

Доминирующее промышленное значение имеют месторождения железистых кварцитов докембрийских железисто-кремнистых формаций (69% добычи, 65% балансовых промышленных запасов и 86% прогнозных ресурсов Украины). Особенностью железорудной минерально-сырьевой базы Украины является низкое качество и худшие условия разработки по сравнению с аналогами в странах с рыночной экономикой. Так, практически нигде в мире железная руда не добывается с таких глубин, как в Украине. Баланс запасов перегружен нерентабельными в ближайшем будущем ресурсами и его переоценка по рыночным критериям приведет к уменьшению абсолютной величины разведанных запасов.

Несмотря на то, что предварительные оценки указывают на наличие значительных возможностей прироста прогнозных ресурсов железных руд в

пределах Криворожско-Кременчугской, Белоцерковско-Одесской, Орехово-Павлоградской, Приазовской металлогенических зон, строительство новых предприятий для добычи и переработки железных руд потребует огромных средств и при современном экономическом состоянии страны невозможно. В современных условиях целесообразнее направить геологические исследования на существенное улучшение существующей минерально-сырьевой базы, расширение и доизучение её с новых позиций, ориентируясь прежде всего на современные требования рынка к качеству железорудного минерального сырья.

Поскольку 98,5 % железорудной продукции используют для нужд черной металлургии, то требования к качеству минерально-сырьевой базы исходят из требований к стали, чугуну, а также из технологических особенностей сталеплавильного производства. Существуют кондиции на запасы руды в недрах, а также требования к добытой и товарной руде.

В Украине и Восточной Европе основным технологическим процессом является доменный, поэтому требования к качеству железорудной продукции ориентированы прежде всего на него. Требования к качеству железорудной продукции, которая экспортируется в Западную Европу, выше, поскольку определяющей тенденцией металлургического производства в этом регионе является прямое восстановление железа в рудах, минуя доменный процесс (табл. 2).

Таблица 2

Химический состав железорудного сырья, которое используется для прямого восстановления железа

Вид сырья (страна)	Fe <sub>общ.</sub>	P	S	Пустая порода	
				Всего	В том числе Si <sub>2</sub>
Кусковая руда (Бразилия, ЮАР, Япония, Мексика)	66,2-68,5	0,010-0,042	0,005-0,020	4,2-6,0	0,70-2,54
Окатыши (Швеция, Бразилия, Канада, США, Япония, Мексика)	66,4-68,1	0,012-0,061	0,002-0,020	3,0-5,8	1,01-2,18
Окатыши Лебединского ГОКа, нефлюсованные	67,0	0,015	0,020	6,0	4,2

Прежде всего, предъявляются требования к качеству исходного минерального сырья – гомогенность рудного минерала и его изоморфная чистота. Магнетит месторождений железистых кварцитов, особенно низких фаций метаморфизма, содержит примеси магния, алюминия, титана, марганца и других элементов, а также субмикроскопические включения продуктов распада твердых растворов, или реликтовых минералов. Качественный и количественный состав элементов-примесей в магнетите определяется формационной принадлежностью руд, а также условиями осадконакопления.

О тщательности оценки железорудного минерального сырья европейскими потребителями свидетельствуют действующие мировые стандарты (в

настоящее время по железным рудам их 38). По этим стандартам оценивают химический состав и физические свойства. По химическому составу основными показателями качества продукции является содержание железа, кремнезема, фосфора, марганца, алюминия, серы, титана, кальция и магния, меди, фтора, натрия и калия, мышьяка, свинца и цинка. Содержание железа в товарной продукции влияет на себестоимость металлургической переработки. С повышением содержания железа в концентрате увеличиваются затраты на обогащение, но снижаются они на металлургическую переработку. Поскольку общая стоимость металлургической переработки выше стоимости обогащения, то целесообразнее повышать содержание железа в концентрате, чем использовать концентрат низкого качества (табл.3 ).

Таблица 3

Требования промышленности к качеству железорудных концентратов, произведенных из железистых кварцитов

Назначение концентрата	Мин. Fe <sub>общ.</sub>	Максимальное содержание, %								
		Si <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Ca	Mg	Mn	S	P	K <sub>2</sub> O	Ti <sub>2</sub>
Электро-металлургия	69,5	3,0	-	-	-	0,05	0,06	0,04	0,08	-
Аккумуляторное производство	71,0	1,0	0,13	0,04	0,04	0,04	-	-	-	0,03
Порошковая металлургия: низкий сорт	71,4	0,4	0,20	0,10	0,10	0,50	0,05	0,03	-	0,08
средний сорт	71,8	0,3	0,10	-	0,04	0,30	0,02	0,02	-	0,04
высший сорт	72,0	0,15	0,10	-	0,02	0,02	0,015	0,015	-	0,015

Металлургическая ценность железных руд зависит не только от содержания в них железа, но и от основности. Основными рудами являются те, у которых коэффициент основности больше или равен единице

$$\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} \geq 1$$

Не менее важными являются показатели качества, которые определяют физические, физико-химические и физико-механические свойства. Таким образом, важными требованиями к железорудному сырью являются химическая чистота рудного минерала, способность обогащаться почти до мономинеральных концентратов, свободных от вредных примесей и соответствие содержания шлакообразующих оксидов к требованиям дальнейшей переработки.

Принимая во внимание вышеизложенное, была проанализирована минерально-сырьевая база и железорудная продукция горнодобывающих предприятий Украины и мира, которые разрабатывают месторождения в железисто-кремнистых формациях (рис. 4).

Анализ показывает, что содержание железа в концентратах горнодобывающих предприятий Украины ниже, чем в концентратах зарубежных горнопромышленных компаний. Наиболее качественной продукцией характеризу-

ются Шведские горнодобывающие предприятия Greensberg и Malmberget, которые разрабатывают месторождения железисто-кремнистых формаций, залегающие в супракrustальных породах сфекофенского возраста (древнейшей части докембрия). Почти до конца XIX века разрабатывались месторождения Центральной Швеции, руды которых характеризуются достаточно низким содержанием фосфора (0.007-0.03%) и серы (0.001-0.1%). В настоящее время разрабатываются месторождения Северной Швеции, где железисто-кремнистые формации образуют полосу шириной 100 км.

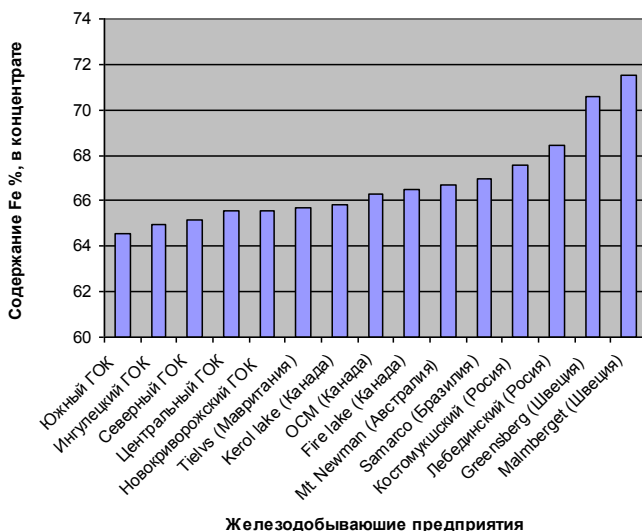


Рис. 4. Содержание железа в концентратах железндобывающих предприятий Украины и мира

Таким образом, проведенный анализ свидетельствует о необходимости улучшения железнорудной минерально-сырьевой базы Украины.

Украина занимает одно из ведущих мест в мире по количеству разведанных балансовых запасов (24.6 млрд. т), добыче сырой железноруды (103.5-118 млн. т в год) и производству товарной железнорудной продукции (55-56 млн. т год) с массовой долей железа 63.2-63.5 %.

Из 52 железнорудных месторождений в сфере промышленного освоения находится 33 (42 %) В числе резервных и не намеченных к разработке до 2010 года 30 (58 %).

В пределах Украинского щита выделяется 9 типов руд, связанных со следующими группами рудных формаций: 1) метаморфизованных железнных руд (железистых кварцитов); 2) метаморфических железнных руд; 3) руд погребенной коры выветривания. Из общего количества типов железнных руд 6 имеют промышленное значение, 1 - прогнозируются как промышленные в ближайшей перспективе; 2 - к непромышленным, эксплуатация которых возможна в далекой перспективе.

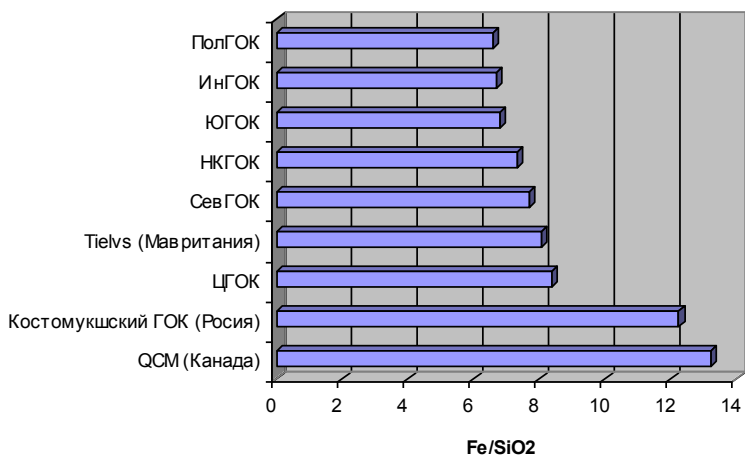


Рис. 5. Оценка рейтинга качества концентрата железорудных предприятий Украины и мира

Подавляющее большинство железорудных месторождений расположено в южной и юго-восточной части Украины и в геологическом отношении приурочено как к древнему фундаменту – Украинскому кристаллическому щиту (магнетитовые и мартитовые богатые железные руды, железистые кварциты), так и осадочному чехлу (бурые железняки) Восточно-Европейской платформы.

Первый тип месторождений размещен в докембрийских железисто-кремнистых формациях Украинской железорудной провинции, которая является самым общим (наиболее высоким) уровнем контроля железорудных месторождений. В пределах Украинской железорудной провинции выделяются несколько рудоконтролирующих структур второго порядка – структурно-фациальных зон, которые приурочены к глубинным разломам первого ранга [3].

1. Криворожско-Кременчугская структурно-фациальная зона простирается в субмеридиональном направлении на 400 км. Криворожско-Кременчугский глубинный разлом делит эту зону на две части: восточную, которая является внутренней частью Криворожско-Кременчугского краевого прогиба, и западную, которая соответствует внешней зоне краевого прогиба.

2. Верховцевско-Чертомлыкская структурно-фациальная зона, которая вмещает Верховцевский и Чертомлыкский синклинии.

3. Сурско-Токмаковская структурно-фациальная зона, которая прослежена геофизическими работами на протяжении 200 км от Днепровско-Донецкой впадины до северного склона Украинского щита.

4. Конкско-Белозерская структурно-фациальная зона, которая вмещает Белозерский и Конкский синклинии. Основная линия соответствующего глубинного разлома проходит по восточной границе Белозерского месторождения.

5. Орехово-Павлоградская структурно-фациальная зона, которая связана с одноименным глубинным разломом, по поверхности которого нижепротерозойские породы, которые выполняют прогиб, граничат с запада с архейскими породами. Восточная граница зоны большинством исследователей проводится по Западно-Приазовскому разлому.

6. Центрально-Приазовская структурно-фациальная зона простирается с севера на юг на 115 км и сложена нижнепротерозойскими породами центрально-приазовской серии. Границами зоны являются крупные региональные разломы: Сорочинский и Мариупольский на востоке и Розовский на западе.

**Выводы.** Анализ железорудной минерально-сырьевой базы Украины и мира, свидетельствует, что несмотря на лидирующее место Украины по разведанным запасам железа, промышленные запасы железндобывающих предприятий значительно истощены. Результатом этого (даже при положительном тренде развития мировой добычи железа) является уменьшение объемов производства железорудной продукции и количества горндобывающих предприятий в Украине, снижение качественных показателей минерального сырья, потеря традиционных рынков сбыта, прежде всего в Восточной Европе, уменьшение валютных поступлений в бюджет государства. Несмотря на наличие значительных возможностей прироста запасов высококачественных железных руд в пределах Криворожско-Кременчугской, Белоцерковско-Одесской, Орехово-Павлоградской металлогенических зон, строительство новых предприятий для добычи и переработки железных руд требует значительных средств и при современном экономическом состоянии страны невозможно. В современных условиях целесообразнее направить геологические исследования на существенное улучшение существующей минерально-сырьевой базы, ее расширение и доизучение с новых позиций, ориентируясь прежде всего на современные требования рыночной экономики.

Параметры промышленной ценности железорудных месторождений формировались начиная с архея. Важной генетической особенностью архейских железисто-кремнистых осадков является тесная связь с вулканитами и их вулканогенно-экспляцияционная природа при подчиненном значении хемогенно-осадочных процессов, вследствие чего продуктивные толщн железорудных месторождений архейского возраста имеют небольшие мощности и незначительное распространение по площади, что объясняется сравнительно слабым градиентом тектонических движений и физико-химическими особенностями атмосферы. Это привело к формированию небольших по запасам железорудных месторождений с содержанием железа преимущественно 30-40%, разработка которых может быть рентабельной лишь при условии пространственной приближенности рудных залежей. Железистые минералы пород архейских месторождений в сравнении с протерозойскими характеризуются меньшим содержанием вредных для металлургической переработки изоморфных и механических примесей. К тому же они имеют более завершенные кристаллографические формы и больший гранулометрических со-

став, в результате чего архейские железистые кварциты характеризуются более высокими технологическими показателями, чем нижнепротерозойские. Незначительное содержание вредных примесей и почти полное отсутствие  $Al_2O_3$ ,  $P_2O_5$  и S в архейских железистых кварцитах делает их ценным сырьем для порошковой металлургии процессов прямого восстановления железа.

Доминирующее количество промышленных железорудных запасов Украинского щита связана с протерозойским этапом железнакопления. Главнейшими генетическими факторами промышленной ценности железных руд протерозойского возраста являются следующие:

- заложение крупных прогибов, которые имели стойкую тенденцию к опусканию и интенсификации процессов сноса продуктов разрушения первичных пород;

- локализация вулканизма и поствулканических процессов в пределах узких зон, которые связаны с зонами глубинных разломов.

Месторождения в протерозойских железисто-кремнистых формациях характеризуются большими запасами, способными обеспечить работу горно-обогатительных комбинатов на несколько десятков лет. Однако использование протерозойских железистых кварцитов, как сырья для качественной металлургии ограничено повышенным содержанием в них таких вредных примесей как серы, мышьяка, фосфора, цинка и др.

#### *Список литературы*

1. Кулиш Е.А., Плотников А.В. Геологические факторы экономической ценности железорудных месторождений. –К., 2005. –292 с.
2. Плотников О.В. Економічні оцінки залізорудних родовищ у фінансових та інвестиційних проектах: Монографія. –Кривий Ріг: Мінерал, 2006. –274 с.
3. Плотников О.В. Геологічні фактори, які обумовлюють економічну цінність промислових запасів залізних руд// Геолого-мінералогічний вісник. -2003. -№1(9). -С. 68-70.
4. Плотников О.В. Стан і перспективи розвитку залізорудної мінерально-сировинної бази України і світу// Мінеральні ресурси України. -№3. -2001. -С. 2-4.
- Рудько Г.І., Плотніков О.В., Курило М.М., Радованов С.В. Економічна геологія родовищ залізистих кварцитів. -К.: Вид-во «Академпрес», -2010. -272 с.

УДК 622.2

А.В. ПЛОТНИКОВ, д-р геол. наук, проф., заместитель директора по научной работе Криворожского Экономического института

### **МЕТОДИКА ОЦЕНКИ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СКЛАДОВ АГЛОРУДЫ**

На примере ПАО «Суха Балка» разработана новая методика определения качественных показателей складов аглоруды. Разработанная методика позволяет опробовать склады руд любой сложности с получением достоверной информации о качественных показателях.

На прикладі ПАТ «Суша Балка» розроблена нова методика відділення якісних показників складів аглоруди. Розроблена методика дозволяє опробовувати склади руд будь-якої складності з отриманням достовірної інформації якісних показників.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Геолого-экономические оценки объектов должны быть основаны на довольно точных показателях запасов полезных ископаемых и их качественной характеристике. И если для железорудных месторождений определение качества и количества руды в недрах не составляет трудностей и регламентируется соответствующими инструкциями [1, 2, 3, 6], то для складов железорудной продукции нормативные документы оценки качественных показателей отсутствуют. Вместе с тем, необходимость оценки подобных объектов возникает довольно часто. Например, при смене собственника горнорудного предприятия, геолого-экономических переоценках горнорудных активов, изменении рыночной конъюнктуры и т. п.

**Постановка задачи.** Работы по разработке методики опробования и оценке качественных показателей проводились на западном резервном складе аглоруды по заказу ОАО «Суша Балка». Основанием для проведения работ послужили факты неподтверждения качественных показателей аглоруды, которые были задекларированы при формировании склада. По данным отгрузок содержание железа в аглоруде выявилося намного ниже задекларированных 56 %.

**Изложения материала и результаты** Западный резервный склад аглоруды расположен в пределах земельного отвода шахты «Юбилейная». Согласно маркшейдерского замера на 03.08.09 г. на складе содержится 223416 т руды. Максимальная высота склада составляет 11.5 м. Формирование склада происходило послойно.

Учитывая значительные размеры склада и, прежде всего его мощность, в качестве основного метода опробования было выбрано бурение скважин на всю глубину склада. Наиболее оптимальным способом бурения в условиях склада аглоруды, который даёт практически стопроцентный выход материала, является бурение шнековыми штангами с наращиванием их по мере углубки скважины без подъёма бурового инструмента. Отбор проб производился через каждые два метра углубки скважины.

**Методика опробования западного резервного склада аглоруды.** Учитывая особенности формирования склада аглоруды, изменчивость показателей содержания железа и размеры объекта была выбрана сеть скважин с параметрами 12.5x12.5 м (рис. 1).

Бурение скважин осуществлялось на всю глубину склада самоходной буровой установкой УКБ-500 (рис. 2) шнеками диаметром 150 мм и длиной 1.4 м (рис. 3). Скорость вращения шпинделя 120 об/мин. при подаче шнека 3 м/ч. Породоразрушающим инструментом являлась пика диаметром 151 мм, и высотой 10 см, наплавленная сталинитовым сплавом. По мере бурения шнековые штанги наращивались до достижения основания склада.



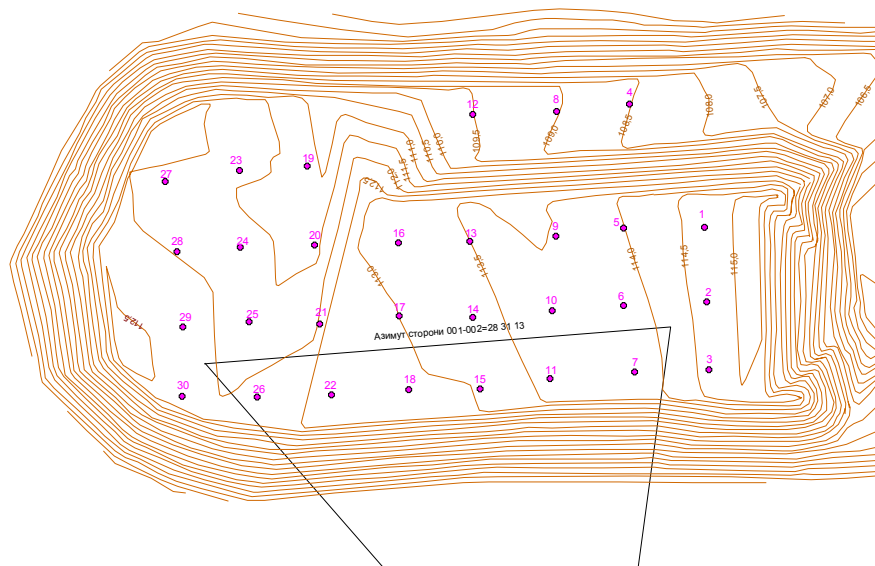


Рис. 1. Расположения скважин на западном резервном складе аглоруды

Отбор проб осуществлялся через каждые 2 метра углубки скважины. Последний интервал каждой скважины в зависимости от её глубины составлял 1-2,25 м.

По окончании бурения каждого интервала шнек прокручивался без осевого усилия до полного выноса аглоруды на специальный металлический лист (рис. 4).

Образовавшийся конус аглоруды усреднялся путём перемешивания. Отбор проб осуществлялся в соответствии с ДСТУ 4574:2006. Проба делилась пополам, одна часть которой отправлялась в химлабораторию, а другая - на хранение качества.

Всего было пробурено 30 скважин общим объемом 275 погонных метров.



Рис. 2. Разбуривание западного резервного склада самоходной буровой установкой УКБ-500



Рис. 3. Буровые шнеки

**Результаты опробования.** Качественная характеристика западного резервного склада аглоруды охарактеризована по 134 пробам, которые отобраны из 30-ти скважин и обработаны по методике [4,5]. Средневзвешенное содержание железа составляет 54.53 % железа. Глубина скважин определялась по абсолютным отметкам и составляла от 6 до 11.5 метров, интервал опробования шнекового бурения составлял от 1 до 2.8 метров.



Рис. 4. Конус аглоруды

Основные статистические показатели приведены в табл. 2.

Как показывает анализ табл. 2, содержание железа в пределах склада аглоруды характеризуется нормальным законом распределения с довольно низкими показателями изменчивости (дисперсия – 4.18, коэффициент вариации – 0.037). Погрешность определения среднего содержания в складе не превышает 0,46% при 99% уровне значимости.

Таблица 2

Статистические показатели распределения железа в складе аглоруды

Статистический показатель	Значение
Количество проб	134
Минимальное значение	47.4
Максимальное значение	58.99
Среднее арифметическое	54.8
Среднее взвешенное	54.53
Стандартная погрешность	0,177
95% доверительный интервал	0,35
99% доверительный интервал	0,46
Дисперсия	4,18
Среднее отклонение	1,62
Стандартное отклонение	2
Коэффициент вариации	0,037
Ассиметрия	-0,598
Экссесс	0,834
Статистика Колмогорова-Смирнова	0,059
Критическое значение при $\alpha=0,1$	0,104
Критическое значение при $\alpha=0,05$	0,116

Анализ качественной характеристики по 8 профилям показал, что аглоруда с качеством более 56 % по содержанию железа прослежена по профилю 7; и только по трем пробам в скважинах 24 и 25, интервал опробования от 2 до 6 и от 4 до 6 метров показывают качество рудных интервалов менее 56 % (рис. 5, 6, 7).

По профилям 8 и 6 аглоруда с качеством железа более 56 % прослежена по трем скважинам (№20- интервал опробования от 4 до 8.5м, №22- от 2 до

4м, №30- от 0 до 2 и от 4 до 6 м). По остальным рудным интервалам прослежено содержание аглоруды с качеством железа менее 56 %.

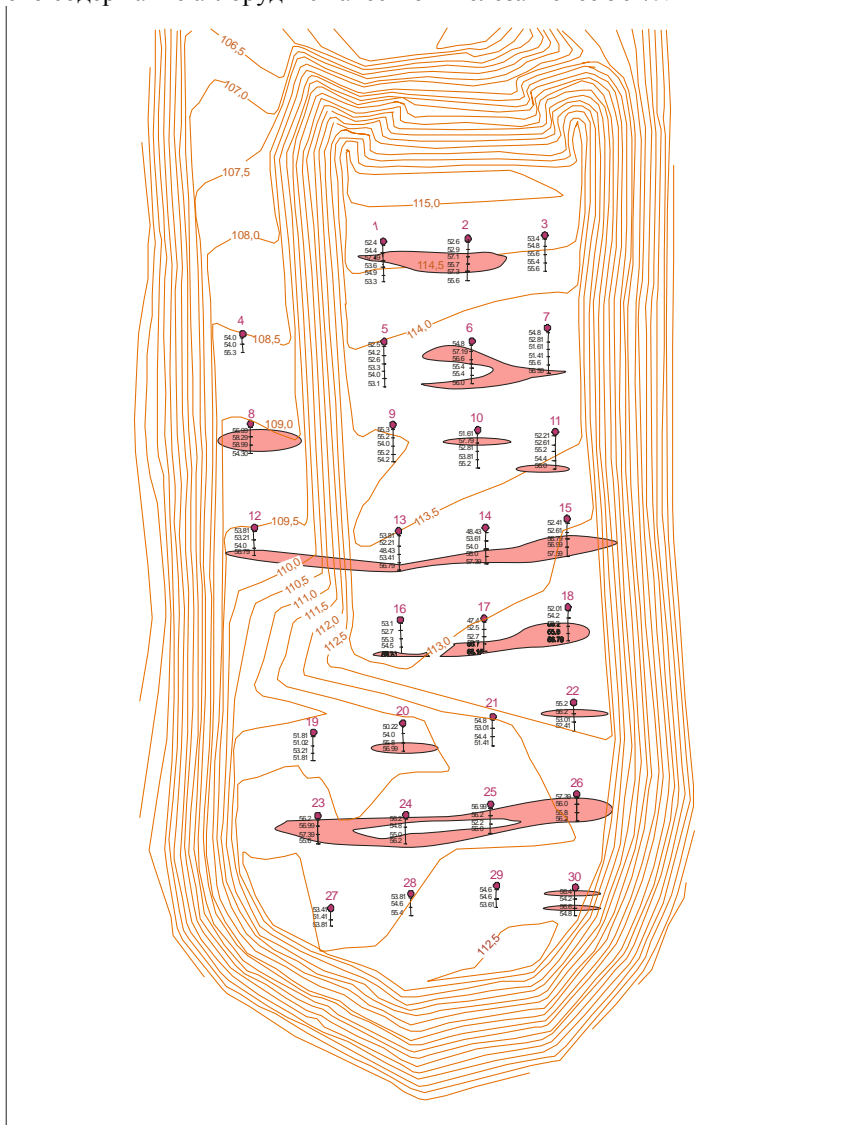


Рис. 5. Распределение проб с содержанием железа более 56% в разведочных профилях

Далее в северном направлении по профилям 4 и 5 качественная характеристика аглоруды с содержанием железа более 56 % приурочено к нижней части склада и поднимается от подошвы по всем скважинам на высоту от 1 до

бметров, выделяется в отдельный пласт, который уменьшается по мощности с востока на запад.

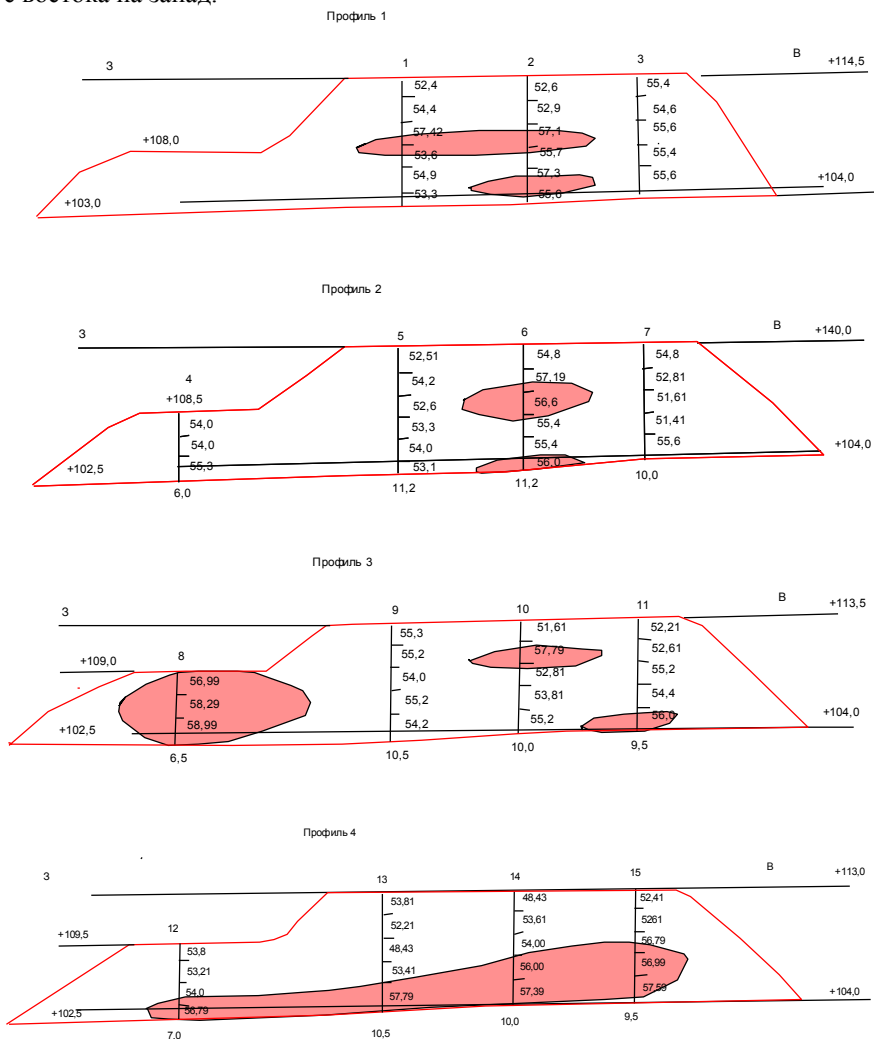


Рис. 6. Распределение содержания железа в пробах скважин профилей 1-4 (красным показана область с содержанием железа больше 56%)

В профиле 3 по скважине №8 прослежено качество аглоруды с содержанием железа более 58 %. По скважинам №10, 11 аглоруда с содержанием железа 56% и более прослежена по интервалам от 2 до 4 и от 8 до 9,5м.

По северным профилям расположенным ближе к рабочему забою склада выделяются более богатые рудные интервалы (от 4 до 6м, от 8 до 10м, от 2 до 6м) в центральной части по скважинам №1, 2, и 6.

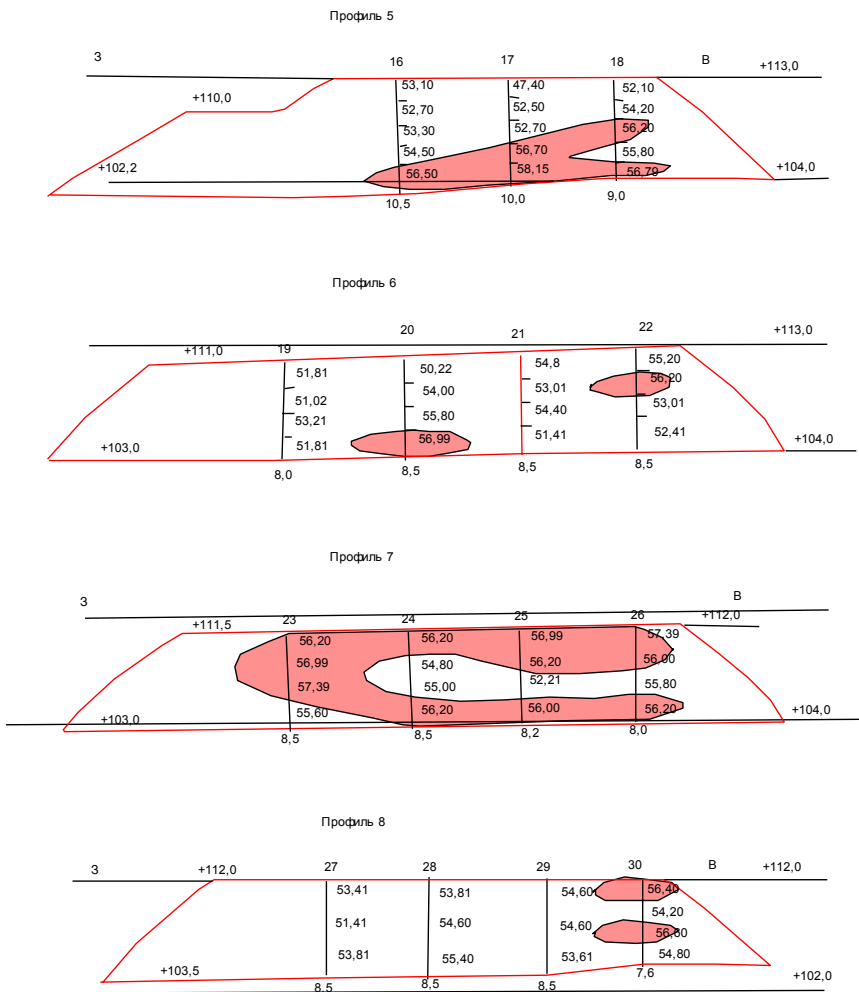


Рис. 7. Распределение содержания железа в пробах скважин профилей 1-4 (красным показана область с содержанием железа больше 56%)

Распределения полезного компонента по интервалам опробования сверху вниз:

- от 0 до 2 м составляет от 47.4 % до 57.39 %;
- от 2 до 4 м составляет от 51.02 % до 57.19 %;
- от 4 до 6 м составляет от 48.43 % до 57.3 9 %;
- от 6 до 8 м составляет от 51.41 % до 56.99 %;
- от 8 до 10 м составляет от 54.0 % до 58.15 %.

Самая большая разница между максимальным и минимальным содержанием по железу прослеживается в верхнем слое и составляет 10 %.

Распределение железа в пределах склада аглоруды показано на рис. 8.

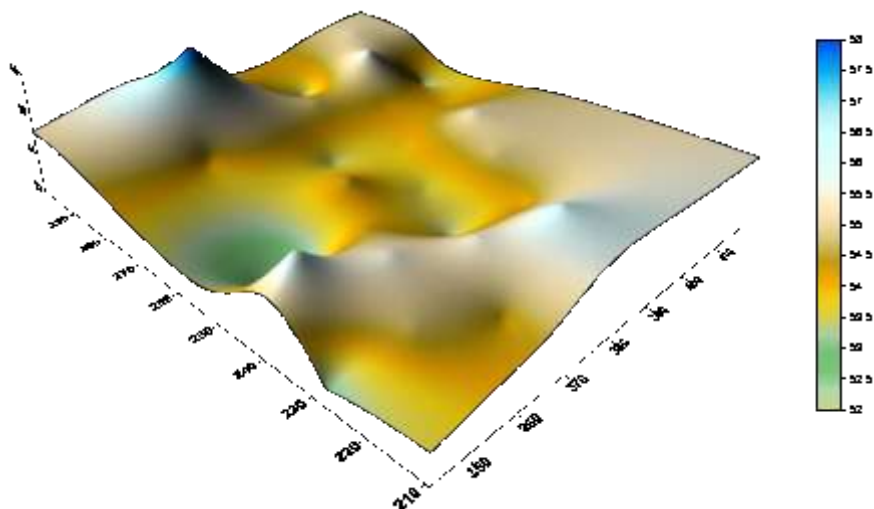


Рис. 8. Блок-диаграмма распределения содержания железа в пределах склада аглоруды

**Выводы.** Разработана методология опробования складов аглоруды. С её помощью были выполнены работы по опробованию западного резервного склада аглоруды ОАО «Суша Балка».

Учитывая размеры склада, в особенности его мощность (11,5 м), а также физико-механические свойства лежалой аглоруды, наиболее оптимальным способом опробования является бурение с использованием шнековых штанг длиной 1,4 м и диаметром 150 мм. Породоразрушающим инструментом является пика диаметром 151 мм, и высотой 10 см, наплавленная сталинитовым сплавом. По мере бурения шнековые штанги наращиваются до достижения основания склада. Опробование скважин осуществляется поинтервально. В конце каждого интервала шнек вращается без осевого усилия на забой скважины до полного выхода породы на металлический лист. Проба с каждого интервала усредняется и разделяется на две части.

Качественная характеристика западного резервного склада аглоруды охарактеризована по 134 пробам, которые отобраны из 30-ти скважин. Средневзвешенное содержание железа составляет 54,53 % железа. Содержание железа в пределах склада аглоруды характеризуется нормальным законом распределения с довольно низкими показателями изменчивости (дисперсия – 4,18, коэффициент вариации – 0,037). Погрешность определения среднего содержания в складе не превышает 0,46 % при 99 % уровне значимости.

Разработанная методология позволяет опробовать склады руд любой сложности с получением достоверной информации о качественных показателях.

### *Список литературы*

1. Інструкція із застосування Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр до родовищ руд чорних металів (заліза, марганцю та хрому). – Київ, 2002. -85 с.
2. Інструкція про зміст, оформлення і порядок подання на розгляд Державної комісії України по запасах корисних копалин при Державному комітеті України по геології і використанню надр матеріалів геолого-економічних оцінок родовищ металічних і неметалічних корисних копалин: Затв. Кабінетом міністрів України 04.09.95. –К.: 1995. -43 с.
3. **Плотников О.В., Кучерявенко І.А., Віннік Н.В.** та ін. Інструкція по визначенню, нормуванню і обліку показників вилучення руди із надр/ Кривий Ріг: АГН України, 2008. -90 с.
4. **Черновський М.І., Плотников О.В.** Практичні методи багатовимірного статистичного аналізу в геології: Навчальний посібник.- Київ.: НМК ВО, 1992.- 116 с.
5. Статистичні методи порівняння в геології: Навч. посібник/ **М.І. Черновський, О.В. Плотников.** -К.: ІСДО, 1994, -80 с.
6. Тимчасова інструкція по нормативах гранично допустимого вмісту загального заліза у відходах переробки (скидах ДСФ) мінеральної сировини ВАТ «Суша Балка», що використовуються для гірничотехнічної рекультивації порушених земель// **О.В. Плотников, Н.В. Віннік, С.П. Сіденко.** –Кривий Ріг: Вид-во АГН України, 2009. -56 с.

УДК.622.413.3

А.А. ЛАПШИН, канд. техн. наук, доц.  
Криворожский технический университет

## **ИЗМЕНЕНИЕ ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА В РАЗЛИЧНЫЕ ПЕРИОДЫ ГОДА**

Приведены результаты исследований теплофизических параметров рудничного воздуха в различные периоды года. Наблюдаются значительные изменения температуры и влажности воздуха в зависимости от периода года в воздухоподающих стволах и меньше в околоствольных дворах. В очистных блоках, на вентиляционных горизонтах и в воздуховыдающих стволах сезонных колебаний теплофизических параметров воздуха практически не наблюдается.

Наведено результати досліджень теплофізичних параметрів рудникового повітря в різні періоди року. Спостерігаються значні зміни температури і вологості повітря в залежності від періоду року в повітроподавальних стволах і менше в околоствольних дворах. В очисних блоках, на вентиляційних горизонтах і в повітровидаючих стволах сезонних коливань теплофізичних параметрів повітря практично не спостерігається.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Актуальность проблемы заключается в том, что в связи с понижением уровня горных работ ухудшаются условия труда. Для улучшения санитарно-гигиенических условий в горных выработках необходимо определить теплофизические параметры рудничного воздуха на глубоких горизонтах шахт.



**Постановка задачи.** Целью работы является определение теплофизических параметров воздуха в горных выработках шахт в различные периоды года.

**Изложения материала и результаты.** Исследование теплофизических параметров рудничного воздуха производилось путем замера его температуры, влажности и давления по пути движения вентиляционной струи начиная с поверхности и заканчивая в канале главной вентиляционной установки (ГВУ).

Замеры параметров воздуха производились в самый теплый период (июль-август 2010 г.), в переходный (ноябрь 2010 г.) и в холодные месяцы (январь-февраль 2010 г.). Маршруты замеров на каждой шахты были одинаковыми для всех трех периодов (теплый, переходный, холодный). Замеры температур производились психрометром Ассмана по сухому и мокрому термометрам, а относительная влажность определялась по психрометрическим таблицам. Барометрическое давление измерялось барометром. В измерениях участвовало две бригады. Первая бригада измеряла параметры воздуха по маршруту: поверхность шахты, околоствольный двор воздухоподающего ствола, главный откаточный квершлаг и очистной блок. Вторая бригада проводила измерения в выработках вентиляционного горизонта, в руддворах вентиляционного ствола, а затем в канале ГВУ. Замеры проводились во вторую смену (с 10<sup>00</sup> до 15<sup>00</sup>) обеими бригадами одновременно.

В табл. 1 приведены результаты измерений теплофизических параметров воздуха шахт Кривбасса и ЗЖКР.

Промышленные исследования свидетельствуют, что в горных выработках рудных шахт происходят сложные теплообменные, диффузионные и термодинамические процессы, обуславливающие изменение параметров рудничного воздуха при его движении по протяженным вентиляционным выработкам. В шахтных стволах и других вертикальных выработках происходит сжатие (при движении вниз) и расширение (при движении вверх) вентиляционной струи при одновременном нестационарном теплообмене с окружающими горными породами, тепло- и массообмен с имеющейся в этих выработках водой. При непосредственном контакте воздуха с водой, поступающего в стволы с верхних горизонтов происходит его охлаждение, температура воды в верхнем нейтральном слое составляет 12-15°C.

Таблица 1

Теплофизические параметры воздуха на глубоких горизонтах шахт Кривбасса и ЗЖКР (2010- 2011 гг.)

Номер позиции	Наименование выработки	Горизонт	Площадь поперечно- го сечения, м <sup>2</sup>	Скорость движения воздуха, м/с	Температура, °С			Влаж- ность, %			Давление, мм.рт.ст		
					август	ноябрь	февраль	август	ноябрь	февраль	август	ноябрь	февраль
Шахта «Октябрьская» - Кривбасс													
1	Устье подающего ствола	-2	50	5,0	26,1/ 23,9	11,5/9 ,4	0	78	78	81	750	755	752
2	Околоствольный двор	-1115	28	1,2	25,5/ 23,6	18,2/1 6,0	12,2/ 10,5	84	90	85	860	862	865

Продолжение таблицы 1

Номер позиции	Наименование выработки	Горизонт	Площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup>	Скорость движения воздуха, м/с	Температура, °С			Влажность, %			Давление, мм.рт.ст		
					август	ноябрь	февраль	август	ноябрь	февраль	август	ноябрь	февраль
3	Квершлаг откаточный	-1115	18	1,6	20,8/ 19,2	19,0/ 7,5	16,2/ 14,2	91	91	81	860	812	866
4	Очистной блок 145 оси	-1180	4	0,65	21,3/ 20,3	21,5/ 20,0	20,0/ 18,4	92	91	88	870	870	870
5	Околоствольный двор вентиляционного ствола	-1115	20	5,0	21,1/ 20,0	19,0/ 8,0	20,2/ 19,2	100	91	91	850	850	850
6	Вентиляционный ствол	-693	19,5	7,5	19,5/ 19,1	17,0/ 6,8	16,2/ 16,2	100	98	100	800	800	815
7	Канал ГВУ	-10	19,0	7,8	18,0/ 18,0	14,1/ 3,2	14,0/ 14,0	100	100	100	745	740	755
Шахта «Гвардейская – Кривбасс													
1	Устье подающего ствола	-2	50	4,5	30,2/ 23,9	13,9/ 1,8	-2,0/ -1,0	61	79	81	750	756	746
2	Околоствольный двор	-1270	12,3	1,6	21,2/ 20,7	18,2/ 6,0	14,8/ 14,0	91	92	98	880	883	884
3	Квершлаг откаточный	-1270	10,0	3,7	22,2/ 20,2	19,0/ 7,5	19,5/ 18,0	92	83	80	881	882	885
4	Очистной блок 213 оси	-1260	4,0	1,2	23,0/ 22,0	21,5/ 20,0	20,0/ 18,5	92	91	87	880	882	885
5	Околоствольный двор вентиляционного ствола	-1190	19,5	7,5	19,8/ 19,8	19,0/ 8,0	17,8/ 17,6	100	100	100	870	870	880
6	Вентиляционный ствол	-790	19,5	8,0	18,0/ 19,8	17,0/ 6,8	14,0/ 13,8	100	100	100	809	810	812
7	Канал ГВУ	-10	19,0	8,2	15,0/ 15,0	14,1/ 3,2	8,0/ 7,8	100	100	100	730	730	747
Шахта им. Ленина – Кривбасс													
1	Устье подающего ствола	-2	50	4,5	32,1/ 21,0	11,8/ 2,2	0/0	40	68	100	750	760	749
2	Околоствольный двор	-1350	12,3	1,6	26,2/ 20,7	19,8/ 7,8	20,0/ 17,0	71	73	71	870	880	880
3	Квершлаг откаточный	-1350	10,0	3,7	20,8/ 20,0	19,8/ 7,8	20,0/ 17,0	91	83	74	871	880	890
4	Очистной блок 95 оси	-1350	9,8	0,63	23,0/ 22,0	20,4/ 8,8	20,0/ 17,5	92	91	80	880	880	890
5	Околоствольный двор вентиляционного ствола	-1190	19,5	7,5	19,8/ 19,8	19,0/ 8,0	17,8/ 18,0	98	91	95	880	880	880
6	Вентиляционный ствол	-790	19,5	8,0	19,8/ 18,0	17,0/ 6,8	14,0/ 13,8	100	91	96	815	820	825
7	Канал ГВУ	-10	19,0	8,2	15,0/ 15,0	14,1/ 3,2	8,0/ 7,8	100	100	98	742	744	748
Шахта «Родина» - Кривбасс													
1	Устье подающего ствола	-2	50	5,0	29,6/ 25,0	15,0/ 3,4	-2,5/ -1,2	67	80	67	750	752	765

Окончание таблицы 1

Номер позиции	Наименование выработки	Горизонт	Площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup>	Скорость движения воздуха, м/с	Температура, °С			Влажность, %			Давление, мм.рт.ст		
					август	ноябрь	февраль	август	ноябрь	февраль	август	ноябрь	февраль
2	Околовольный двор	-1315	12,3	1,7	28,4/ 25,4	21,1/ 9,4	14,1/ 13,0	78	85	89	879	880	895
3	Квершлаг откаточный	-1315	10,0	3,6	23,3/ 22,4	19,8/ 7,8	19,0/ 17,0	92	85	82	880	880	895
4	Очистной блок 38 оси	-1315	9,8	0,72	23,5/ 22,6	22,0/ 1,0	20,3/ 17,8	92	92	83	880	880	895
5	Околовольный двор вентиляционного ствола	-1240	19,5	8,0	22,0/ 21,2	20,3/ 9,8	19,0/ 18,8	93	92	91	858	860	885
6	Вентиляционный ствол	-790	19,5	8,0	19,6/ 19,0	16,0/ 5,3	13,0/ 13,0	98	95	100	780	782	830
7	Канал ГВУ	-10	19,0	9,0	19,0/ 19,0	16,0/ 5,3	7,0/ 6,0	100	100	87	735	736	761
Шахта «эксплуатационная» - ЗЖРК													
1	Устье подающего ствола	-2	38,2	6,5	32,0/ 23,2	9,0/ 8,4	-16,0/ -15,5	54	88	64	750	756	763
2	Околовольный двор	-940	13,4	5,05	25,2/ 21,4	21,1/ 9,4	10,0/ 9,7	66	90	89	842	845	859
3	Квершлаг откаточный	-940	11,4	1,62	26,1/ 24,3	19,8/ 7,8	24,3/ 24,3	84	90	92	843	843	860
4	Очистной блок 10С оси	-940	11,4	0,45	29,1/ 27,4	22,0/ 1,0	27,4/ 26,8	100	92	98	844	844	860
5	Околовольный двор вентиляционного ствола	-640	12,6	0,88	24,2/ 24,2	20,3/ 9,8	22,5/ 22,3	100	98	97	792	796	812
6	Вентиляционный ствол	-400	28,2	1,50	24,1/ 24,0	16,0/ 5,3	21,7/ 21,2	100	98	95	766	766	750
7	Канал ГВУ	-10	15,6	3,62	18,0/ 18,0	16,0/ 5,3	8,0/ 8,0	100	100	100	743	740	732

Примечание. В колонках с величинами температур: в числителе – температура по сухому термометру, в знаменателе – -//- по мокрому.

Так, например, в шахтном поле ш. «Октябрьская» имеется нерабочий ствол ш. «Большевик», по которому поступает воздух на нижние горизонты. Благодаря высокой обводненности этого ствола происходит охлаждение поступающего в шахту воздуха на 6-7°С, и как следствие наблюдается снижение температуры воздуха в очистных блоках до 20-21°С.

Аналогичное охлаждение вентиляционной струи наблюдается в стволах шахт «Родина», «Гвардейская» - Кривбасс. Воздух на горизонты 1240 и 1315 м поступает по стволам ш. «Родина» и ш. «Правда». Ввиду большой обводненности ствола ш. «Правда» температура воздуха в ее околовольных дворах на горизонтах 1240 и 1315 м на 4-5°С ниже чем на ш. «Родина», а температура в обводненных стволах ш. «Гвардейская» на горизонте 1270 м находится в пределах 21,0-21,5°С.

На рис. 1 приведена схема вентиляционной сети горных выработок шахты «Эксплуатационная» ЗЖРК, в которых производился замер параметров рудничного воздуха. Всего было обследовано 18 пунктов начиная от устья воздухоподающего ствола и заканчивая устьем вентиляционного ствола. Замер параметров воздуха производился 10.08.2010г в 3-ю смену начиная с 15<sup>00</sup> и заканчивался в 21<sup>00</sup>. температура атмосферного воздуха на поверхности шахты составляла 32,2°С, а относительная влажность – 54%.

Ввиду особенностей геологического строения рудной залежи под обводненными наносами, которые являются термоизолятором, температура воздуха в зоне горных работ на горизонте 940 м достигает 28-30°С. Несмотря на большое количество воздуха подаваемого в шахту ( $Q_{ш}=632 \text{ м}^3/\text{с}$ ), его температура, влагосодержание и теплосодержание возрастают по мере продвижения к очистным блокам. Увеличение теплосодержания происходит вследствие таких факторов:

- сжатие вентиляционной струи под давлением воздушного столба 900-1000 м;
- тепловыделения от охлаждения горных пород, имеющих температуру на глубинах 900-1000 м 30-32°С;
- тепловыделения от шахтной воды, содержащейся в горных породах и имеющих близкую к ним температуру;
- тепловыделения при окислительных процессах, происходящих в горных выработках;
- тепловыделения обусловленные работой механизмов, машин с двигателями внутреннего сгорания (ДВС);
- наличие электросети и пневмопровода.

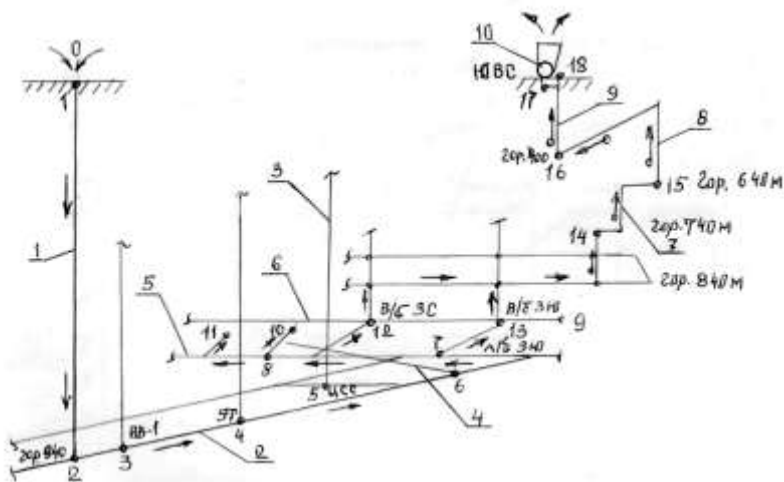


Рис. 1. Схема вентиляционной сети горных выработок ш. «Эксплуатационная» ЗЖРК с замерными пунктами теплофизических параметров рудничного воздуха:

1 – вспомогательный воздухоподающий ствол; 2 – грузовой квершлаг; 3 – центральный слепой ствол; 4 – транспортный уклон; 5 – штрек лежачего бока; 6 – штрек висячего бока; 7 – вентиляционный восстающий; 8 – южный вентиляционный слепой ствол; 9 – южный вентиляционный ствол; 10 – ш. «Южная - Вентиляционная», ● – пункты замера теплофизических параметров воздуха; → - струя свежего воздуха; ●→ - струя загрязненного воздуха

Величины этих тепловыделений изменяются вследствие воздействия охлаждающей воздушной струи и непостоянной работы машин с ДВС и электровозной откатки.

На рис. 2 приведены графики изменения теплофизических параметров рудничного воздуха в горных выработках шахты «Эксплуатационная», построенные по результатам замеров 10.08.2010 г. Так, температура воздуха в воздухоподающем стволе снижается с 32°C до 25°C, а относительная влажность и атмосферное давление повышаются с 54 % до 66 % и с 750 до 825 мм.рт.ст. соответственно.

В воздухоподающей откаточной выработке (грузовой квершлаг гор 940 м) наблюдается незначительное повышение температуры - всего на 1°C. Атмосферное давление также практически не возрастает, а относительная влажность повышается до 84%.

В зоне горных работ (в тупиковых забоях на горизонте 940 м) температура воздуха повышается до 29,1°C, относительная влажность возрастает до 95 %, а атмосферное давление остается на уровне 825 мм. рт. ст.

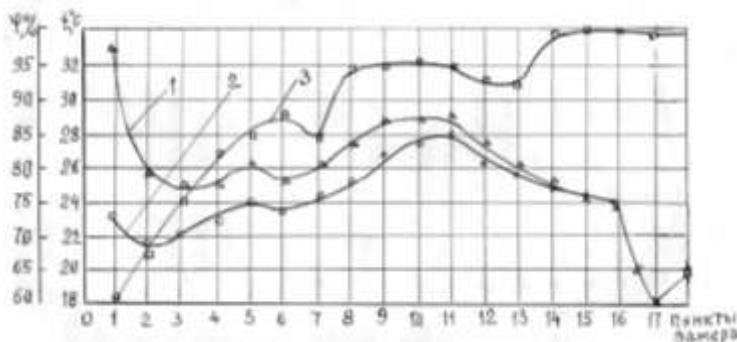


Рис. 2. Графики изменения теплофизических параметров рудничного воздуха в горных выработках шахты «Эксплуатационная» ЗЖРК:

1 – график изменения температуры воздуха по сухому термометру; 2 – график изменения температуры воздуха по мокрому термометру; 3 – график изменения относительной влажности воздуха; 1,2,3...17,18 – пункты замера параметров воздуха; 1-2 – воздухоподающий ствол; 3-7 – главные воздухоподающие выработки; 8-12 очистные забои; 13-14 – вентиляционные выработки; 16 – вентиляционный ствол; 17 – канал ГВУ

Повышение температуры воздуха в зоне горных работ происходит в результате отдачи тепла горными породами в добычных и тупиковых выработках, а также в результате работы машин и производства взрывов в блоках и

проходческих забоях. Рост относительной влажности наблюдается вследствие высокой обводненности массива руды, при этом вода стекает в виде сплошной пленки и капает с боков и кровли выработок.

В выработках вентиляционных горизонтов 740 м и 640 м температура воздуха и атмосферное давление снижаются до 24°C и 793 мм. рт. ст. соответственно, а относительная влажность продолжает расти до 100 %.

Наибольшее снижение температуры происходит в вентиляционном стволе и в канале ГВУ до 18°C, наблюдается также снижение атмосферного давления до 730 мм. рт. ст., а относительная влажность остается на уровне 100 %.

### **Выводы.**

1. В вентиляционной сети шахт происходит изменение всех теплофизических параметров воздуха.

2. В воздухоподводящих стволах наблюдается снижение температуры и повышение относительной влажности и барометрического давления.

3. Температура воздуха повышается в зоне горных работ.

4. В вентиляционных стволах происходит снижение температуры и барометрического давления воздуха, а его влажность достигает 100%.

### *Список литературы*

1. Щербань А.Н., Кремнев О.А., Чернобыльский И.И. Охлаждение и осушение воздуха в глубоких угольных шахтах. Изд. Академии наук Украинской ССР, -К.: 1956, -С. 51-57.

2. Воропаев А.Ф. теория теплообмена рудничного воздуха и горных пород в глубоких шахтах. -М.: Недра, 1966, -249 с.

3. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. – М.: Недра, 1977. -225 с.

УДК 622. 44.

А.Е. ЛАПШИН, д-р техн. наук, проф., А.К. ГАЦЬКИЙ, канд. техн. наук, доц., Криворожский технический университет

А.М. ДРОЗДОВ, канд. хим. наук, доц., Криворожский государственный педагогический университет

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ МЕР СНИЖЕНИЯ ВЫНОСА ПЫЛИ С ОТКРЫТЫХ РУДНИКОВЫХ СКЛАДОВ ШАХТ КРИБАССА**

Предложены эффективные средства и способы снижения пылевыведений при проведении технологических процессов на открытых рудных складах.

Запропоновані ефективні засоби та способи зменшення пиловиділення при проведенні технологічних процесів на відкритих рудних складах.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Учитывая масштабы добычи железной руды в Кривбассе, разброс шахт и карьеров по территории города и местную «розу ветров», снижение выноса пыли с

открытых складов необходимо считать не просто частной проблемой охраны труда на горных предприятиях, но, главным образом, большой экологической проблемой криворожского региона. В соответствии с этим возникла необходимость физико-химического обоснования процессов образования и выделения рудничной пыли.

Для исследования были использованы образцы руды проб поля, отобранных на шахтах «Родина» и им. Ленина. Сертификат химического состава образцов был представлен нам лабораториями, выдавшими пробы. Приведенные в них данные свидетельствуют о том, что с уменьшением содержания железа в руде монотонно увеличивается содержание в ней кремнезема и (в меньшей степени) оксидов кальция и магния. Таким образом, дисперсная фаза аэрозолей Кривбасса состоит преимущественно из оксидов железа и кремния, соотношение между которыми и определяет основные физико-химические свойства аэрозолей и рудной пыли региона.

Известно, что системы с газообразной дисперсионной средой, к которым относятся аэрозоли и пыли, отличаются крайне низкой агрегативной устойчивостью, что обусловлено инертностью их дисперсионной среды. Эти системы обладают лишь кинетической устойчивостью и потому не могут существовать при больших концентрациях дисперсной фазы. Из этого следует, что важным фактором устойчивости аэрозолей является плотность дисперсной фазы. Измерение плотности проб железной руды показало, что плотность руды возрастает с увеличением в ней железа. Таким образом, что в обратной зависимости от плотности находится склонность ее к образованию аэрозолей, другими словами, эта склонность возрастает с уменьшением содержания железа в руде.

Снижение пылеобразования можно осуществить орошением складированной горной породы раствором электролита, снижающего величину электрокинетического потенциала.

**Постановка задачи.** В связи с указанными выше авторами была поставлена задача по разработке эффективных мер снижения выноса пыли с открытых рудных складов шахт Кривбасса. Для достижения поставленной задачи необходимо:

- разработать эффективные устройства защищающие падающий поток рудной массы от действия ветровых потоков при загрузке складов;
- выбрать и экономически обосновать применение пылесвязывающих растворов для защиты пылящих поверхностей складированной руды;
- разработать принципиальные схемы нанесения пылесвязывающих растворов на поверхность складированной руды.

**Изложение материала и результаты.** В качестве эффективного средства защиты сыпучих железорудных материалов от пыления и увеличения срока службы покрытия на открытых складах и при перевозках железнодорожным транспортом предложена шахтная вода и гашеная известь при следующих соотношениях: шахтная вода 90-95 %, гашеная известь 5-10 %. Такой раствор

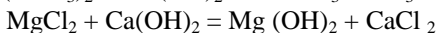
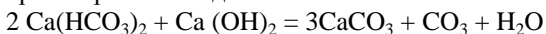
повышает эффективность (прочность и целостность покрытия) защиты от пыления и увеличивает срок службы покрытия [1].

Экономическая целесообразность предложенного средства обусловлена тем, что шахтная вода, содержащая: общее солесодержание 95000 мг/л, хлорида натрия - 81000 мг/л и около 15000 мг/л других солей, в том числе и 10000 мг/л солей кальция и магния. Обладая высокой минерализацией, шахтная вода не пригодна для питьевых и многих технических целей без предварительной очистки, на что требуются большие энергетические затраты. Присутствие в шахтной воде значительного количества хлорида натрия делает ее непригодной для полива сельскохозяйственных посевов. Она засаливает почву, вокруг мест хранения шахтных наблюдается уменьшение растительности.

Кроме того, проникая через трещины и поры в естественные водоемы и реки, шахтная вода значительно повышает и жесткость. Таким образом, ухудшаются питьевые качества поверхностных вод, которые становятся непригодными для питья что особенно негативно влияет на обстановку сельскохозяйственных районов, прилегающим к горным предприятиям. Все это свидетельствует о том, что шахтная вода является отходом горного производства, с чем связана целая проблема ее утилизации. Благодаря этому ее использование для пылеподавления на горных предприятиях является мерой, экономически выгодной.

Что касается гашеной извести, то она также может использоваться не как продукт специально налаженного производства (обжига известняка с последующим растворением да кальция в воде), а взята в качестве отхода производстве ацетилена из карбида кальция.

При смешивании шахтной воды с гашеной известью кальция и магния переводятся в нерастворимые осадки:



с получением раствора, обладающего вяжущими свойствами. При нанесении такого раствора на сыпучий материал, происходит смыв пыли, связывание ее и заполнение межкускового пространства скрепляющим раствором. В процессе испарения воды образуется плотный цементированный слой толщиной в 10-25 мм, прочно связывающий пыль и куски руды. Со временем прочность слоя повышается вследствие испарения воды и консолидации выпавших в осадок нерастворимых карбоната кальция и гидроксида магния. Защитный слой не поддается выдуванию ветром, противостоит атмосферным осадкам и перепадам температур.

Технологически операцию пылегащения осуществляем следующим образом. Шахтную воду в количестве 2,0 м<sup>3</sup> смешивают с 200 кг гашеной извести в смесителе, оборудованном механической мешалкой, в течение 10 мин. Полученную смесь заливают в емкость, которую доставляют на место хранения аглоруды. Нанесение раствора производится путем разбрызгивания насосом, например соединенным с валом мощности трактора и установленным вместе с емкостью на пневмоколенной тележке. В процессе приготовления и



разлива эмульсии не подогревается. Расход эмульсии на 1 м<sup>2</sup> поверхности руды определяют в зависимости от состояния поверхности: укатанная бульдозером - 1,0-1,2 л/м<sup>2</sup>; после разгрузки руды самосвалом 1,5-2,0 л/м<sup>2</sup>.

Обработанный данным средством при различных соотношениях компонентов слой руды испытывался на разрушение механическими нагрузками. Результаты экспериментальных данных показывают, что при повышении содержания в растворе гашеной извести более 10 % прочностная характеристика обработанного слоя руды не ухудшается, а вязкость увеличивается настолько, что усложняет технологию нанесения. Поэтому увеличение содержания гашеной извести свыше 20 % нецелесообразно.

Оптимальный расход раствора извести определяют по эффективности защиты от сдувания пыли с поверхности руды при скорости ветра до 30 м/с. Относительный унос пыли снижается с увеличением расхода до 1,5-2 л/м<sup>2</sup>, дальнейшее увеличение их целесообразно, т.к. показатели по эффективности защиты пыли не улучшаются, а расход увеличивается.

Пылеподавление можно осуществить не только растворами электролитов, но и орошением растворами неэлектролитов (к примеру органических веществ), снижающих величину диэлектрической проницаемости дисперсионной среды. Наиболее эффективными в этом отношении должны быть растворы, содержащие одновременно и электролиты, и неэлектролиты.

При этом представляется экономически нецелесообразным специально готовить такие смеси из чистых реагентов. Более подходящими в этом отношении являются трудноразрушаемые отходы некоторых производств, отвечающих указанным условиям. Использование таких отходов для подавления пыли на открытых складах железной руды позволит одновременно решить и еще одну экологическую проблему - утилизацию отходов.

Указанным целям отвечают отходы химического комбината «Рубежное», т. е. содержит в сухом остатке до 30% формиата натрия и 20-25 % сахара и многоатомных спиртов (эритритов).

Для определения эффективности снижения выноса пыли с открытых складов железной руды нами были проделаны опыты по обработке руды неразбавленным и разбавленными водными растворами отходов комбината «Рубежное» с целью образования в процессе высушивания пленки с последующим определением ее прочности в отношении механического разрушения. При этом наиболее высокий результат прочности пленки дала руда с самым высоким содержанием железа, что согласуется с прогнозом, полученным на основе изучения его химических свойств руды. Эти данные дали возможность разработать конкретные рекомендации по орошению измельченной руды отходами комбината «Рубежное» на открытых рудных складах Кривбасса.

Разработанное и предложенное устройство, которое позволяет снизить пылеобразование. При загрузке складирования руд рис. 1 в этом устройстве установлен наклон верхняя и боковые стенки выполнены сплошными, крышки выпускных люков снабжены противовесом для плотного прижатия их к корпусу. Корпус коробчатой формы имеет по всей своей высоте выпускные люки, перекрываемые поворотными наружу крышками, шарнирно за-

крепленными на стенке корпуса. Это устройство отличается именно тем, что с целью уменьшения пылеобразования при снижении затрат на обслуживание корпус установлен наклонно для уменьшения скорости движения сыпучего материала [2].

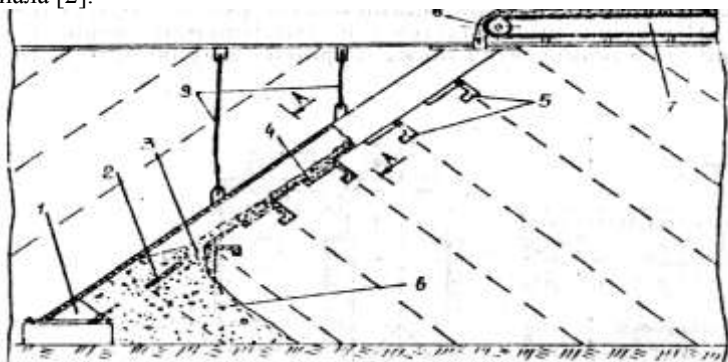


Рис. 1. Спуск для сыпучих материалов

1 – короб; 2 – днище; 3 – выпускные люки; 4 – крышки; 5 – противовесы; 6 – складываемый материал; 7 – челноковый конвейер; 8 – разгрузочная головка; 9 – тросовые тяги

Разработано также устройство для предотвращения выноса пыли при перегрузке сыпучего материала. Устройство содержит шторы, каждая из которых выполнена на свободно подвешенных на горизонтальных планках пучков полос. Штора крепится с помощью жестких элементов к эстакаде (галерее). Перед погрузочно-разгрузочными работами устанавливаются шторы по обе стороны штабелей руды рис. 2.

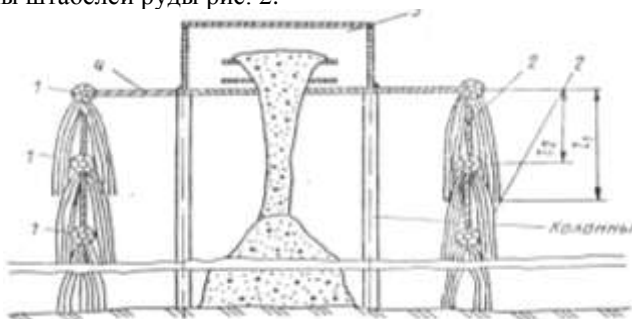


Рис. 2. Устройство для предотвращения выноса пыли

1 – горизонтальные планки; 2 – пучки волос; 3 – упругие вставки; 4 – жесткие элементы; 5 – галерея; 6 – гибкие тяги

В процессе работы шторы воспринимают ветровой поток и удерживают частицы пыли. С помощью такого ограждения повышается безопасность ведения работ и предотвращается загрязнение окружающей среды.

Шторы могут изготавливаться в производственных условиях или непосредственно на открытой площадке. Штора, размещенная с другой стороны штабеля, препятствует уносу пыли, при этом она выполняет роль фильтра. При перемене направления ветра функции штор меняются на противоположные.

ные. При таком расположении штор унос пыли предотвращается при любой силе ветра.

В процессе работы шторы воспринимают ветровой поток и удерживают частицы пыли. С помощью такого ограждения повышается безопасность ведения работ и предотвращается загрязнение окружающей среды.

Шторы могут изготавливаться в производственных условиях или непосредственно на открытой площадке. Штора, размещенная с другой стороны штабеля, препятствует уносу пыли, при этом она выполняет роль фильтра. При перемене направления ветра функции штор меняются на противоположные. При таком расположении штор унос пыли предотвращается при любой силе ветра.

Разработан также и способ нанесения связывающего раствора на поверхность горной массы при помощи поворотного устройства рис. 3.

Способ осуществляют следующим образом. Обеспыливающий раствор к месту назначения доставляют по трубопроводу от смесительной станции, расположенной за пределами территории складирования сыпучих материалов. Нанесение растворов на поверхность сыпучих материалов ведется путем рабочей и регулируемых струй поворотного устройства процессе нанесения обеспыливающих растворов на поверхность сыпучих материалов определяют дальность рабочей струи и сравнивают ее с расчетной величиной. Если дальность рабочей струи окажется меньше расчетной, то скорость вращения замедляют путем уменьшения выходного сечения регулирующей струи. В случае превышения дальности рабочей струи против расчетной величины скорость ее вращения увеличивают увеличением выходного сечения регулирующей струи. Максимальная дальность рабочей струи достигается при минимальной скорости вращения.

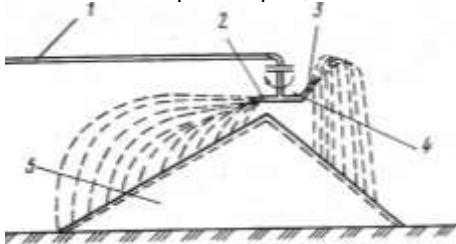


Рис. 3. Схема нанесения распыленного раствора

1 – трубопровод; 2, 3 – напорные струи; 4 – ось; 5 – поверхность сыпучих материалов;

Промышленные испытания описанного способа нанесения обеспыливающих растворов производили на шахтах ПАО «Кривбассжелезрудком». В качестве обеспыливающего раствора использовали пластификатор формиатно-спиртовой и капралактам, являющиеся отходами химической промышленности с различными концентрациями. Растворы наносились под давлением 6 атмосфер на поверхность руды, которая хранилась на открытых складах этих шахт. При испытаниях диаметр рабочей струи составлял 16 мм, а диаметр регулирующей струи изменяли от 4 до 20 мм. Скорость вращения изменялась при этом от 0,2-50 об./мин., а дальность рабочей струи - от 22 м

до 25 м. При такой дальнобойности струи диаметр обрабатываемой поверхности достигал 45 м, что обеспечивало обработку площади открытого склада руды между двумя опорами галереи. Обеспыливающий раствор равномерно наносился на обрабатываемую поверхность. Сдувание пыли с поверхности обработанной руды не наблюдалось при скорости ветра 10 м/с и более [3].

### **Выводы.**

1. При складировании горной массы на открытых площадках происходит интенсивное выделение пыли, которая разносится ветром на большое расстояние

2. Концентрации пыли в СЗЗ горных предприятий превышает ПДК

3. Для снижения пылевыведений на промплощадках горных предприятий рекомендуются различные пылесвязывающие вещества, преимущественно отходы производства: раствор гашеной извести и шахтной воды, пластификатор формиатно-спиртовый (ПФС) и его растворы, капролактан.

4. Для снижения пылеобразования при загрузке открытых рудных складов разработаны различные устройства такие как: наклонный спуск, ветро-защитные шторы.

5. Нанесение пылесвязывающих растворов производится при помощи стационарных и поворотных устройств, работающих в автономных режимах.

### *Список литературы*

1. Лапшин А.Е., Слюсаренко В.Г., Берестнев В.А., Караманич Ф.И., Гацкий А.К. Средство для покрытия сыпучих материалов от пыления. А.С. №1796649 СССР МКИ СО9К3/22. Оpubл в Б.И., 1993, №7.

2. Лапшин А.Е., Слюсаренко В.Г., Гацкий А.К. Спуск для сыпучих материалов А.С. № 1796556 СССР МК 65 С 11/00 Оpubл в Б.И., 1993, №7.

3. Гацкий А.К. Розробка засобів пилоподавлення на відкритих рудних складах з використанням захисних покриттів: Автореферат дис. Канд. тех. Наук. Кривий Ріг. 1993. –33 с.

УДК 622.73

А.Е. ЛАПШИН, д-р техн. наук, проф., А.К. ГАЦКИЙ, канд. техн. наук, доц., А.М. ДРОЗДОВ к.п.н., проф., Криворожский государственный университет

## **ОБОСНОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА СРЕДСТВ ОБЕСПЫЛЕНИЯ ОТКРЫТОГО СКЛАДА СЕРЫ ГПО «ТИТАН»**

В работе приведены результаты исследований проведенных в КГУ с целью разработки мероприятий по снижению загрязнения воздуха на складе открытого хранения серы и обеспечения взрывобезопасности работы ГПО «Титан» г. Армянска Автономной республики Крым. Для обеспыливания открытого склада серы предлагается система его орошения при помощи пневмогидравлических форсунок.

В роботі приведені результати досліджень проведених КДУ з метою розробки заходів щодо зниження забруднення повітря на складі відкритого зберезення сірки та забезпечення вибухобезпечності роботи ДПО «Титан» м. Амрянська Автономної рес-

публіки Крим. Для знепилення відкритого складу сірки пропонується система його зрошення за допомогою пневмогідралічних формунок.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Актуальность проблемы заключается в том, что при загрузке открытого склада серы выделяется пыль которая представляет опасность самовозгорания. Под действием ветра пыль серы разносится по территории завода, при этом наблюдается загрязнением атмосферы выше гранично-допустимых концентраций.

**Постановка задачи.** Целью работы является разработка средств обезпыливания открытого склада серы ГПО «Титан».

**Изложения материала и результаты.** Технология получения 1т серной кислоты на ГПО «Титан» предусматривает расход 0,345 т серы. При этом годовое потребление серы составляет около 300 тыс. т. Для обеспечения ритмической работы цеха серной кислоты предприятие имеет резервный склад серы, емкостью 15 тыс. т. Загрузка складов осуществляется с железнодорожных вагонов, емкостью 60 т. Одновременно в складе разгружается 5 – 6 вагонов. Поставляемая в вагонах комовая сера включает мелкодисперсную фракцию. При разгрузке вагонов и погрузке серы в транспортные средства мелкодисперсный материал переходит в аэрозоли.

Общепринято относить к аэрозольям системы с частицами дисперсной фазы до  $d=850$  мкм и объединять их общим названием «пыль». Профессиональная вредность элементарной серы не проявляется в резкой форме, острые отравления исключены. Однако при длительном вдыхании пыли серы возможно развитие тиопневмокониоза. Иногда отличают раздражение слизистой оболочки дыхательных путей, гастриты, быструю утомляемость, раздражительность, головные боли, плохой сон, неприятные ощущения в области сердца, вегетативные и сосудистые нарушения. В крови снижается содержание глутатиона, отмечается лейкоцитоз и моноцитоз. Изредка порошкообразная сера вызывает экзему. Предельно допустимая концентрация элементарной серы в воздухе рабочей зоны  $2 \text{ мг/м}^3$  [1].

В серных аэрозольях содержание серы может превышать допустимую санитарную норму в несколько тысяч раз. что ухудшает санитарно-гигиенические условия на рабочих местах и отрицательно сказаться на экологическом состоянии завода и прилегающей к нему части города. На ряду с этим пыль элементарной серы способствует резкому увеличению огне- и взрывоопасности на территории склада серы и завода в целом. Статистика ГПО «Титан» свидетельствует о том, что число случаев самовозгорания серы, особенно в летний период, остается весьма значительным. Отсюда следует, что на заводе отсутствуют надежные профилактические средства и способы предупреждения самовозгорания серы и взрыва серных аэрозолей.

Для борьбы с пылью при переработке и хранении сыпучих материалов важным средством является смачивание поверхности сыпучих материалов водой и водными растворами электролитов и неэлектролитов, способствующих коагуляции аэрозолей (соли хлоридов, жидкое стекло, растворов латекса и дегти). При выборе средств и способов пылеподавления на складе элемен-

тарной серы в данной работе учитывалось влияние растворов на технологический процесс производства серной кислоты, который жестко лимитируется нормами допустимых примесей в исходных веществах.

Сера – типичный неметалл. По электроотрицательности она уступает только галогенам, кислороду и азоту. Для нее характерна высшая (+8) и низшая (-2) степени окисления. Сера существенно отличается от кислорода способностью образовывать гомоцепи, различие которых и обеспечивает возможность существования трех аллотропных видоизменений. Из них наиболее устойчивой в обычных условиях является ромбическая сера с температурой плавления 112,8°C. При трении сера электризуется отрицательно, обладает низкой электропроводностью, является хорошим изолятором. При механической обработке серы могут возникнуть значительные скопления статического электричества, что может вызвать разряд и, как следствие, пожаро- взрывоопасность. Теплопроводность серы падает, а давление паров серы возрастает с ростом температуры.

В работе были использованы другие физико-химические свойства серы: показатель преломления, энтальпия, энтропия, магнитная чувствительность, вязкость переохлажденной серы, коэффициент объемного расширения, электрокинетический потенциал.

Основное внимание было сосредоточено на таких свойствах серы, как смачиваемость и условия окисления. Сера гидрофобная (малогигроскопичная), поэтому почти не увлажняется. Однако, в комовой сере при открытом хранении содержание влаги доходит до 1–2 %. Различные поверхностно-активные вещества (жидкое стекло, пирофосфат натрия) снижают поверхностное натяжение на границе сера-вода. плохая смачиваемость серы создает затруднения при использовании воды и ее растворов в качестве средства для гашения пылевых облаков серы.

Температура воспламенения чистой серы 214–280°C. Пары серы и ее пыль могут воспламеняться при комнатной температуре. Сера, нагретая до 180 °C, начинает светиться с минимальным выделением тепла. Это фосфоресцирующее пламя дает те же продукты окисления, что, и при обычном горении серы. Взрыв порошка серы может произойти при концентрациях ее пыли в пределах 1400 г/м<sup>3</sup> -132 г/м<sup>3</sup>.

Самовозгорание – не химическая реакция, а химический процесс, который возможен только в определенных условиях. Поэтому условия самовозгорания и воспламенения не совпадают. Первое может произойти при температурах, более низких, чем температура воспламенения. Горение серы и взрыв серной пыли сопровождается выделением больших количеств вредных газов (SO<sub>2</sub> и H<sub>2</sub>S), относящихся ко второму классу опасности. Нижний предел взрываемости серной пыли составляет концентрация ее в аэрозолях 5-10 г/м<sup>3</sup>.

Как видно, мелкодисперсная сера, с одной стороны, ухудшает санитарные условия работы персонала ГПО «Титан», а с другой стороны, вызывает повышенную опасность пожара и взрывов. Учитывая это, можно в основных чертах работу по безопасности труда на складе открытого хранения серы свести к одному направлению – борьбе с запыленностью.

В процессе лабораторного исследования были освоены методы определения заряда поверхности твердой серы, метод смачиваемости серы по величине «краевого» угла и под давлением водяного столба, метод определения коркообразования. При этом использовались известные методики анализа определения заряда с помощью электрометра и смачиваемости. Смачиваемость серы по величине «краевого» угла оказалась равной 80%, что в пределах  $\pm 1,5\%$  оказалась равной известной согласно литературным данным. Это свидетельствует о небольшой смачиваемости серы.

Для определения смачиваемости пылеобразной серы в стакан наливали 150 мл дистиллированной воды и осторожно насыпали на ее поверхность 1г измельченной серы (фракции 0,2 мм). Наблюдения в течении 30 дней показали, что сера в этих условиях не смачивается ни дистиллированной, ни водопроводной водой. Повышенная гидрофобность измельченной серы подтверждает известное правило, что при измельчении смачиваемость гидрофобного материала уменьшается, а гидрофильного увеличивается.

Коркообразование порошкообразной серы исследовалось путем: а) осторожного приливания ряда растворов и чистой дистиллированной воды на поверхность серы и б) перемешивания с водой порошкообразной серы. В качестве растворов были использованы 0,5 % и 1,0 % растворы хлоридов натрия и калия, а также растворы серной кислоты и алюмокалиевых кварцев. Корка образуется во всех случаях очень непрочная, поэтому в данном исследовании ее прочность определялась после высушивания при комнатной температуре не величиной усилия по ее разрушению, а измерением массы высыпавшейся серы при опрокидывании бокса с серой. При этом правило значности проявилось достаточно четко. Во всех случаях более прочная корка образовывалась при перемешивании серы с водой и ее растворами.

Основной вывод лабораторных исследований: учитывая отрицательное влияние электролитов на качество выпускаемой ГПО «Титан» серной кислоты и то, что днепровская вода дает в ряду коркообразования однопорядковые результаты с растворами электролитов, для пылеподавления серы рекомендована днепровская вода в качестве основного реактива.

Особенность данного исследования заключается не в том, что взято в качестве основного реактива, а в том, как он должен быть применен при пылегашении. Рекомендована для целей пневмогидравлическая форсунка, подающая обеспыливающий раствор или воду под давлением сжатого воздуха. Образующее при этом облако мелкодисперсных капель подавляет, как показали промышленные испытания форсунки, различные аэрозоли.

Сущность высокодисперсного орошения пневмогидравлической форсункой заключается в том, что в зону разгрузки и хранения серы подается мелкодисперсная гидровоздушная смесь, способная к коагуляции и парообразованию. Факел такой смеси за счет адиабатного расширения сжатого воздуха снижает температуру в зоне разгрузки серы на 5-6°C. Это приводит к снижению электрокинетического потенциала серы, а также к смачиванию поверхности частиц за счет конденсации их паров обеспыливающего раствора или воды [2].

Система пылеподавления на открытом складе представляет насосную станцию, которая состоит из 3-х емкостей 1 для хранения и одной емкости 2 для приготовления обеспыливающих растворов, подводящие трубопроводы 3 и орошающие устройства 4, расположенных на галерее или на опорах над штабелями 5 складываемого материала (рис. 1) [3].

Насосная станция расположена вблизи открытого склада полезного ископаемого. Это обеспечивает меньший расход трубопроводов при их монтаже. по возможности, если позволяет рельеф местности, насосную станцию располагают на 1,5-2,0м ниже железнодорожных путей, что упрощает заполнение емкостей обеспыливающим раствором.

При хранении обеспыливающих растворов в емкостях 1 и 2 возможны образования твердых отложений, что приводит к засорению запираемых кранов и разбрызгивающих форсунок. С целью предупреждения образования твердых отложений емкости 1 и 2 снабжены патрубками для взмучивания растворов.

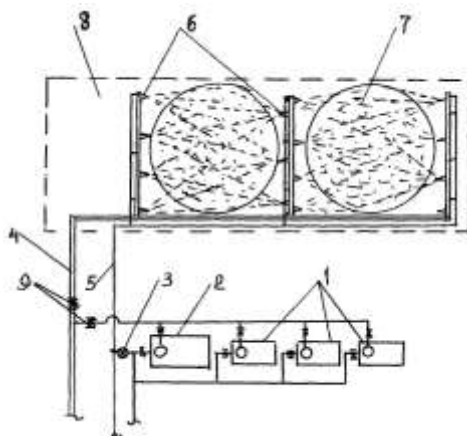


Рис. 1. Схема системы пылеподавления на открытом складе серы:

1 – емкости для хранения раствора; 2 – смесительная емкость; 3 – насос; 4 – воздухопровод; 5 – водопровод; 6 – пневмогидравлические форсунки; 7 – штабели серы на складе; 8 – контуры открытого склада; 9 – краны на трубопроводах.

Трубопроводы, подающие обеспыливающий раствор и сжатый воздух, прокладываются по наклонным эстакадам и опорам в местах удобных для монтажа и не мешающих работе основного оборудования, например конвейерам или челноковым разгружающим устройствам.

Эффективность работы системы обеспыливания во многом зависит от схемы размещения форсунок на галерее открытого склада. При этом учитывается возможность орошения всей площади склада, предусмотренной для хранения серы. При работе нескольких форсунок образуются мелкодисперсные завесы, температура воздуха в зоне действия которых на 5-6 °С ниже чем за пределами открытого склада.



Управление системой обеспыливания производится с безопасных и удобных мест, как при работающем оборудовании, так и в режиме длительного хранения серы на открытом складе.

#### **Выводы:**

1. При технологических процессах разгрузки, погрузки и перемещения по территории склада серы наблюдается интенсивное пылевыведение и загрязнение атмосферы как на складе, так и на прилегающих к нему территориях.

2. Пылевые отложения и аэрозоль серы являются горючими веществами, способными воспламеняться при комнатной температуре.

3. Для пылеподавления и снижения пожаровзрывоопасности пылевых отложений и аэрозолей серы разработан способ высокодисперсного орошения обеспыливающими растворами или водой, заключающийся в их подаче в пылевое облако с помощью форсунок под действием сжатого воздуха, что вызывает коагуляцию аэрозолей серы и снижение температуры в зоне открытого склада.

#### *Список литературы*

1. Большая медицинская энциклопедия. -Т. 23. -М.: изд. «Сов. энцикл.», 1984. –С. 135-136.

2. Лапшин А.Е., Слюсаренко В.Г., Гацкий А.К. Инструкция по эксплуатации систем пылеподавления на открытых рудных складах (СПОРС). -Кривой Рог, 1991. -23 с.

3. Лапшин А.Е., Гацкий А.К., Пищикова Е.В. Снижение загрязнения пылевыми выбросами на шахтах Кривбасса. В зб. Статей V Всеукраїнської науково-практ. Конференції «Охорона навкол. середов. Промислових регіонів» Запоріжжя. 2009 р. -С. 34-38.

УДК 669.046.58.

Л.А. ЛОМОВЦЕВ, чл. корр. АГН Украины

В.А. ВОЛЖЕНЦЕВ, директор ЧП «Промдеталь»

### **УТИЛИЗАЦИ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ШЛАКОВ – РЕЗЕРВ ПРОИЗВОДСТВА МЕТАЛЛА И УЛУЧШЕНИЕ ЭКОЛОГИИ РЕГИОНА**

Показана практическая целесообразность глубокой утилизации лежалых шлаков с использованием современной высокопроизводительной обогатительной техники

Показано практичну доцільність глибокої утилізації лежаних шлаків з використанням сучасної високопродуктивної збагачувальної техніки

**Проблема и ее связь с практическими задачами.** В условиях повышенного спроса железосодержащего сырья для металлургического производства действующие карьеры и рудники достигли критических размеров, и их дальнейшая разработка становится все более трудоемкой и дорогостоящей. Из известных путей увеличения производства металла можно использовать дальнейшую интенсификацию горных работ, доставку и переработку руды по действующим технологиям. Но экономически и экологически более эффективным может оказаться разработка и использование безотходной техноло-

гии сталеплавильного производства путем выделения и направления в оборот 25-30 % металлосоставляющей шлаков, а также использование в качестве стройматериалов неметаллической фракции.

**Анализ предыдущих исследований и публикаций, постановка задачи.** Лежалые сталеплавильные шлаки комбината «АрселорМиттал Кривой Рог» в отводе «Сигма» представлены различными технологическими разновидностями с примесью производственного мусора с массовой долей общего железа в среднем 12,2 %. Основные характеристики шлаков (по данным ГНИГРИ, 2000 г. [1]) представлены в табл. 1 и табл. 2.

Таблица 1

Химсостав шлаков, %

Fe	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	MnO	CaO	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Содерж. магн. части
12,2	8,6	8,0	11-12	2,17-4	8,3	5,1	35,2	0,16	0,97	14,0

Таблица 2

Гранулометрический состав шлаков

Класс крупности, мм	+300	-300 +120	-120 +70	-70 +40	-40 +20	-20 +10	-10 +5	-5
Массовая доля, %	3,3	6,8	7,7	9,3	12,7×)	15,1×)	12,4	32,7×)

×) – цифры скорректированы нами.

Содержание в шлаковых отвалах технологического мусора (дерево, бумага и др.) до 2 %. Немагнитная составляющая сталеплавильных шлаков ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» относится к среднеустойчивым структурам, имеет 9-10 категорию абразивности и может использоваться в строительстве в виде рядового и фракционного щебня. Технологическая схема переработки сталеплавильных шлаков комбината, реализованная ранее на технологической линии производительностью 200 т/ч, представлена следующими технологическими операциями:

Загружаемая экскаваторами шлаковая масса, из которой предварительно удаляется «негабарит» (крупнее 850 мм), самосвалами подавалась в расходный бункер рабочей емкостью около 200 т, из которого дозировалась вибрационным питателем на колосниковый грохот со щелью 120 мм. Надрешетный продукт крупностью -850+120 мм самотеком разгружался на склад, а оттуда самосвалами на разделочную площадку, где из него магнитной шайбой выделялся скрап крупностью -850+120 мм, вывозимый далее в копровый цех. Магнитный продукт складировался.

Подрешетная фракция колосникового грохота крупностью -120+20 ленточным конвейером подавалась на вторичное грохочение виброгрохотом с ячейкой 20 мм. Надрешетный продукт крупностью -120+20 мм направлялся конвейером пол два последовательно установленных над лентой железоотделителя (завода им. Пархоменко, г. Луганск). Магнитный продукт загружался в бункер, откуда самосвалом отгружался потребителю. Немагнитная фракция (класс крупности -120+20 мм) складировалась или также могла отгружаться потребителю. Из мелкого класса инерционного грохота крупностью -20+0 мм

при передаче на складирование выделялась мелкая фракция металлопродукта. Суммарный выход металлосодержащего скрапа с массовой долей железа в среднем около 60 % по нашей экспертной оценке на установке ЧП «Восход» составлял 17-18 % при содержании в немагнитных продуктах до 5 % железа.

**Изложение основного материала и результаты.** В соответствии с заданием сталеплавильные шлаки должны перерабатываться без предварительного дробления в их естественной крупности на момент добычи. Негабарит крупностью более 850 мм отбирается при экскавации и поставляется в копровый цех как самостоятельный продукт. Класс крупностью -850+0 мм – самосвалами типа «Белаз» подается в расходный бункер емкостью 100 м куб., монтируемый в голове технологической цепочки с уровнем повышения над ней. Неклассифицированный шлак крупностью -850+0 мм из расходного бункера дозируется двумя вибропитателями (инерционными с дебалансовым приводом) типа «Сибирячка», на сходе с которых смонтирован колосниковый грохот со щелью 120 мм. Иницируемые вибропитателем колебания повышают эффективность грохочения материала. Крупный класс -850+120 мм разгружается с грохота под уклон самотеком и отвозится самосвалом на площадку, где из него электромагнитной шайбой отбирается металлический скрап и отгружается самосвалом в копровый цех. Немагнитный продукт с массовой долей железа до 5 % складировается. Рекомендуемый вариант технологической схемы (рис. 1, рис. 2) отличается от известного использованием электромагнитного сепаратора перед вторым грохочением, что позволяет в магнитном поле (0,21 Тл) вывести из процесса основной поток немагнитной фракции шлаков и уменьшить потери с ним мелкого скрапа. При последующем грохочении с разделением магнитной фракции крупностью -120+0 мм на классы -120+20 и -20+0 мм и перемешивании труднообогатимого мелкого королька удастся повысить его качество. Суммарный выход товарного продукта при использовании рекомендуемых технологий и оборудования (при исходном содержании железа в виде скрапа и королька 12,2 % и производительности установки 200 т/ч) составит около 24 т/ч. Это обеспечивает утилизацию из лежалых сталеплавильных шлаков в месяц около 13000 т металла с легирующими добавками (табл. 3).

Таблица 3

Технологические показатели по переработке шлаков

Наименование продукта	Класс крупности	Выход, %	Производство продукта т/ч	Производство о металла т/ч
Исходный шлак с масс. долей железа 12,2%	1200-0	100,0	200	24,4
Скрап	+850-	1,50	3,0	2,1
Скрап	850+120-	1,73	3,5	3,1
Скрап	120+20	3,70	7,4	5,9
Королек	-20+0	5,17	10,3	8,86
Итого:				
Металлосодержащего		12,1	24,2	19,96
Отвального шлака		87,90	175,8	4,44

Для обогащения крупнокусковых сильномагнитных материалов крупностью более 100мм в мировой практике используются или подвесные низкопроизводительные электромагнитные сепараторы с глубоким магнитным полем (например, железоотделители завода им. Пархоменко, г. Луганск) или же тихоходные низкопроизводительные электромагнитные или магнитные шкивные (ленточные) сепараторы также завода им. Пархоменко и фирмы «Сала», Швеция [2]. Опыт эксплуатации последних на Полтавском ГОКе показал высокие потери металла с хвостами (до 6 %  $Fe_{магн.}$ ) Для сепарации крупнокусковых шлаков сталеплавильного производства рекомендуется использовать мощные электромагнитные барабаны сепараторов типа ЭБС-90/150, положительно зарекомендовавшие себя в течение 25 лет работы в сложных условиях дробильно-обогащительных фабрик Урала, Сибири и Казахстана [3]. Мощная электромагнитная система такого сепаратора, обеспечивающая индукцию поля 0,20-0,25 Тл, использовалась на практике для нестандартного оборудования (шкивные железоотделители, очистители ж/д путей от просыпей и др.) [4].

Технологическая схема переработки сталеплавильных шлаков

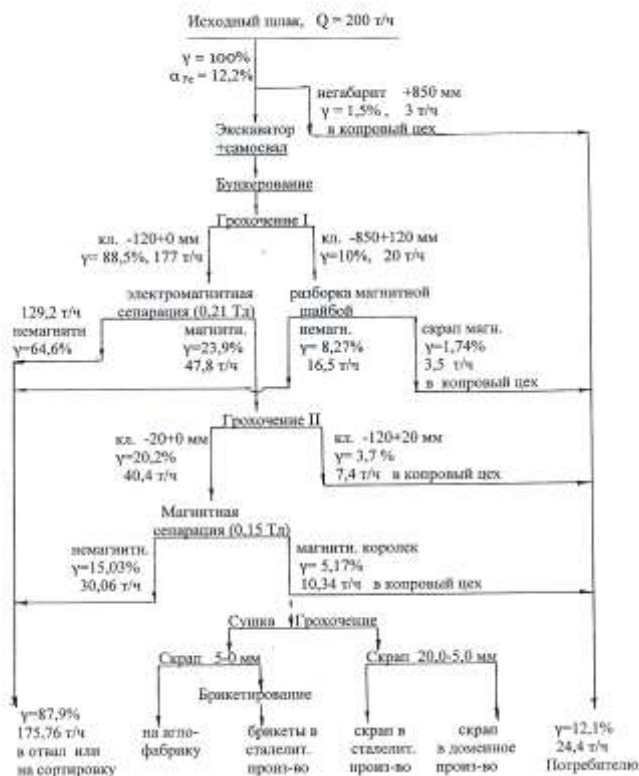


Рис. 1

При обогащении крупнокусковых сталеплавильных шлаков использование такого электромагнитного барабана позволяет повысить извлечение металла в виде скрапа крупностью  $-120+20$  мм и класса  $-20$  мм в I приеме СМС. Для мелкого материала II приема СМС с целью повышения эффективности разделения рекомендуется применение центробежного с радиальной полярностью полюсов барабанного сепаратора типа ПБС-90/120 (разработка ООО «ЦТИ», г. Кривой Рог) [5-7].

Технологические линии для обогащения шлаков и окускования мелкой металло-фракции представлены на рис. 3 и рис. 4.

Цех брикетирования предназначен для изготовления доменных или сталеплавильных брикетов, заменяющих металлолом. Брикетирование производится методом вибропрессования с применением связующих добавок.

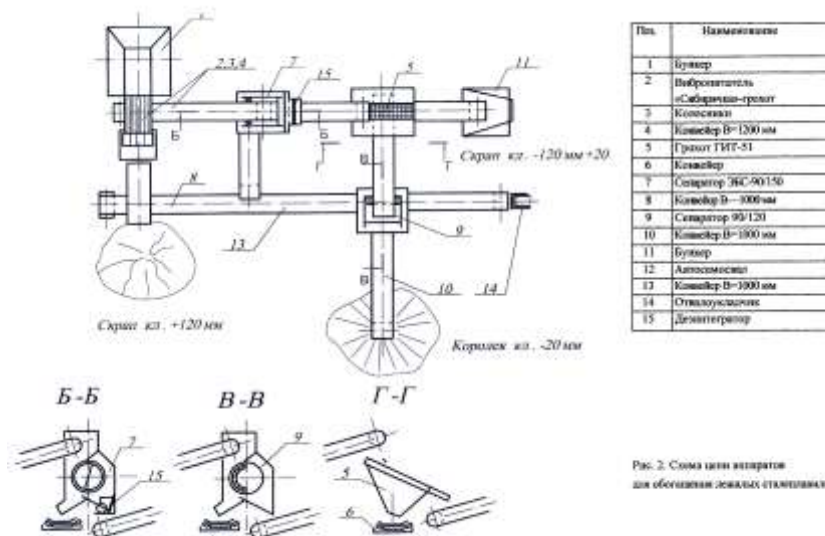


Рис. 2. Схема цепи агрегатов для обогащения доменных сталеплавильных шлаков

Переработка и утилизация сталеплавильных шлаков важны не только как экономически целесообразная альтернативная технология получения качественного металла. Из вторичного сырья, практически не имеющего стоимости, возможно получение строительного песка и щебня, наполнителя бетонных смесей для изготовления фундаментных и бордюрных блоков, тротуарных плит и отделочных элементов строительных конструкций. При минимальных затратах решаются вопросы экологии, связанные с обезвреживанием и складированием технологических отходов сталеплавильного производства.



Узел приема исходного продукта



Узел сухой магнитной сепарации

Рис. 3. Комплекс по доизвлечению из лежащих сталеплавильных шлаков металлосодержащих фракций методом сухой магнитной сепарации [8]



Автоматическая линия



Готовые брикеты.

Рис. 4. Цех брикетирования для сталеплавильного производства

**Выводы и направление дальнейших работ.** Разработка непрерывных высокопроизводительных линий всего комплекса утилизации сталеплавильных шлаков при существенной экономии железорудного и флюсового сырья позволит обеспечить не только металлургическое производство, но и создаст ресурс собственных стройматериалов для дальнейшего развития.

#### *Список литературы*

1. Проект переработки сталеплавильных шлаков с одновременным извлечением скрапа «Частного предприятия "Сигма"» (пояснительная записка и чертежи), фонды ГНИГРИ, г. Кривой Рог, 2000 г. (авторы Н.Е. Вовк, К.П. Кашенко).
2. Проспект фирмы «Сала» (Швеция). Сухие магнитные сепараторы.
3. **Ломовцев Л.А., Нестерова Н.А., Дробченко Л.А.** Магнитное обогащение сильномагнитных руд. -М.: «Недра», 1979 г.
4. **Сусликов Г.Ф., Федотов А.Г., Чигрин Г.С.** и др. Магнитный способ очистки железнодорожного полотна от просыпи сильномагнитных материалов. -М.: «Недра», 1986, -С. 62-66.
5. Способ сухого магнитного обогащения. Пат. Украины № 31833 от 15.05.2001.
6. Барабанный магнитный сепаратор. Пат. Украины № 31834 от 15.05.2001.
7. **Азарян А.А., Колосов В.А., Ломовцев Л.А., Учитель А.Д.** Качество минерального сырья. Кривой Рог, «Минерал», 2001, -201 с.
8. Технологические рекомендации (ТЛР) по линии для переработки лежащих шлаков сталеплавильного производства КГГМК «Криворожсталь». (Авторы: Ломовцев К.Л., Ломовцев Л.А., Короленко Ю.В.), фонды ООО «Центр технологических исследований», Кривой Рог, 2001.

В.В. ПЕРЕГУДОВ, аспирант, Криворожский технический университет

## **ОБЕСПЕЧЕНИЕ КАЧЕСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРУШЕНИИ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД В ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРАХ**

Выполнена оценка качества взрывания горных пород на скальных блоках в Первомайском и Анновском карьерах ПАО «Северный ГОК». Установлены зависимости и выражение для расчета среднего размера куска в развале взорванной породы.

Виконано оцінку якості підривання гірських порід на скельних блоках у Першотравневому і Ганнівському кар'єрах ПАТ «Північний ГЗК». Установлено залежності й вираз для розрахунків середнього розміру куска в розвалі підірваної породи.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Для обеспечения качественных результатов взрывания и показателей последующих процессов погрузки и транспортирования скальной горной массы необходим обоснованный выбор основных параметров буровзрывных работ и адекватное их изменение в соответствующих условиях. Анализ существующих параметров буровзрывных работ и условий взрывания предполагает оценку физико-механических свойств пород, диаметра и конструкций скважинных зарядов, сетки их расположения, применяемых схем коммутации. Для оценки результатов взрывания определяется гранулометрический состав взорванной горной массы, его влияние на технико-экономические показатели работы карьеров.

**Анализ исследований и публикаций.** В работах [1, 2] достаточно полно отражено влияние гранулометрического состава взорванной горной массы на последующие технологические процессы открытой разработки железорудных месторождений. При этом основное внимание уделяется железосодержащему сырью. Установлено, что при увеличении удельного расхода взрывчатых веществ существенно улучшаются показатели рудоподготовки: крупное, среднее и мелкое дробление, а также измельчение пород в мельницах. С увеличением кусковатости взорванной горной массы эффективность дробления уменьшается из-за увеличения содержания крупных кусков. Высокая прочность перерабатываемых руд вызывает серьезные осложнения в эксплуатации не только дробильного, но и измельчительного оборудования [3]. Теоретически обосновано [4] и подтверждено в промышленных условиях достижение заданного результата снижения суммарных энергозатрат на подготовку железистых кварцитов к обогащению [5].

**Постановка задачи.** При отработке скальных вскрышных пород основные требования, предъявляемые к качеству взрывной подготовки горной массы, касаются работы погрузочного и транспортного оборудования, а также уровня проработки подошвы уступов. Для решения задачи обеспечения качества взрывных работ необходимо выполнить анализ результатов определения гранулометрического состава взорванной горной массы и обосновать рациональное значение удельного расхода взрывчатых веществ.

**Изложение материала и результаты.** Определение гранулометрического состава взорванной горной породы на Первомайском и Анновском карьерах ПАО «Северный ГОК» производилось основании общепризнанных методик. При этом определялся грансостав для вскрышных блоков. Характерный пример оценки приведены ниже.

Первомайский карьер. Блок № 62, горизонт -10/-25 м.

Процентный выход фракций, мм						D <sub>ср</sub> , мм
0 – 200	201 – 300	301 - 400	401 - 500	501 - 1200	> 1200	
10,9	15,2	17,0	27,9	26,2	2,8	436,25

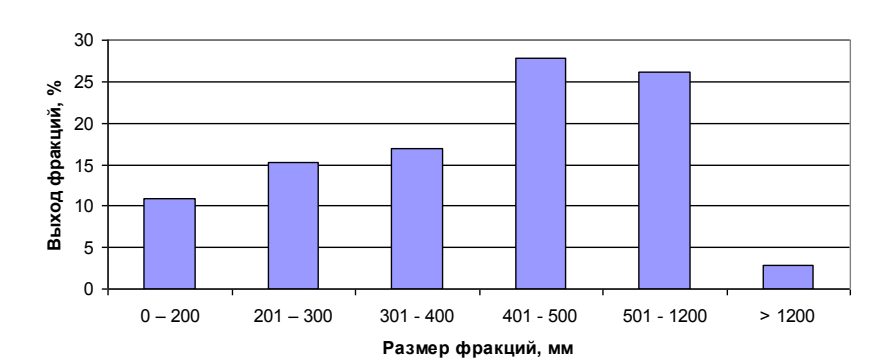


Рис. 1. Гистограмма процентного выхода фракций

Статистический анализ данного грансостава показал, что наиболее качественная аппроксимация плотность распределения вероятности выхода фракций описывается распределением Вейбулла, а именно уравнением

$f(x) = A \cdot \frac{n}{d} \cdot \left(\frac{x}{d}\right)^{n-1} \cdot \exp\left(-\left(\frac{x}{d}\right)^n\right)$ , где d - средний кусок, мм; A, n - эмпирические коэффициенты.

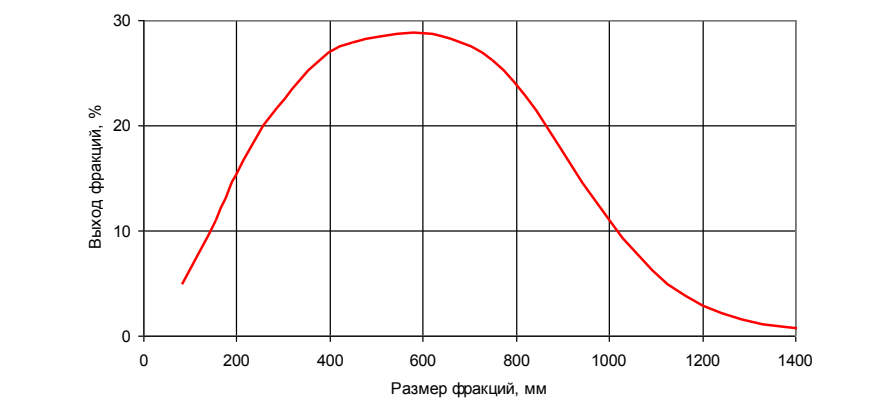


Рис. 2. Плотность распределения вероятности  $f(x)$  выхода фракций (качество аппроксимации  $R^2=0,711$ )



На основании теоретических обобщений предложена формула для расчета среднего размера куска в развале взорванной породы  $D_{\text{ср}}$  в зависимости от удельного расхода взрывчатого вещества  $q$ , объема взрывающегося блока  $V_0$  и прочности породы  $\tau_{\text{пр}}$ :

$$D_{\text{ср}} = \beta \cdot \sqrt{\frac{\tau_{\text{пр}}}{\rho}} \cdot \frac{V_0^{1-\alpha}}{q^\alpha},$$

где  $\alpha$ ,  $\beta$  - эмпирические коэффициенты;  $\rho$  - плотность породы.

Полученные теоретические зависимости среднего куска горной породы в развале от удельного расхода ВВ, в графической форме имеют вид, представленный на рис. 3.

Приведенные графики показывают, что аналитическое выражение принципиально верно описывает закономерности между исследуемыми параметрами, которые были установлены на основании приведенных выше данных.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Проведенные экспериментальные исследования гранулометрического состава взорванных скальных пород карьерах ПАО «Северный ГОК» показывают, что он надежно и адекватно подчиняется распределению Вейбулла, получены соответствующие значения эмпирических коэффициентов, формула для расчета среднего размера куска в развале взорванной породы в зависимости от удельного расхода взрывчатого вещества. Направлением дальнейших исследований является установление зависимости технико-экономических показателей работы карьера от гранулометрического состава взорванных вскрышных пород.

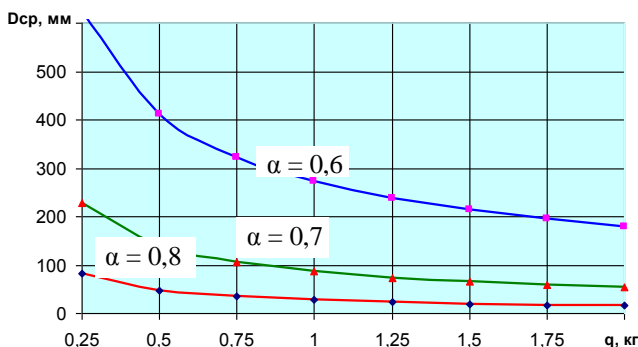


Рис. 3. Теоретическая зависимость среднего куска  $D_{\text{ср}}$  от удельного расхода взрывчатого вещества  $q$

#### Список литературы

1. Друкованый М.Ф., Тартаковский Б.Н., Вишняков В.С., Ефремов Э.И. Влияние дробления пород на эффективность технологических процессов открытой разработки. –К.: Наукова думка, 1974. –271 с.
2. Ефремов Э.И., Петренко В.Д, Пастухов А.И. Прогнозирование дробления горных массивов взрывом. –К: Наукова думка, 1990. –118 с.

3. **Перегудов В.В.** Повышение качества взрывной подготовки горной массы в железорудных карьерах// Качество минерального сырья: Сб. научн. трудов. –Кривой Рог. -2008. –С. 185-189.

4. **Перегудов В.В.** Вплив вибухової дії на фізико-технологічні властивості залізуродної сировини//Вісник Криворізького технічного університету. –2008. -№ 21. –С. 24–27.

5. **Перегудов В.В.** Влияние параметров буровзрывных работ на последующие процессы переработки железорудного сырья в условиях ОАО «Северный ГОК»// Материалы Международной научно-практической конференции «Форум горняков - 2010». –Днепропетровск. -2010. –С. 112-117.

УДК 622.26

С.О. ПОПОВ, д-р техн. наук., А.С. ГРОМАДСКИЙ, д-р техн. наук, проф., В.А. НОВИК, гл. механик ЗАО «ЗЖРК», аспирант, Д.И. КУЗЬМЕНКО, аспирант, Криворожский технический университет

## **РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЫХ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПО ЖЕЛЕЗИСТЫМ КВАРЦИТАМ, С УЧЕТОМ СКОРОСТНЫХ ХАРАТЕРИСТИКХ БУРЕНИЯ ШПУРОВ**

Приведена методика определения параметров буровзрывных работ при проходке горных выработок по железистым кварцитам.

Приведена методика визначення параметрів буропідричних робіт при проходці гірничих вироблень по залізистих кварцитах.

**Проблема и её связь с научными и практическими задачами.** В настоящее время Украина является одним из наиболее крупных поставщиков товарных видов железорудного сырья на мировой рынок. До 70 % этих сырьевых ресурсов добывается в Криворожском железорудном бассейне.

Разработка месторождений этого бассейна на протяжении более чем 120 лет привела к тому, что все его основные горнодобывающие предприятия достигли больших глубин, которые существенно осложнили разработку.

Особо сложные условия сложились на железорудных шахтах. В настоящее время добычные работы почти на всех шахтах бассейна ведутся на глубинах 1300–1400 м, что привело к значительному техногенному нарушению естественного геомеханического состояния недр. Транспортные системы шахт имеют большую протяженность. Подъем руды на поверхность значительно усложнился с глубин близких пределу первой ступени вскрытия месторождений порядка 1600-1700 м.

Все это привело к существенному возрастанию себестоимости добычи руд и поставило шахты в сложное экономическое положение.

В этих условиях одним из перспективных направлений обеспечения дальнейшего функционирования шахт Криворожского бассейна и поддержания их производственной мощности является вовлечение в разработку запасов особых разновидностей железосодержащих пород – железистых кварцитов.

В настоящее время в пределах шахтных полей подземных рудников разведаны значительные запасы таких руд. Относительно небольшие глубины залегания этих запасов (200-400 м от поверхности) и уже существующая инфраструктура шахт позволяет рассматривать эти запасы как потенциальные сырьевые ресурсы. Однако подземная разработка железистых кварцитов связана с рядом сложностей, которые в основном обусловлены особыми физико-механическими свойствами железистых кварцитов.

Рудные тела сложенные этими породами имеют мощность от 40-50 до 100-200 м, их протяженность составляет от 500 м до нескольких километров. При этом, железистые кварциты отличаются повышенными прочностными характеристиками: предел прочности на одноосное сжатие 90–200 МПа, на растяжение 12–23 МПа, на срез 40–60 МПа. Содержание железа от 5-6 до 38-42 % (промышленное содержание для подземной добычи 30-42 %).

Высокие прочностные характеристики железистых кварцитов существенно усложняют процесс их разрушения буровзрывным способом. Особенно это проявляется при проходке подземных горных выработок. Необходимо отметить, что при подготовке запасов рудных тел железистых кварцитов разработанные технологические схемы их выемки требуют проходки от до 500 до 1000 погонных метров выработок различного назначения на каждые 1000 т балансового запаса месторождений. При этом, их средний запас на одной шахте достигает 0,5-2,0 миллиарда тонн.

Высокие прочностные характеристики кварцитов ставят проблему обеспечения эффективности буровых работ при проходке выработок.

**Анализ исследований и публикаций.** В настоящее время отсутствует методика, которая позволяла бы точно определять необходимые параметры буровзрывных работ при проходке горных выработок по железистым кварцитам. Такая методика в процессе проектирования технологических схем их отработки кварцитов (добычных блоков) и (разработки паспортов проходки выработок, а также паспортов буровзрывных работ) должна учитывать все их прочностные свойства и возможные технологии выполнения проходческих работ.

На практике указанные параметры определяются экспериментальным путем уже на стадии реализации проектов отработки запасов рудных залежей, то есть путем выполнения пробных взрывов. Эффективные параметры разбуривания проходческого забоя, установленные по результатам этих взрывов могут иметь существенные отличия у разных выработок [1]. Поэтому возникают серьезные проблемы при определении стоимости проходческих работ на стадии разработки проектов их проходки.

**Постановка задачи.** В связи с указанным выше авторами была поставлена задача по разработке методики точного определения параметров буровзрывных работ при проходке горных выработок по кварцитам с учетом следующих требований [2]:

- продолжительность разбуривания проходческого забоя должна обеспечивать выполнение буровзрывных работ за 1 смену, что лимитируется до-

пустимой длительностью проходческого цикла в 2 смены (бурение шпуров, зарядание и взрывание шпуровых зарядов, проветривание проходческого забоя, уборка породы, крепление выработки с учетом времен выполнения всех подготовительно-вспомогательных операций);

- должна быть обеспечена достаточная уходка забоя после взрывания с коэффициентом использования шпура (КИШ) не менее чем 0,8-0,9;
- должно быть обеспечено минимальное отклонение фактического контура выработки после взрыва от проектного контура;
- степень дробления породы после взрыва должна быть достаточной для ее погрузки в транспортные сосуды для откатки без необходимости вторичного дробления.

**Изложение материала и результаты.** Для обеспечения выполнения всех этих требований должна быть выбрана сетка разбуривания забоя, определены ее геометрические параметры, установлено необходимое количество шпуров [3].

Наибольшее распространение на шахтах Криворожского бассейна получила сетка разбуривания проходческих забоев с клиновидным врубом, приведенная на рис. 1.

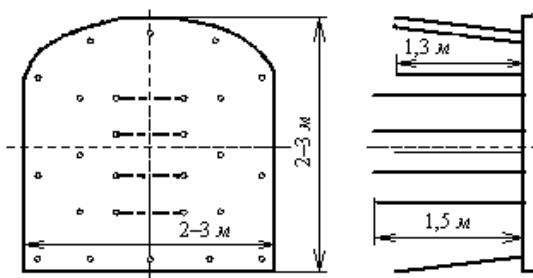


Рис. 1. Наиболее распространенная схема сетки шпуров в забое

Особенностью этой схемы является то, что как показала длительная практика ее применения в самых разных геомеханических условиях и размерах выработок, результаты взрыва при ее реализации мало зависят от самой схемы расположения шпуров, а в основном определяются их количеством, длиной шпуров и энергетическими характеристиками взрывчатого вещества.

Определить необходимые параметры буровзрывных работ при проходке горных выработок можно на основании разработки методики, основанной на учете двух критериев: необходимое разрушающее действие взрыва и допустимая продолжительность буровых работ.

Первый критерий, позволяет определить необходимое количество шпуров исходя из размещения в них взрывчатого вещества в объеме достаточном для разрушения массива породы до требуемой степени ее дробления по условиям транспортирования.

Количество шпуров  $N$  определяется из выражения зависимости

$$N = \frac{q \cdot S}{\gamma \cdot k_z}, \quad (1)$$

где  $q$  – расход взрывчатого вещества (ВВ) на 1 м<sup>3</sup> породы, обеспечивающий ее требуемое дробление, кг/м<sup>3</sup>;  $S$  – площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup>;  $k_z$  – коэффициент заполнения шпуров взрывчатым веществом, дол.ед.

Величина параметра  $q$  может быть определена практическим путем по результатам взрывания зарядов ВВ при разных физических характеристиках кварцитов (такие данные для определения значения  $q$  уже получены шахта-ми, по имеющемуся опыту разработки кварцитов. Однако эти данные еще не были необходимым образом статистически обработаны.

Второй критерий – это продолжительность бурения шпуров при ее ограничении по длительности смены  $T_c$ , которая лимитируется организационными факторами режима проходки выработки. Для этого критерия количество шпуров определяется из выражения

$$N = \frac{V [T_c - (T_{вс} + T_{зв})]}{L}, \quad (2)$$

где  $V$  – чистая скорость бурения, м/час.;  $L$  – суммарная длина шпуров (вруб-овых, вспомогательных, оконтуривающих) может подбираться при выполнении расчета, м;  $T_{вс}$  – суммарная продолжительность всех видов подготови-тельный и вспомогательных операций, час (устанавливается методом хроно-метража);  $T_{зв}$  – продолжительность операций по заряданию и взрыванию шпуров (устанавливается нормативам), час.

В выражении (2) известны методы определения и величины всех пара-метров кроме значения параметра  $V$  (чистая скорость бурения). Этот пара-метр является одним из определяющих в данном выражении и степень его влияния на результат расчета определяется прямой зависимостью  $N$  от  $V$ .

Сложность его определения состоит в том, что скорость бурения зависит многих физико-механических свойств породы, а эти свойства имеют суще-ственные вариации даже у породы одного и того же вида. Наименее исследо-ваны они у железистых кварцитов.

Из практики буровых работ известно, что скорость бурения шпуров за-висит от комплекса физико-механических свойств породы, таких как: твер-дость, вязкость, хрупкость, трещиноватость. Но, наибольшее влияние (до 80 %) на скорость бурения, а точнее на характеристики сопротивления породы раз-рушению буровым инструментом, оказывает предел прочности породы на сжатие  $\sigma_{сж}$ . Поэтому в описанных далее исследованиях авторы ориентирова-лись именно на это фактор.

Выполненные исследования показали, что величина предела прочности кварцитов на сжатие  $\sigma_{сж}$  существенно зависит содержания в них железа (рис. 2). Эта зависимость с коэффициентом корреляции 0,84, описывается функцией вида

$$\sigma_{сж} = 200 - 3,571 (C_{Fe} - 5) \quad (3)$$

Учитывая то, что при отработке запасов железистых кварцитов прихо-дится проходить выработки по всем их разновидностям и при всем диапазоне содержания них железа, методика определения параметров буровзрывных работ должна учитывать это.

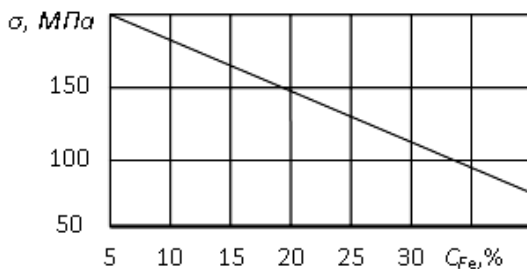


Рис. 2. График зависимости между  $\sigma_{сж}$  и содержанием железа в кварцитах  $C_{Fe}$ .

Для определения чистой скорости бурения по кварцитам в промышленных условиях был проведен ряд экспериментов. Для исследований были выбраны выработки, которые на разных их участках проходили по кварцитам с разным содержанием железа и следовательно с разной величиной предела прочности на сжатие.

Для бурения применялся наиболее широко используемый перфоратор ПК 60 с энергией с энергией удара 20 кгс/м. Бурение осуществлялось с пневмокодок. Шпурь бурились широко используемой штырьевой коронкой типа КНШ-40-25, диаметром 40 мм. Длина шпуров составляла: врубовых 1,5 м; вспомогательных и оконтуривающих 1,3 м. Разбуривание забоя осуществлялось по сетке расположения шпуров, приведенной на рис. 1.

Результаты бурения представлены на рис. 3. Анализ этой зависимости показал, что она с коэффициентом корреляции 0,84 описывается функцией вида

$$V = \sqrt{\sigma \cdot (0,3435 - 0,0161 \cdot \sigma)} \cdot \quad (4)$$

Суммарная необходимая длина всех шпуров в забое может быть определена на основании соотношения  $L=Nl$ , где  $l$  – средневзвешенная длина шпуров на забой, которая определяется из выражения

$$l = (N_{ep} l_{ep} + N_{во} l_{во}) / N, \quad (5)$$

где  $N_{ep}$  – количество врубовых шпуров, шт.;  $l_{ep}$  – длина врубового шпура, м;  $N_{во}$  количество вспомогательных и оконтуривающих шпуров, шт;  $l_{в}$  – длина вспомогательного и оконтуривающего шпура.

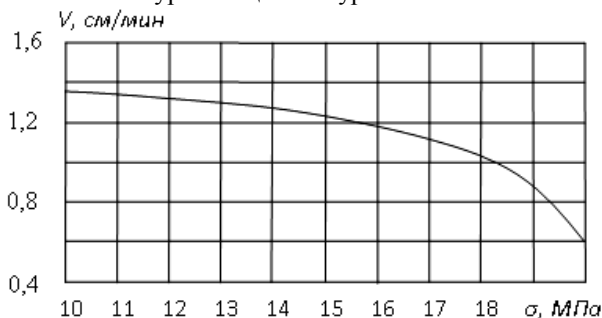


Рис. 3. Зависимость скорости бурения от предела прочности породы на сжатие

Исходя из этого и выражения (2) выводится зависимость для определения средневзвешенной длины одного шпура в забое

$$l = \frac{V [T_c - (T_{вс} + T_{зв})]}{N^2}. \quad (6)$$

**Выводы и рекомендации.** Из полученных зависимостей можно определить все необходимые параметры буровзрывных работ при проходке конкретной выработки сечением  $S$ , по породам с пределом прочности на сжатие  $\sigma$ . Эти параметры определяются по следующему алгоритму. По выражению (1) устанавливается необходимое количество шпуров по разрушающему действию взрыва. В соответствии с выражениями (3) и (4) рассчитывается чистая скорость бурения  $V$ . По выражению (5) определяется средневзвешенная длина шпуров. В соответствии со схемой сетки шпуров в забое (рис. 1) и выражению (5) выполняется распределение шпуров в забое по их группам.

#### *Список литературы*

1. **Ткачев В.А., Кочетов Е.В.** Проведение и крепление горных выработок. –М.: ИнФолио, 2009. –319 с.
2. **Покровский Н.М.** Проектирование комплексных выработок подземных сооружений, –М.: Недра, 1970. –215 с.
3. **Мельников Л.Л.** Сооружение выработок большого сечения в крепких породах. –М.: Недра, 1974. –356 с.

УДК 622.274.4

В.Н. ПУХАЛЬСКИЙ, главный инженер ВостГЭК

### **ПОВЫШЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ УРАНОВОЙ РУДЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ**

Приведены результаты исследований отработки предохранительных целиков под водоёмами. Показана возможность дополнительного вовлечения в эксплуатацию ранее законсервированных запасов урановой руды.

Наведені результати досліджень опрацювання запобіжних цілин під водоймами. Показана можливість додаткового залучення в експлуатацію раніше законсервованих запасів уранової руди.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Опыта разработки урановых месторождений под водоёмами недостаточно. Имеющиеся в литературе данные относятся в основном, к угольным месторождениям. Вместе с тем растущие потребности народного хозяйства в минеральном сырье в последние годы обеспечиваются не только путем разведки и освоения новых месторождений, но и за счет более полного извлечения сырья из существующих (действующих) месторождений и в первую очередь за счет отработки различного рода предохранительных целиков.

**Постановка задачи.** Повышение показателей извлечения ранее законсервированных запасов в предохранительных целиках.

**Изложения материала и результаты.** В настоящее время при подземной добыче в недрах остается 25 % балансовых запасов металлических руд, до 60-70 % калийных солей, до 30 % угля.

Анализ практики подземной разработки рудных месторождений под водоемами показывает, что безопасная выемка полезного ископаемого возможна только системами с закладкой выработанного пространства или камерно-столбовыми с оставлением регулярных междуканнерных целиков и потолочин больших размеров. Ввиду того что надежных методов расчета предохранительных целиков, оставляемых под водоемами, нет, крутопадающие залежи отработывали в нисходящем порядке камерной системой с закладкой выработанного пространства ниже гор. 90 м. При этом оставался предохранительный целик мощностью 70-90 м.

Кристаллические породы в пределах поймы и предохранительного целика под рекой представлены гранитами, гнейсами, рудными и безрудными альбититами и на всей площади перекрыты чехлом песчано-глинистых отложений. Общая мощность рыхлых отложений колеблется от 4 м на севере до 20 м на юге. Ниже зоны рыхлых отложений повсеместно распространяется зона выветрелых кристаллических пород, мощность которой не постоянна и колеблется от 2 до 20 м, увеличиваясь с севера на юг и с востока на запад. Границы зон коры выветривания резко меняются, местами некоторые зоны отсутствуют.

Рассматриваемый участок месторождения пересечен тремя водоносными горизонтами, которые гидравлически связаны между собой. Общее направление потока с севера на юг и согласуется с направлением течения реки. Наиболее интенсивно воды реки влияют на залежи № 1 и 20 и породы их висячего бока. Это объясняется тем, что русло реки проходит на севере непосредственно над залежами, а южнее 49-й оси - вдоль висячего бока залежи № 1 в полосе сильно трещиноватых пород.

За период отработки месторождения (более 10 лет) камерная система (подэтажных штреков, ортов) с закладкой выработанного пространства хорошо освоена, обеспечивает высокую производительность труда, низкую себестоимость продукции и высокую интенсивность отработки, что очень важно при вовлечении в эксплуатацию залежей предохранительного целика под водоемом.

Камеры шириной 15 м в этаже 150-90 м и ниже располагали вкрест простирания. Руду отбивали взрыванием зарядов в скважинах диаметром 57 и 65 мм, пробуренных станками НТ-2 и ПК-75. Параллельные нисходящие скважины диаметром 85 мм для образования отрезной щели бурили станками НКР-100М. Днища блоков нарезали с горизонтом вторичного дробления, руду вибропитателями ПВГ-1,2/3,1 и ПВГ-13,7/0 грузили в вагоны ВГ-4М.

На протяжении всего периода ведения горных работ под предохранительным целиком проводили комплексные наблюдения за подрабатываемым массивом (в работе принимали участие О.К. Авдеев, А.Н. Разумов, В.Н. Листов).



Для оперативного контроля и прогноза напряженного состояния массива выше гор. 90 м использовали звукометрический метод с применением переносных приборов и системы централизованного (дистанционного) контроля с поверхности (СЦЗК). Анализ результатов звукометрических наблюдений с использованием методов математической статистики показал, что различным состояниям массива соответствует определенная вероятность обрушения.

Косвенная оценка устойчивости предохранительного целика базируется на том, что более «мягкие» воды реки, проникая в подземные выработки, будут способствовать уменьшению минерализации шахтных вод. Интенсивность проникновения поверхностных вод определяет нарушение целика раскрытием трещин. Наблюдения показывают, когда работы в предохранительном целике под рекой не велись, минерализация шахтных вод не снизилась, а даже несколько возросла, что говорит об отсутствии существенных изменений в подрабатываемом массиве.

Успешная сплошная выемка секциями полезного ископаемого из крутопадающей залежи в этаже 150-90 м камерными системами с отбойкой руды из подэтажных штреков и заполнением пустот твердеющей закладкой, а также результаты комплексных наблюдений позволили рассмотреть вопрос об отработке во вторую очередь части запасов целика под рекой в этаже 90-60 м.

Отработка целика выше гор. 60 м пока невозможна из-за близости земной поверхности (менее 45 м), наличия значительного подруслового потока, обводненных разрыхленных верхних участков скального массива, невыдержанности нижней отметки коры выветривания и толщи рыхлых пород, повышенной трещиноватости горного массива.

Кроме того, отработка может вызвать возможную подвижку вмещающих пород (растягивающие напряжения) и увеличение опорного давления в надкамерных целиках (сжимающие напряжения). От величины этих напряжений и деформаций пород зависит устойчивость всего подработанного горного массива. Одной из особенностей отработки залежей в зоне охранного целика является подработанность вышележащих запасов.

В связи с этим возникают определенные трудности в выборе рациональной конструкции днищ блоков. Как показывают исследования, в аналогичных горно-геологических и горнотехнических условиях возможно большое разнообразие конструкций днищ. Это предопределило необходимость их классификации.

В зависимости от того, в каком массиве формируется нижняя часть блока (признак предложен О.А. Байконуровым) можно разделить днища по классам:

- днища в естественном массиве, создаваемые выше гор. 90 м;
- днища в искусственном массиве, создаваемые в закладочном массиве отработанных ранее камер, т. е. на 8-10 м ниже гор. 90 м.

Днища в естественном массиве в зависимости от порядка отработки в пределах блока делятся на два типа:

– рудное - при нисходящей отработке, т. е. первоначально отрабатывают камерные запасы, а затем днище, в котором находится до 15-30 % общих запасов блока. Выработки горизонтов вторичного дробления, выпуска и доставки руды проходят в рудном массиве на уровне гор. 90 м и выше;

– искусственное - при восходящей отработке. Предварительно формируют откос днища выше гор. 90 м, например, из твердеющей закладки и в последующем отрабатывают камерные запасы на него.

В соответствии с предложенной классификацией, исходя из горнотехнических условий месторождения, а также опытно-промышленных работ в блоках 1-59<sup>В</sup>, 1т-5-3, 1т-2-3 выполнено технико-экономическое сравнение камерной системы разработки с различной конструкцией днищ (см. табл. 1).

Опытными работами в блоке 1-59<sup>В</sup> доказана неприемлемость рудного типа днища со скреперной доставкой руды при отработке подработанных крутопадающих рудных залежей камерной системой с закладкой выработанного пространства из-за потери устойчивости массива днища, что привело к разрушению крепи орта скреперования, интенсивному заколообразованию в других выработках днища. Все это вызвано наличием недозаложенных пустот в верхней части блоков этажа 150- 90 м на уровне 90 м, а также изрезанности днища выпускными выработками.

В результате технико-экономического сравнения вариантов отработки запасов руды выше гор. 90 м было отдано предпочтение системе с торцовым выпуском руды с применением самоходного погрузочно-доставочного оборудования.

Таблица 1

Основные технико-экономические показатели камерной системы разработки с различной конструкцией днищ

Показатель	Рудное днище		Искусственное днище в рудном массиве	Днище в искусственном массиве*
	скреперный вариант (блок 1-59 <sup>В</sup> )	торцовый выпуск (блок 1т-5-3; 1т-2-3)		
Протяженность подготовительно-нарезных выработок на 1000 т запасов, м	14,9	12,3	20,5	18,9
Запасы руды в днище блока, %	20-25	-	-	-
Производительность труда забойного рабочего по системе разработки (без закладки)	7,4	9,2	6,4	7,3
Потери, %	25-30	17-21/6-8**	2-4	4,0
в том числе отбитой руды	8-9	13-16/4-6**	2-4	4,0
* Показатели расчётные;				
** В знаменателе – потери руды на почве камеры после использования на выпуске погрузочно-доставочной машины с дистанционным управлением.				

Параметры блока (ширина 9-10 м, высота 30 м, длина в зависимости от горизонтальной мощности рудного тела) были приняты исходя из обеспече-

ния устойчивых обнажений горных пород. При этом высота (мощность) потолочины определена ВНИМИ

$$h \geq 0,7 m_z,$$

где  $h$  - высота потолочины в коренных породах, м;  $m_z$  - горизонтальная мощность рудного тела, м.

Блоки отработывали в соответствии с принятым порядком через два. Прием и выпуск руды в блоках совмещены на горизонте 90 м. Руду из блоков доставляли погрузочно-транспортной машиной ULE-2 до рудоспусков круглого сечения диаметром 1,8 м, пройденных комбайном 2КВ с гор. 150 м. Подэтажные выработки проходили с наклонного съезда комплексом самоходного оборудования, включающим буровую каретку БК-2П и погрузочно-доставочную машину МПДН-1. Разбуривание камерных запасов производилось восходящими веерами скважин перфораторами ПТ-36 диаметром 65 мм. Отрезную щель проводили снизу вверх путем последовательного взрывания зарядов в параллельных скважинах на отрезной восточной на границе блока. Отбойка руды в подэтажах 82 м и 70 м ведется с опережением на 15-20 м по отношению к подэтажу 90-82 м. Это позволяет вести выпуск отбитой руды погрузочно-транспортной машиной ULE-2 с торца буродоставочной выработки под защитой надортového целика. По мере погашения надортového целика выпускается, в том числе, и руда, магазинируемая на нем. После завершения выпуска погрузочно-транспортной машиной ULE-2 на почве камеры остается до 13-16 % отбитой руды. Как показал выполненный анализ, ущерб от потерь определенным образом влияет на производительность труда рабочего по системе разработки и наносит существенный экономический урон производству.

Для устранения отмеченного недостатка на завершающей стадии выпуска применяется погрузочно-доставочная машина МПДН-1 с дистанционным управлением, что обеспечивает ее работу по отгрузке руды в открытом очистном пространстве. Данная технология позволяет сократить потери до 6-8%.

**Выводы.** Исследования и результаты испытаний камерной системы разработки с твердеющей закладкой и торцовым выпуском руды самоходным погрузочно-доставочным оборудованием при вовлечении в эксплуатацию предохранительных целиков, представленных крутопадающими рудными залежами, позволяют сделать следующие предложения:

отработка предохранительных целиков позволяет дополнительно вовлечь в эксплуатацию ранее законсервированные запасы руды;

комплексные исследования подрабатываемых предохранительных целиков визуальным, звукометрическим, маркшейдерским (инструментальными) косвенным и другими методами позволяют оценить состояние горного массива и принять решение о возможности дальнейшей их отработки;

при восходящем порядке отработки крутопадающих рудных тел камерными системами разработки с закладкой целесообразно применение торцового выпуска руды самоходными погрузочно-доставочными машинами, что

обеспечивает уменьшение объема подготовительно-нарезных выработок на 21-67 %, увеличение на 24 % производительности труда и снижение потерь.

#### *Список литературы*

1. Опыт отработки охраняемых целиков с гидрозакладкой выработанного пространства. -М.: ЦНИИцветмет экономики и информации, 1980. -34 с.
2. **Crocker C. S.** Vertical Crater Retreat Mining at the Centennial // Mine. American Mining Congress Journal. -1979. -V. 65. -N 6. -P. 31-38.
3. **Алборов З. Б.** Разработка зарубежных месторождений, расположенных под водоемами и реками. -М.: ЦНИИ информации и технико-экономических исследований цветной металлургии, 1965. -22 с.
4. **Слепцов М. Н., Азимов Р. Ш., Мосинец В. Н.** Подземная разработка месторождений цветных и редких металлов. -М.: Недра, 1986. -206 с.
5. **Байконуров О. А., Рыков А. Т.** Совершенствование днищ блоков на рудниках. -М.: Недра, 1977. -159 с.

УДК 622:658

В.А. КОЛОСОВ, д-р техн. наук,  
генеральный директор Ассоциации «Укррудпром»

### **КАЧЕСТВО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ – ОСНОВА ЕГО РЕАЛИЗАЦИИ И СТАБИЛЬНОСТИ ДЛЯ ЕЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЕЙ**

В статье приведена динамика изменения среднего уровня качества железорудной продукции за последние десятилетия. Освещены основные факторы, определяющие качество отечественного железорудного сырья, пути и способы его повышения.

У статті наведена динаміка зміни середнього рівня якості залізорудної продукції за останні десятиліття. Освітлено основні фактори, що визначають якість вітчизняної залізорудної сировини, шляхи й способи її підвищення.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Особенностью отечественной горнодобывающей отрасли является низкое качество сырья, сложные способы добыче и отработки, энергоемкость и металлоемкость в переработке добываемого сырья. Соответственно качество сырья, рост транспортных расходов и цены на энергоносители, влияют на конкурентоспособность отечественной железной руды. С учетом ежегодного роста последних, повышаются требования к качеству товарной продукции.

Добыча, переработка и успешная реализация бедных отечественных руд возможна при разработке и применении новых, высокоэффективных методов их обогащения.

В настоящей работе приведена динамика изменения среднего уровня качества железорудной продукции за последние десятилетия, показывающая медленный рост качества сырья. Освещены основные факторы, определяющие качество отечественного железорудного сырья, пути и способы его повышения.

**Анализ публикаций.** В настоящее время опубликовано большое количество научно-технического материала посвященного проблеме качества железорудного сырья и способам его повышения [1-5].

**Постановка задачи.** Для повышения конкурентоспособности железорудного сырья необходим комплексный подход к повышению качества с применением различных способов его повышения и контроля.

**Изложение материала.** В Украине разведано свыше 50 месторождений железных руд с запасами более 28 млрд. т, которые составляют 20 % от мировых.

Балансовые запасы железных руд на действующих горнорудных предприятиях Украины превышают 9 млрд. т, из которых десятую часть составляют богатые руды с содержанием железа 54-62 %. Остальное приходится на руды бедные, или железистые магнетитовые кварциты, с содержанием железа от 22 % до 28 %.

В 2010 году горнорудными предприятиями Украины было добыто 166,6 млн. т сырой руды (14,1 млн. т - 8,5 % подземным способом и 152,5 млн. т - 91,5 % открытым способом), при этом заскладировано около 280 млн. т отходов добычи и переработки (вскрышные породы и хвосты обогащения). Произведено 77,3 млн. т товарной железной руды (аглоруды – 13,4 млн. т и концентрата – 63,9 млн. т, в т. ч. 29,5 млн. т товарного) со средним содержанием железа 58,34 % и 65,27 % соответственно, 1,7 млн. т агломерата и 22,1 млн. т окатышей. На внутренний рынок поставлено 34,4 млн. т железорудной продукции, на экспорт - 33 млн. т.

Существующее горнодобывающее предприятие можно квалифицировать как энергоемкое, трудоёмкое и капиталоемкое производство с долговременным производственным циклом, а также сравнительно низкой рентабельностью. В отличие от других отраслей промышленности, где производственные циклы неизменно повторяются, в горнодобывающей отрасли идут опережающие горно-подготовительные работы, т. е. систематическое создание новых производственных участков в место отработанных. А поскольку современное горнодобывающее производство сталкивается с ухудшением горно-геологических условий, ежегодным понижением уровня горных работ, селективной отработкой залежей месторождения, то все эти факторы обуславливают потребность горнорудных предприятий в постоянных затратах на увеличение объемов вскрышных работ, водоотлив, проветривание и транспортирование горной массы.

Снижение фрахтовых ставок на морские перевозки предопределило условия для замещения на рынке Восточной Европе железорудного сырья из Украины и России продукцией крупнейших международных горнорудных компаний. Освоен маршрут поставок железорудного сырья из Бразилии в румынский порт Констанца судами водоизмещением 150 тыс. т. Проявляется интерес к организации крупных поставок в польский порт Гданьск. Через эти два порта могут снабжаться железорудной продукцией с Южной Америки и Австралии все страны Восточной Европы.

Особенностью отечественной горнодобывающей отрасли является низкое качество сырья, которое определяется природными условиями, геологическим строением разрабатываемого месторождения [3]. Как следствие сложные способы добычи и отработки, энергоемкость и металлоемкость в переработке добываемого сырья. Соответственно качество сырья, рост транспортных расходов и цены на энергоносители, могут существенно влиять на конкурентоспособность отечественной железной руды.

С учетом ежегодного роста стоимости энергоносителей повышаются требования к качеству товарной продукции. Улучшение качества сырья, поставляемого в металлургический передел, является одним из основных направлений развития обогащения железных руд. Поэтому объемы продаж низкокачественного железорудного сырья постоянно снижаются. Высокий уровень цен, сложившийся сегодня на рынке железорудного сырья, нельзя брать за основу на длительную перспективу без работы над повышением качества сырья.

Производство товарной железорудной продукции нового качества требует долгосрочного планирования производственно- хозяйственной деятельности предприятия, включающего значительные инвестиции и реализацию программы реструктуризации предприятия по производству конкурентных видов продукции. Горно-обогатительные предприятия Украины испытывают нехватку инвестиций в реконструкцию, техническое перевооружение производственных мощностей и для проведения вскрышных работ. Ситуация складывается так, что добыча, переработка и успешная реализация бедных отечественных руд возможна при разработке новых, высокоэффективных методов их обогащения.

Из-за невысокого качества параметры отечественной железорудной продукции на международном рынке по спросу и цене формируются по остаточному принципу. Качественные характеристики железорудной продукции, производимой отечественными предприятиями, ниже, чем у австралийских и бразильских конкурентов. Для его повышения нужны большие инвестиции. По этой причине затраты на производство железорудного сырья у отечественных горнодобывающих предприятий выше, чем у зарубежных конкурентов. Постепенно происходит снижение доли украинского железорудного сырья в структуре импорта в странах Восточной Европы. В частности, в Румынию и Венгрию отгружено 926 и 621 тыс. т соответственно.

Одной из важных и трудно решаемых проблем является проблема качества исходного железорудного сырья (аглоруды и концентрата) для производства подготовленного железорудного сырья (агломерата и окатышей).

Анализ динамики изменения среднего уровня качества железорудной продукции имеет следующий вид: %

Продукция/Годы	1985 г.	1990 г.	2007 г.	2010 г.
Аглоруда	53,26	56,05	58,07	58,34
Концентрат	63,62	64,44	65,22	65,27
Агломерат ГОКа	53,7	54,1	54,39	55,34
Окатыши	61,1	60,06	62,63	62,95

В Украине за 20 лет, с 1990 г. по 2010 г., среднее содержание железа в аглоруде повысилось на 2,3 %; в концентрате, несмотря на то, что на двух ГОКах в технологической цепочке внедрена флотационная доводка, содержание железа повысилось на 0,83 %; в агломерате на 1,24 % и окатышах на 2,89 %, в основном из-за увеличения в последнее время доли производства безосновных окатышей вместо основных, содержание железа в которых на 3-4 % выше при более низкой металлургической ценности.

Основные факторы, определяющие качество отечественного железорудного сырья следующие:

- основная доля железорудных месторождений имеет относительно низкое содержание железа при сложных физико-механических свойствах вмещающих пород;

- сложные горно-геологические условия разработки месторождений с высоким коэффициентом вскрыши на карьерах и на больших глубинах, как на шахтах, так и карьерах при высокой обводненности месторождений;

- использование физически изношенных и морально устаревших техники и технологий для обогащения бедных магнетитовых кварцитов и как следствие резкое снижение выхода товарной продукции при обогащении и увеличение сброса добытой бедной руды.

Качество исходного железорудного сырья можно дополнительно повысить за счет повышения бортового содержания железа в руде. При этом часть более бедной руды перейдет в отвалы пустой породы, а оставшаяся будет иметь более высокое содержание железа.

Добыча руд подземным способом, при существующих технологиях, приводит к разубоживанию богатых гематитовых руд бедными кварцитами и пустой породой, что указывает на необходимость совершенствования технологии подземной добычи и переработки руды. За последние десятилетия среднее содержание железа в отечественной руде подземной добычи повышено более 2,5 % и содержание железа в среднем составляет 58,5-59 %.

Используемые пути повышения содержания железа в товарной железной руде подземной добычи следующие:

- совершенствование технологии и организации добычи руды;
- изменение показателей измельчения;
- применение совершенных, надежных и простых технологий обогащения, учитывающих различие физико-механических свойств руды и вмещающих пород;
- применение современных технологий и средств оперативного контроля качества руды на всей технологической цепочке.

В зависимости от конкретных условий и требований повышения качества железорудного сырья подземной добычи могут быть использованы гравитационные, магнитные или радиометрические методы обогащения руд.

На подземных предприятиях Кривбасса в качестве метода повышения качества сырья применяется энергоемкий метод, основанный на классификации горной массы по крупности. Содержание железа при этом методе по-

вышено не за счет внедрения схем более глубокого обогащения, а за счет отсева более бедной части руды с последующим складированием ее в отвалы (до 30% от исходного объема) [2, 3]. Значительные объемы складированной кусковой части, которые по шахтам Кривбасса превышают 1 млн. т в год, а также высокое содержание железа в них, указывают на несовершенство данной технологии переработки руд на ДСФ. При этом возникает новая проблема складирования отсепарированных кусков из-за дефицита земельных отвалов под отвалы.

Магнитометрический метод целесообразно использовать для обогащения промпродукта или «хвостов», когда магнитная восприимчивость горной массы достаточно велика и не требует создания сильных искусственных магнитных полей [4].

Одним из направлений переработки мелкодробленой гематитомартитовой сырой руды непосредственно на шахте перед ее отправкой потребителю является направление с использованием процесса сухого магнитного обогащения за счет магнитов высоких энергий.

Радиометрический метод (электронной автоматической сортировки) применяется как в качестве самостоятельной операции по обогащению, так и в сочетании с другими методами, обеспечивая более высокую эффективность переработки минерального сырья [5].

При применении любого из методов повышения качества контроль за его результатом является неотъемлемой частью добычи и переработки сырья. Точность оперативного контроля качества минерального сырья зависит от множества факторов, что необходимо учитывать при использовании, как определенного метода обогащения, так и условий контроля.

На условия реализации отечественного сырья, кроме содержания железа в руде, влияют ее структура и составляющие компоненты, такие как кремний, а также расходы на транспортировку при экспортной поставке. Конкурентоспособной в настоящее время на мировом рынке считается железорудная продукция, содержащая 67-68 % железа (при содержании кремнезема до 4-5 %). Что касается качественных показателей украинского товарного концентрата, то их уровень, оставаясь практически неизменным за последние годы, по содержанию железа на 3-4 % ниже аналогичной импортной продукции; по содержанию кремнезема на 4-6 % выше, чем в продукции зарубежных производителей. Существенным отрицательным фактором использования концентрата при производстве агломерата и окатышей является высокое содержание влаги (более 9 %) и кремнезема.

Поэтому отечественные производители производят их (агломерат и окатыши) более низкого качества.

Все эти обстоятельства влекут за собой повышенные затраты по переделам, и, в конечном итоге, снижают конкурентоспособность как на рынке сырья, так и на рынке металлопродукции.

Кроме того, анализ показывает, что качество отечественного железорудного сырья не соответствует уровню зарубежных конкурентов не только по содержанию железа, но и высокому содержанию диоксида кремния, повы-



шенному содержанию оксидов натрия и калия, низкой основности и прочностю окатышей.

Очевидно, что качество железорудного концентрата необходимо повышать. Следующим способом повышения качества товарной продукции является доводка концентрата ГОКов до более высокого качества флотационным способом и дополнение технологии обогащения сухой магнитной сепарацией. При этом возникает вопрос экономической целесообразности повышения уровня качества железорудной продукции для горнорудных предприятий. Ведь повышение качества продукции будет сопровождаться увеличением затрат на производство и ростом цены продукции. Металлурги будут согласны получить высококачественный концентрат лишь при условии согласованной обоюдной экономической выгоды. При принятии взвешенного решения о необходимости повышения качества железорудной продукции, следует помнить, что содержание железа в товарной продукции влияет на себестоимость металлургической переработки. Так, затраты на производство при обогащении для увеличения содержания железа в концентрате возрастают, но вместе с тем снижаются расходы в последующих переделах при изготовлении металлургической продукции. Поэтому металлургам выгоднее использовать в технологическом цикле концентрат с улучшенными характеристиками с последующим получением большей экономической выгоды.

Применение на горно-обогатительных комбинатах страны технологических схем магнитного обогащения позволяет получать товарный концентрат содержанием 63-68 % железа. Достижение на мировом рынке конкурентоспособного уровня качества железорудной продукции технически возможно при условии комплексного выполнения мероприятий по усовершенствованию или замене существующих устаревших технологий и оборудования. Так, в последние годы для условий горных предприятий Украины разработаны и внедряются технологии обогащения железистых кварцитов, позволяющие повысить содержание железа в концентрате до 3 % и снизить содержание кремнезема в таком концентрате на 3,5-4 %. Впервые в технологическую схему обогащения Ингулецкого ГОКа была внедрена система флотации. В настоящее время уже на двух предприятиях (Ингулецком и Полтавском горно-обогатительном комбинатах) работают секции флотационной доводки концентрата, позволяющие производить высококачественный продукт с содержанием железа до 65-67 % (с 63-64,4 %).

В настоящее время на фабриках окомкования обогатительных комплексов применяются обжиговые машины конвейерного типа (Северный горно-обогатительный комбинат) и специальные печи (Полтавский горно-обогатительный комбинат).

Технический прогресс при добыче и подготовке руд в современных условиях обеспечивается внедрением на предприятиях автоматических систем управления (АСУ) как отдельными технологическими процессами, так и производством в целом (например, карьерным автотранспортом на Ингулецком ГОКе, АСУ производством окатышей на Северном и Полтавском

ГОКах), комплексной системы управления качеством продукции на ГОКах и рудоуправлениях.

Первейшей основой повышения качества товарной железорудной продукции отечественного производства на сегодня является поддержка и нацеливание отраслевой и фундаментальной науки страны на разработку новых способов, технологий и оборудования добычи и переработки железорудного сырья.

#### *Список литературы*

1. **Блізнюков В.Г., Півень В.О., Плотніков О.В.** Гірничо-геологічні фактори рентабельності гірничовидобувних підприємств / Проблемы научного обеспечения горнопромышленного комплекса Украины на пороге XXI века / Сборник научных трудов. -Кривой Рог. ГНИГРИ. 2001. –С. 116-119.

2. **Караманиц Ф.И.** Повышение качества выпускаемой продукции –основное направление дальнейшего развития криворожского железорудного комбината / Качество минерального сырья / Сборник научных трудов. -Кривой Рог. 2008. –С. 550-560.

3. **Колосов В.А., Голярчук Н.И.** Проблемы повышения качества железорудного сырья в Украине / Качество минерального сырья / Сборник научных трудов. -Кривой Рог. 2005. –С. 36-45.

4. **Капленко Ю.П., Федько М.Б., Ломовцев Л.А., Ширяев А.А., Мельничук С.А., Лысак В.И., Короленко Ю.В., Колосов В.А.** Перспективы сухого магнитного обогащения руд подземной добычи шахт Кривбасса / Разработка рудных месторождений / Научно-технический сборник. Выпуск 78. -Кривой Рог. 2002. –С. 65-69.

5. **Колосов В.А.** Электронные методы оперативного контроля качества железорудного сырья / Разработка рудных месторождений / Научно-технический сборник. Выпуск 72. -Кривой Рог. 2000. –С. 92-98.

УДК 681.51:622.788

УДК 658.562.64:622.3.

В.Ю. ЗУБКЕВИЧ, Криворожский технический университет

### **КОНТРОЛЬ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ**

В статье рассматривается методология построения автоматизированных систем непрерывного оперативного технологического контроля в потоке полного вещественного состава железорудного сырья на примере железных руд Криворожского железорудного бассейна.

У статті розглядається методологія побудови автоматизованих систем безперервного оперативного технологічного контролю в потоці повного речовинного складу залізорудної сировини на прикладі залізних руд Криворізького залізорудного басейну.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Оптимизация и автоматизация технологических процессов добычи и переработки минерального сырья обуславливает, прежде всего, наличие адекватного и оперативного информационного обеспечения о текущем состоянии технологического процесса и параметрах минерального сырья. Создание систем кон-

троля технологических процессов и количественных и качественных параметров предметов минерального сырья является самостоятельной специфической технологической задачей и в ряде случаев в зависимости от сложности информационной технологии, требует выделение таких систем в отдельные информационные системы технологического процесса.

В железорудном производстве информационные технологические системы должны обеспечивать производство и системы автоматизации оперативными и достоверными данными о текущих физико-химических свойствах железорудного сырья, производительности, энергозатратах и состоянии технологического оборудования.

Для современных технологий добычи и переработки железорудного сырья одним из важнейших технологических данных являются данные о качестве и количестве добываемого железорудного сырья и продуктов его переработки.

Как правило, основными показателями качества железных руд являются:

- минералогический состав, структура и текстура железной руды;
- вещественный (элементный) состав железной руды с выделенной одной или несколькими доминирующими компонентами.

Состав железной руды определяется массовыми или объемными долями входящих в руду компонент.

Источником технологического информационного обеспечения технологического процесса, традиционно является минералогический и химико-аналитический контроль добываемой и перерабатываемой железной руды, которые, обеспечивая относительно высокую достоверностью и точностью, не обладают оперативностью. Для повышения оперативности контроля качества могут использоваться специализированные методы экспресс анализа или непрерывного контроля качества, которые обладают более низкой достоверность полученных данных и значительно меньшим диапазоном контролируемых параметров, но зато обеспечивают более высокую оперативность вплоть до непрерывного контроля качества в реальном масштабе времени [1].

Оперативный контроль качества железорудного сырья традиционно обеспечивает контроль какого-нибудь одного технологического параметра качества. Как правило, таким параметром является содержание полезной (как правило, доминирующей) компоненты, которая определяет качество руды в основном. Но в ряде случаев на конечные качественные показатели товарной руды оказывает влияние содержание других компонент. Поэтому, для оптимального ведения технологических процессов добычи и переработки железных руд, необходимо иметь данные о полном вещественном составе железной руды и продуктов ее переработки. Контроль полного вещественного состава железных руд в настоящее время выполняется периодически с отбором представительных проб. Ввиду продолжительности и сложности аналитического контроля вещественного состава, он проводится в лабораторных условиях и не обеспечивает получение данных о вещественном составе руды в реальном масштабе времени в темпе технологического процесса.

Создание автоматизированных информационных систем, которые обеспечивали бы технологические процессы добычи и переработки железорудного сырья данными того же типа, что и аналитических контроль (в плане полного вещественного состава), но со значительно большей оперативностью, обеспечивающей получение данных о полном вещественном составе в темпе с технологическим процессом, является важнейшей задачей информационного обеспечения технологий добычи и переработки минерального сырья вообще и железорудного сырья в частности.

В настоящее время практически, оперативный контроль качества железной руды осуществляется путем контроля в реальном масштабе содержания одной, как правило, доминирующей (полезной) компоненты [2]. Данные о полном вещественном составе являются оценочными данными, так как не обладают оперативностью. Минералогический анализ является еще более длительным и трудоемким процессом, но обладает наибольшей объективностью для отдельной пробы, а для совокупной партии минерального сырья, также как химический анализ, является оценочным.

В некоторых случаях для целей оперативного контроля вещественного состава используются методы экспрессного анализа минерального сырья, основанные на определенных физических химико-физических, ядерно-физических и других эффектах. Экспрессные методы позволяют время контроля вещественного состава минерального сырья, но не настолько, чтобы всегда обеспечить требуемую оперативность получения соответствующих данных для технологических целей, да и данные о вещественном составе минерального сырья при использовании этих методов получаются далеко не полные.

Попытки создания автоматизированных систем непрерывного и оперативного контроля вещественного состава минерального сырья приводили к созданию сложных и дорогостоящих и, иногда, не безопасных в эксплуатации систем с весьма низкой надежностью их работы. Поэтому, такие системы не получили распространения в железорудных технологиях и практически не используются.

Данная работа посвящена проблеме создания систем информационного обеспечения технологических процессов добычи и переработки железорудного сырья, основанных на системе непрерывного контроля содержания одной доминирующей (полезной) компоненты и ретроспективных данных о вещественном составе минерального сырья, полученные в процессе эксплуатации данного месторождения или данных о вещественном составе минерального сырья, полученные в результате моделирования вещественного (минералогического) состава минерального сырья данного месторождения. Таким образом, в данной работе предполагается рассмотреть методологию построения **автоматизированных систем непрерывного оперативного технологического контроля в потоке полного вещественного состава железорудного сырья** на примере железных руд Криворожского железорудного бассейна.

**Изложение материала и результаты.** Предпосылкой создания систем непрерывного оперативного технологического контроля в потоке полного вещественного состава железорудного сырья для целей информационного обеспечения технологических процессов добычи и переработки минерального сырья является принцип онтогении минералогического состава [3], заключающемся в том, что минералогический состав любого минерального сырья и железорудного сырья, в частности, обладает свойством отражения условий их образования и эволюции (генезиса), что и определяет и минералогический состав руды в данный период для данного месторождения [4]. Это позволяет предположить некоторый детерминизм минерального состава железных руд, подчиняющийся некоторым не случайным закономерностям, хотя аналитическое определение их, в большинстве случаев, не представляется возможным. Некоторые качественные свойства детерминизма минерального состава рудообразующей совокупности минералов выражаются в конечном числе минералов для данной рудообразующей совокупности и в ограничениях диапазонов содержания отдельных минералогических компонент для данного месторождения, шахты, карьера, добычного участка, забоя.

Второй предпосылкой создания систем непрерывного оперативного технологического контроля в потоке полного вещественного состава железорудного сырья является то, что значения относительного содержания отдельных минералогических компонент рудообразующей совокупности при ограничениях диапазонов их содержания и конечном числе минералогических компонент, представляют собой конечное сбалансированное множество, сумма значений которого равна единице. Это означает, что изменение содержания одной компоненты обязательно приведет к изменению содержания других компонент в совокупности.

Таким образом, не случайность состава и сбалансированность относительного содержания составляющих позволяют устанавливать зависимости динамического изменения полного вещественного состава данного типа руды для заданного месторождения, а результаты непрерывного оперативного контроля содержания полезной компоненты и периодический аналитический контроль полного вещественного состава руды, а также результаты моделирования вещественного состава руды данного месторождения (шахты, карьера, добычного участка, забоя), наряду с нормированными (паспортизированными) значениями ограничений диапазонов изменения содержания отдельных компонент и оговоренном конечном количестве компонент, являются исходными данными для расчета (прогнозирования) текущего полного вещественного состава руды на определенной технологической стадии ее добычи или переработки.

Для руд Криворожского бассейна, согласно [5], можно выделить шесть основных типов железных руд, минералогический состав и граничные значения массового содержания минералогических компонент которых, представлены в табл. 1.

Таблица 1

Типы, минералогический состав и граничные значения массового содержания минералогических компонент (%), железных руд Кривбасса

Тип руды	Предел	Гидраргиллит	Пирит	Апатит	Ильменит	Карбонаты	Алунит	Железистые силикаты	Тонкодисперсный Гематит	Железистая слюдка (гематит)	Каолинит	Кварц	Магнетит	Лимонит	Маргит
Лимонитовые	min	0,10		0,20	0,50	0,00	0,10			0,00	5,50	3,10	0,30	58,10	8,20
	max	0,20		0,60	0,90	0,60	1,50		0,00	1,00	19,80	15,10	0,50	70,20	17,50
Красковые	min			0,20	0,50	0,40	0,00		19,80		10,10	1,20	2,30	0,00	36,30
	max			0,50	0,70	0,70	0,40	0,00	27,70		29,00	9,60	3,40	5,00	57,40
Магнетитовые	min		0,00	0,20	0,20	0,00		15,00		0,00		2,50	47,80		0,00
	max		0,50	0,30	0,70	1,00		22,00	0,00	26,90	0,00	14,90	67,10		4,90
Краскомартиновые	min			0,10	0,40	0,20	0,00		6,50	0,00	8,10	2,60	1,70	0,00	52,90
	max			0,40	0,80	0,60	0,30		11,30	5,50	12,80	15,90	2,50	3,00	80,40
Мартиновые (синька)	min		0,00	0,10	0,40	0,00	0,20			0,00	0,50	1,00	1,00	0,00	76,00
	max		0,10	0,50	0,80	0,30	0,40			11,10	4,10	17,60	3,10	2,20	98,10
Лимонит-Мартиновые	min			0,20	0,50	0,20	0,00			0,00	0,40	0,20	1,70	21,80	17,10
	max			0,50	0,70	1,10	1,20			7,50	15,20	13,60	7,50	66,30	64,60

Для руд Криворожского бассейна элементный состав и граничные значения относительного массового содержания элементов в соответствии с табл. 1, представлены в табл. 2.

Таблица 2

Типы, элементный состав и граничные значения массового содержания химических элементов (%) железных руд Кривбасса

Тип руды	Предел	Fe	O	Si	Al	Ca	H	Mg	K	Na	S	P	F	Cl	Mn
Лимонитовые	min	59,243	53,548	1,796	1,288	0,060	0,536	0,074	0,005	0,000	0,004	0,160	0,017	0,000	0,019
	max	54,990	48,202	2,582	4,275	0,200	1,903	0,182	0,198	0,020	0,008	0,200	0,202	0,045	0,163
Красковые	min	42,117	33,904	3,748	3,130	0,122	0,194	0,077	0,023	0,000	0,028	0,171	0,044	0,000	0,002
	max	39,622	42,011	3,799	6,120	0,143	0,560	0,103	0,070	0,047	0,000	0,216	0,019	0,001	0,010
Магнетитовые	min	44,479	36,551	3,042	5,219	0,212	0,000	0,191	0,000	0,000	0,001	0,073	0,014	0,000	0,047
	max	33,996	39,546	3,518	3,574	0,160	0,71	0,091	0,000	0,047	0,004	0,073	0,019	0,000	0,010
Краскомартиновые	min	40,740	33,631	2,761	1,542	0,055	1,188	0,083	0,001	0,000	0,001	0,150	0,012	0,000	0,077
	max	30,290	40,540	3,551	1,542	0,055	1,188	0,083	0,001	0,000	0,001	0,150	0,012	0,000	0,077
Мартиновые (синька)	min	31,405	31,037	2,974	1,148	0,047	0,554	0,069	0,010	0,000	0,000	0,171	0,047	0,000	0,015
	max	47,336	39,704	2,556	1,401	0,100	0,000	0,114	0,072	0,042	0,040	0,202	0,019	0,010	0,047
Лимонит-Мартиновые	min	43,489	33,541	1,547	1,248	0,110	0,000	0,086	0,004	0,000	0,000	0,160	0,044	0,000	0,003
	max	33,164	40,549	3,076	3,077	0,120	0,520	0,403	0,051	0,070	0,130	0,202	0,160	0,047	0,010

Из табл. 2 видно, что первыми доминирующими элементами для железных руд Кривбасса являются железо, кислород, кремний, алюминий, кальций, водород и магний.

В зависимости от задач непрерывного оперативного полного вещественного контроля состава можно использовать данные табл. 1 или табл. 2.

Автоматизированная система непрерывного оперативного технологического контроля вещественного состава железорудного сырья преследует следующие цели:

– непрерывный оперативный контроль минералогического состава контролируемой руды;

– непрерывный оперативный контроль элементного состава контролируемой руды.

Первая цель может быть достигнута при условии решения задачи непрерывного оперативного контроля содержания доминирующего (полезного) минерала или совокупности доминирующих (полезных) минералов в руде.

Вторая цель может быть достигнута при условии решения задачи непрерывного оперативного контроля содержания доминирующего (полезного) химического элемента. Вторая цель является более простой в реализации, так как задача непрерывного оперативного контроля содержания полезного химического элемента в контролируемой руде методологически и технически решена и широко используется в современных технологиях добычи и переработки минерального сырья [6].

В дальнейшем будет рассматриваться задача непрерывного оперативного контроля элементного состава контролируемой руды.

Методология создания автоматизированной системы непрерывного оперативного технологического контроля вещественного состава железорудного сырья заключается в расчетах значений содержаний всего заданного множества компонент руды по известному (измеренному) значению содержания одной доминирующей (полезной) компоненты и заданному массиву статистик содержаний всего множества компонент для данного типа железной руды.

Значение содержания доминирующего (полезного) компонента может быть получено любым доступным способом, удовлетворяющим требованиям непрерывности, оперативности и достоверности получаемых этим способом данных.

Массив статистик для заданного типа руды состоит из конечного числа начальных статистик (массив начальных статистик) и некоторого количества корректирующих статистик. Статистика представляет собой случайную выборку значений содержания компонент руды, состоящую из конечного и фиксированного количества значений содержания всех элементарных составляющих руды данного типа. Массив корректирующих статистик является динамическим массивом, рабочий размер которого определяется в зависимости от реальных флуктуаций вещественного состава контролируемого типа руды в данной точке технологического контроля. Максимальный размер массива корректирующих статистик определяет максимальную степень влияния корректирующих статистик на текущее статистическое описание контролируемой руды на текущем периоде контроля (1, 2).

$$C_V = \frac{Nk}{Nn + Nk} ; \quad (1)$$

где  $C_V$  – текущий коэффициент влияния корректирующих статистик;

$Nk$  – текущий размер массива корректирующих статистик;

$Nn$  – размер массива начальных статистик.

$$C_V \max = \frac{Nk_{\max}}{Nn + Nk_{\max}} ; \quad (2)$$

где  $CV_{\max}$  – максимальный коэффициент влияния корректирующих статистик;  $Nk_{\max}$  – максимальный размер массива корректирующих статистик.

Размер массива начальных статистик определяется математическим ожиданием периода флуктуаций вещественного состава контролируемого типа руды в данной точке технологического контроля и временем (периодом) измерения содержания доминирующей (полезной) компоненты (3).

$$Nn = \frac{T_{\phi}}{\tau_d}; \quad (3)$$

где  $T_{\phi}$  – математическое ожидание периода флуктуаций вещественного состава контролируемого типа руды в данной точке технологического контроля;  $\tau_d$  – время (период) измерения содержания доминирующей (полезной) компоненты.

Рабочий размер массива корректирующих статистик является переменной величиной и если его значение не превышает размера массива начальных статистик, то максимальный коэффициент степени влияния корректирующих статистик равен 0,5. В начале процесса контроля вещественного состава руды текущий коэффициент степени влияния корректирующих статистик равен нулю.

Массив начальных статистик можно получить несколькими способами:

- на основе результатов моделирования вещественного состава данного типа руды;
- на основе опыта эксплуатации и опробования данного месторождения (шахты, карьера, добычного участка, забоя или стадии переработки).

Формирование массива корректирующих статистик осуществляется системой автоматически в процессе ее функционирования, обеспечивая коррекцию статистического описания контролируемой руды на текущем периоде контроля, необходимость которого определяется некоторым изменением вещественного состава руды по мере выработки месторождения

Статистика корректирующего массива представляет собой выборку значений содержания всех компонент руды, полученную в результате работы системы (в результате расчета), и удовлетворяющую некоторому условию необходимости коррекции статистического описания контролируемой руды.

В процессе эксплуатации месторождения могут наблюдаться значительные изменения вещественного состава руды, которые обуславливаются изменением типа руды в процессе выработки месторождения. Для контроля соответствия вещественного состава руды объявленному типу руды месторождения, согласно требованиям технологии добычи (переработки) железорудного сырья, периодически в плановом порядке осуществляется контроль качества руды и продуктов ее переработки методами опробования с использованием аналитического и минералогического анализа.

Результаты опробования руды в данной точке контроля используются для коррекции массива начальных статистик системы путем замены одной старой статистики в массиве начальных статистик, новой статистикой, со-



ставленной по результатам опробования. При этом в качестве старой заменяемой статистики выбирается статистика из массива начальных статистик, для которой коэффициент корреляции ее с новой статистикой минимальный. Таким образом, обеспечивается автоматический переход системы на другой тип руды по мере выработки месторождения. Если периодическое опробование не предусматривается, то автоматический переход системы на другой тип руды не возможен.

Полным текущим статистическим описанием руды в данной точке контроля является массив статистик, состоящий из массива начальных статистик и массива корректирующих статистик, рассматриваемый как один статистический массив.

Расчет значений содержания компонент вещественного состава контролируемой руды осуществляется на основе парных регрессионных зависимостей содержаний отдельных компонент вещественного состава контролируемой руды и измеренного значения содержания доминирующей (полезной) компоненты.

Линейные регрессионные зависимости определяются коэффициентами регрессий, значения которых для доминирующей (полезной) компоненты в данной задаче могут быть определены по следующим выражениям (4,5):

$$a_{dk} = \frac{n \cdot \sum_{i=1}^n (X_{di} \cdot X_{ki}) - \sum_{i=1}^n X_{di} \cdot \sum_{i=1}^n X_{ki}}{n \cdot \sum_{i=1}^n X_{di}^2 - \left( \sum_{i=1}^n X_{di} \right)^2}; \quad (4)$$

$$b_{dk} = \frac{\sum_{i=1}^n X_{di}^2 \cdot \sum_{i=1}^n X_{ki} - \sum_{i=1}^n X_{di} \cdot \sum_{i=1}^n (X_{di} \cdot X_{ki})}{n \cdot \sum_{i=1}^n X_{di}^2 - \left( \sum_{i=1}^n X_{di} \right)^2}; \quad (5)$$

где  $a_{dk}$  – тангенс угла наклона линейной регрессии  $k$ -й компоненты по отношению к доминирующей компоненте  $d$ ;

$b_{dk}$  – свободный член линейной регрессии  $k$ -й компоненты по отношению к доминирующей компоненте  $d$ ;

$i$  – номер статистики в массиве статистик полного текущего статистического описания руды в данной точке контроля;

$d$  – номер компоненты вещественного состава контролируемой руды, являющейся доминирующей;

$k$  – номер  $k$ -й компоненты вещественного состава контролируемой руды;

$n$  – число статистик в массиве статистик полного текущего статистического описания руды в данной точке контроля  $n = Nn + Nk$  ;

$X_{di}$  – значение содержания доминирующей компоненты  $d$  в  $i$ -й статистике массива статистик полного текущего статистического описания руды в данной точке контроля;

$X_{ki}$  – значение содержания  $k$ -й компоненты в  $i$ -й статистике массиве статистик полного текущего статистического описания руды в данной точке контроля.

Расчет значений содержания компонент вещественного состава контролируемой руды определяются по выражению (6):

$$X_{pk} = a_{dk} \cdot X_d + b_{dk} ; \quad (6)$$

где  $X_{pk}$  – расчетное значение содержания  $k$ -ой компоненты;

$X_d$  – измеренное значение содержания доминирующей (полезной) компоненты.

Расчетные значения содержаний компонент вещественного состава  $X_{pk}$  являются выходными данными системы и данными для формирования массива корректирующих статистик.

Все расчетные значения содержаний  $X_{pk}$  заносятся в массив корректирующих статистик как одна статистика при выполнении следующего условия необходимости коррекции статистического описания контролируемой руды, которое определяется следующим неравенством (7):

$$Kr^N(X_p, X_{cp}) < -1,5 ; \quad (7)$$

где  $Kr^N(X_p, X_{cp})$  – нормализованное значение коэффициента корреляции множества расчетных значений содержания компонент вещественного состава контролируемой руды и множества средних значений содержания компонент, полученных для каждой компоненты из массива статистик полного текущего статистического описания руды в данный момент контроля.

Расчет значения нормализованного коэффициента корреляции  $Kr^N(X_p, X_{cp})$  можно осуществить, используя выражения (8, 9, 10, 11):

$$Kr^N(X_p, X_{cp}) = \frac{Kr(X_p, X_{cp}) - Kr_{cp}}{\sigma_{Kr}} ; \quad (8)$$

$$Kr_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n Kr_i}{n} ; \quad (9)$$

$$Kr_i = Kr(X_p, X_i) ; \quad (10)$$

$$\sigma_{Kr} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (Kr_i - Kr_{cp})^2}{n - 1}} ; \quad (11)$$

где  $Kr(X_p, X_{cp})$  – коэффициент корреляции множества расчетных значений содержания компонент вещественного состава контролируемой руды и множества средних значений содержания компонент, полученных для каждой компоненты из массива статистик полного текущего статистического описания руды в данный момент контроля;

$Kr(X_p, X_i)$  – коэффициент корреляции множества расчетных значений содержания компонент вещественного состава контролируемой руды и множества значений содержания компонент  $i$ -ой статистики массива статистик полного текущего статистического описания руды в данный момент контроля;

$X_p$  – множество расчетных значений содержания компонент вещественного состава контролируемой руды в данный момент контроля;

$X_{cp}$  – множество средних значений содержания компонент вещественного состава контролируемой руды, полученных для каждой компоненты из массива статистик полного текущего статистического описания руды в данный момент контроля;

$X_i$  – множество значений содержания компонент вещественного состава контролируемой руды  $i$ -ой статистики массива статистик полного текущего статистического описания руды в данный момент контроля;

$Kr_i$  – коэффициент корреляции множества расчетных значений содержания компонент вещественного состава контролируемой руды и множества значений содержания компонент  $i$ -ой статистики массива статистик полного текущего статистического описания руды в данный момент контроля;

$Kr_{cp}$  – среднее значение коэффициентов корреляции  $Kr_i$  по всем статистикам массива статистик полного текущего статистического описания руды в данный момент контроля;

$\sigma_{Kr}$  – стандартное отклонение коэффициентов корреляции  $Kr_i$  по всем статистикам массива статистик полного текущего статистического описания руды в данный момент контроля.

Результаты реализации непрерывного оперативного технологического контроля вещественного состава некоторых типов железных руд представлена в таб. 3, табл. 4 и табл. 5. При этом доминирующей (полезной) компонентой является железо, оперативный контроль содержания которого в руде осуществлялся с точностью 2 %. Время (период) измерения содержания доминирующей (полезной) компоненты – 10 секунд.

В табл. 3 представлены данные реальных значений содержаний всех элементов лимонит-мартитовой руды за период наблюдения 6 минут (36 периодов измерения доминирующей (полезной) компоненты). В табл. 4 представлены расчетные данные значений содержаний всех элементов лимонит-мартитовой руды за тот же период наблюдения. В табл. 5 представлены значения среднеквадратических отклонений расчетных данных и реальных значений содержаний для всех компонент лимонит-мартитовой руды за период наблюдения 6 минут (36 периодов измерения доминирующей (полезной) компоненты).

Таблица 3

Действительные значения содержаний (в %) химических элементов в лимонит-мартитовой железных руде за период наблюдения

№ изм.	Fe	O	Si	Al	Ca	H	Mg	K	Na	C	Ti	S	F	P	Cl	Mn	$\rho$ (г/см <sup>3</sup> )
1	46,596	42,106	6,460	2,883	0,226	0,919	0,177	0,081	0,029	0,085	0,208	0,132	0,000	0,086	0,000	0,011	3,563008
2	54,264	39,485	2,383	1,955	0,126	0,664	0,430	0,092	0,000	0,128	0,226	0,152	0,024	0,059	0,000	0,012	3,666752
3	53,504	38,404	3,743	2,995	0,094	0,454	0,312	0,063	0,000	0,083	0,175	0,103	0,018	0,043	0,000	0,010	3,638464
4	53,541	40,473	2,425	1,620	0,329	0,712	0,177	0,110	0,000	0,112	0,219	0,180	0,000	0,092	0,000	0,012	3,869997
5	47,733	40,396	8,016	2,141	0,282	0,800	0,030	0,092	0,015	0,041	0,220	0,150	0,000	0,073	0,000	0,012	3,94103
6	54,648	39,074	3,380	1,198	0,132	1,068	0,129	0,026	0,000	0,069	0,187	0,042	0,000	0,038	0,000	0,010	3,999479
7	51,100	41,480	3,121	2,221	0,203	1,155	0,216	0,050	0,000	0,063	0,189	0,082	0,031	0,077	0,000	0,010	3,258216
8	56,126	36,485	5,049	1,091	0,144	0,412	0,110	0,077	0,024	0,067	0,183	0,127	0,027	0,066	0,000	0,010	3,544526
9	60,246	36,256	1,079	0,838	0,262	0,544	0,144	0,072	0,040	0,089	0,232	0,119	0,000	0,067	0,000	0,013	4,275462
10	48,486	40,030	7,985	2,088	0,152	0,745	0,092	0,025	0,024	0,032	0,221	0,041	0,000	0,067	0,000	0,012	3,717568
11	56,827	38,776	1,426	1,014	0,172	1,189	0,059	0,071	0,007	0,018	0,202	0,116	0,033	0,080	0,000	0,011	3,832948
12	59,299	36,241	2,483	0,897	0,162	0,327	0,142	0,037	0,002	0,037	0,170	0,061	0,000	0,075	0,057	0,009	4,279468
13	55,161	36,344	4,349	2,745	0,186	0,402	0,178	0,109	0,000	0,040	0,209	0,178	0,000	0,086	0,000	0,012	4,018847
14	54,835	37,416	3,738	2,551	0,190	0,583	0,132	0,086	0,000	0,061	0,169	0,141	0,000	0,088	0,000	0,009	3,250726
15	52,323	37,708	7,318	1,510	0,183	0,423	0,161	0,006	0,000	0,074	0,189	0,009	0,000	0,085	0,000	0,010	3,622343
16	54,134	39,025	3,090	1,836	0,345	1,018	0,070	0,045	0,000	0,092	0,204	0,074	0,000	0,056	0,000	0,011	3,897263
17	43,376	43,629	8,321	2,581	0,146	1,123	0,164	0,110	0,000	0,072	0,223	0,181	0,000	0,062	0,000	0,012	3,242062
18	53,509	40,786	2,535	0,798	0,240	1,416	0,044	0,080	0,060	0,093	0,197	0,131	0,000	0,057	0,044	0,011	3,867655
19	49,324	41,981	4,347	2,008	0,187	1,250	0,281	0,086	0,011	0,096	0,214	0,140	0,000	0,063	0,000	0,012	4,027815
20	42,766	43,598	8,269	3,024	0,237	1,373	0,146	0,093	0,000	0,094	0,172	0,152	0,019	0,047	0,000	0,010	3,667429
21	54,160	37,150	4,561	2,986	0,085	0,562	0,063	0,049	0,014	0,056	0,186	0,080	0,000	0,039	0,000	0,010	4,039707
22	53,845	40,193	2,603	1,215	0,250	1,301	0,039	0,055	0,046	0,074	0,209	0,090	0,000	0,038	0,029	0,012	3,928662
23	51,694	39,148	5,106	2,181	0,090	0,850	0,304	0,098	0,000	0,091	0,225	0,161	0,000	0,042	0,000	0,012	4,128977
24	49,989	40,895	6,139	1,316	0,210	0,739	0,115	0,100	0,008	0,058	0,185	0,164	0,000	0,072	0,000	0,010	3,703707
25	58,119	36,509	2,761	1,269	0,215	0,675	0,059	0,034	0,013	0,033	0,169	0,056	0,000	0,079	0,000	0,009	4,344912
26	54,832	37,460	5,699	0,719	0,206	0,500	0,186	0,015	0,053	0,065	0,167	0,024	0,000	0,065	0,000	0,009	3,726614
27	48,589	41,113	6,276	2,386	0,094	0,742	0,191	0,107	0,000	0,080	0,192	0,176	0,000	0,044	0,000	0,011	3,470996
28	50,442	39,881	6,679	1,620	0,291	0,292	0,361	0,004	0,000	0,123	0,201	0,007	0,026	0,063	0,000	0,011	3,956495
29	48,737	40,332	6,947	2,250	0,187	0,976	0,028	0,076	0,054	0,057	0,181	0,125	0,000	0,041	0,000	0,010	3,601804
30	50,153	38,611	7,999	1,840	0,134	0,491	0,112	0,057	0,120	0,079	0,213	0,094	0,025	0,062	0,000	0,012	3,667328
31	56,217	37,720	2,803	1,699	0,124	0,887	0,013	0,078	0,037	0,028	0,200	0,127	0,000	0,057	0,000	0,011	4,021605
32	53,034	37,890	4,625	3,186	0,150	0,715	0,068	0,013	0,017	0,041	0,175	0,021	0,000	0,056	0,000	0,010	3,899977
33	49,495	41,282	4,994	2,173	0,231	1,270	0,137	0,015	0,000	0,128	0,202	0,025	0,000	0,037	0,000	0,011	3,521069
34	43,820	43,467	8,474	2,306	0,190	1,358	0,062	0,003	0,000	0,038	0,212	0,005	0,000	0,054	0,000	0,012	3,740875
35	50,193	40,432	4,807	2,463	0,144	1,157	0,176	0,076	0,018	0,082	0,228	0,124	0,026	0,063	0,000	0,013	3,350969
36	47,365	41,776	7,453	1,567	0,174	0,908	0,189	0,085	0,000	0,033	0,215	0,140	0,000	0,081	0,000	0,012	3,683948

Таблица 4

Расчетные значения содержаний (в %) химических элементов в лимонит-мартитовой железных руде за период наблюдения

№ изм.	Fe	O	Si	Al	Ca	H	Mg	K	Na	C	Ti	S	F	P	Cl	Mn	$\rho$ (г/см <sup>3</sup> )
1	46,419	41,957	7,245	2,528	0,162	0,989	0,188	0,061	0,002	0,060	0,205	0,100	0,002	0,058	0,014	0,011	3,563624
2	54,805	38,265	3,964	1,380	0,205	0,708	0,161	0,052	0,010	0,075	0,197	0,086	0,004	0,067	0,009	0,011	3,878906
3	53,828	38,695	4,347	1,514	0,200	0,740	0,164	0,053	0,009	0,074	0,198	0,087	0,004	0,066	0,009	0,011	3,842177
4	53,989	38,624	4,284	1,492	0,201	0,735	0,164	0,053	0,010	0,074	0,198	0,087	0,004	0,066	0,009	0,011	3,848217
5	47,686	41,399	6,750	2,355	0,168	0,946	0,184	0,060	0,003	0,062	0,204	0,098	0,002	0,059	0,013	0,011	3,611234
6	55,381	38,011	3,739	1,301	0,208	0,688	0,159	0,052	0,011	0,077	0,197	0,085	0,004	0,068	0,008	0,011	3,900559
7	50,962	39,957	5,468	1,906	0,185	0,837	0,174	0,056	0,007	0,068	0,201	0,092	0,003	0,063	0,011	0,011	3,734421
8	55,720	37,862	3,606	1,255	0,210	0,677	0,158	0,051	0,011	0,077	0,196	0,084	0,005	0,068	0,008	0,011	3,913307
9	60,144	35,914	1,875	0,649	0,233	0,529	0,144	0,047	0,016	0,085	0,192	0,076	0,006	0,073	0,005	0,011	4,079651
10	48,501	41,040	6,431	2,243	0,173	0,919	0,182	0,059	0,004	0,064	0,203	0,097	0,003	0,060	0,013	0,011	3,641896
11	56,818	37,379	3,177	1,104	0,216	0,640	0,155	0,050	0,012	0,079	0,195	0,082	0,005	0,069	0,007	0,011	3,95459
12	59,687	36,116	2,054	0,711	0,230	0,544	0,145	0,047	0,015	0,085	0,193	0,077	0,006	0,072	0,005	0,011	4,062469

Окончание таблицы 4

№ изм.	Fe	O	Si	Al	Ca	H	Mg	K	Na	C	Ti	S	F	P	Cl	Mn	$\rho$ (г/см <sup>3</sup> )
13	55,738	37,854	3,599	1,252	0,210	0,676	0,158	0,051	0,011	0,077	0,196	0,084	0,005	0,068	0,008	0,011	3,913998
14	54,712	38,306	4,001	1,393	0,205	0,711	0,161	0,052	0,010	0,075	0,197	0,086	0,004	0,067	0,009	0,011	3,875411
15	52,954	39,080	4,689	1,633	0,196	0,770	0,167	0,054	0,009	0,072	0,199	0,089	0,004	0,065	0,010	0,011	3,809298
16	53,755	38,727	4,375	1,524	0,200	0,743	0,165	0,053	0,009	0,074	0,198	0,087	0,004	0,066	0,009	0,011	3,839415
17	43,293	43,333	8,468	2,956	0,146	1,094	0,198	0,064	0,000	0,054	0,208	0,106	0,001	0,055	0,016	0,011	3,446084
18	53,246	38,951	4,574	1,593	0,197	0,760	0,166	0,054	0,009	0,073	0,199	0,088	0,004	0,066	0,010	0,011	3,820278
19	49,633	40,542	5,988	2,088	0,178	0,881	0,178	0,058	0,005	0,066	0,202	0,095	0,003	0,062	0,012	0,011	3,684456
20	42,877	43,516	8,631	3,013	0,144	1,108	0,200	0,065	0,000	0,053	0,209	0,106	0,001	0,054	0,017	0,012	3,430425
21	55,235	38,076	3,796	1,321	0,207	0,693	0,160	0,052	0,011	0,076	0,197	0,085	0,004	0,068	0,008	0,011	3,895055
22	54,408	38,440	4,120	1,434	0,203	0,721	0,162	0,053	0,010	0,075	0,198	0,086	0,004	0,067	0,009	0,011	3,863964
23	51,236	39,836	5,361	1,869	0,187	0,827	0,173	0,056	0,007	0,069	0,201	0,092	0,003	0,063	0,011	0,011	3,744714
24	49,840	40,451	5,907	2,060	0,180	0,874	0,177	0,057	0,005	0,066	0,202	0,094	0,003	0,062	0,012	0,011	3,692232
25	58,070	36,828	2,687	0,933	0,222	0,598	0,151	0,049	0,014	0,082	0,194	0,080	0,005	0,071	0,007	0,011	4,001644
26	54,939	38,206	3,912	1,362	0,206	0,703	0,161	0,052	0,011	0,076	0,197	0,085	0,004	0,067	0,009	0,011	3,883927
27	49,105	40,774	6,194	2,160	0,176	0,899	0,180	0,058	0,005	0,065	0,203	0,096	0,003	0,061	0,012	0,011	3,664593
28	49,863	40,440	5,898	2,057	0,180	0,873	0,177	0,057	0,005	0,066	0,202	0,094	0,003	0,062	0,012	0,011	3,693105
29	49,697	40,514	5,963	2,079	0,179	0,879	0,178	0,058	0,005	0,066	0,202	0,094	0,003	0,062	0,012	0,011	3,686855
30	49,770	40,482	5,934	2,069	0,179	0,877	0,177	0,058	0,005	0,066	0,202	0,094	0,003	0,062	0,012	0,011	3,689588
31	56,544	37,499	3,284	1,142	0,214	0,649	0,156	0,050	0,012	0,079	0,196	0,083	0,005	0,069	0,008	0,011	3,944289
32	53,280	38,936	4,561	1,589	0,197	0,759	0,166	0,054	0,009	0,073	0,199	0,088	0,004	0,066	0,010	0,011	3,821567
33	50,223	40,282	5,757	2,007	0,181	0,861	0,176	0,057	0,006	0,067	0,202	0,094	0,003	0,062	0,012	0,011	3,706622
34	43,340	43,312	8,450	2,950	0,146	1,092	0,198	0,064	0,000	0,054	0,208	0,106	0,001	0,055	0,016	0,011	3,447839
35	49,961	40,398	5,860	2,043	0,180	0,870	0,177	0,057	0,006	0,066	0,202	0,094	0,003	0,062	0,012	0,011	3,696771
36	47,416	41,518	6,855	2,392	0,167	0,955	0,185	0,060	0,003	0,062	0,204	0,098	0,002	0,059	0,014	0,011	3,601114

Таблица 5

Значения среднеквадратических отклонений расчетных данных и реальных значений содержаний для всех компонент лимонит-мартитовой руды за период наблюдения

Компон.	Fe	O	Si	Al	Ca	H	Mg	K	Na	C	Ti	S	F	P	Cl	Mn	$\rho$ (г/см <sup>3</sup> )
С.К.О.	0,439	1,007	1,204	0,661	0,070	0,287	0,098	0,034	0,026	0,030	0,018	0,055	0,011	0,016	0,015	0,001	0,231278

На графиках (рис. 1, 2, 3, 4, 5, 6), построенных по данным табл. 3 и 4, для сравнения, представлены изменения действительных содержаний отдельных элементов и соответствующие изменения расчетных значений содержаний этих же элементов лимонит-мартитовой руды за период наблюдения. На рис. 7 представлен график изменения действительной и расчетной плотности лимонит-мартитовой руды за период наблюдения.

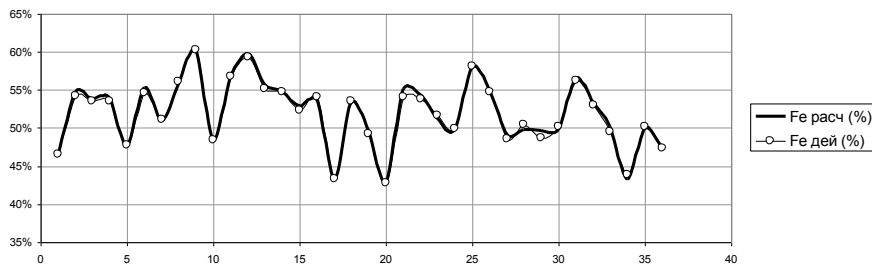


Рис. 1. Изменения расчетного [Fe расч (%)] и действительного [Fe дей (%)] содержания железа в Лимонит-Мартитовой руде за период наблюдения

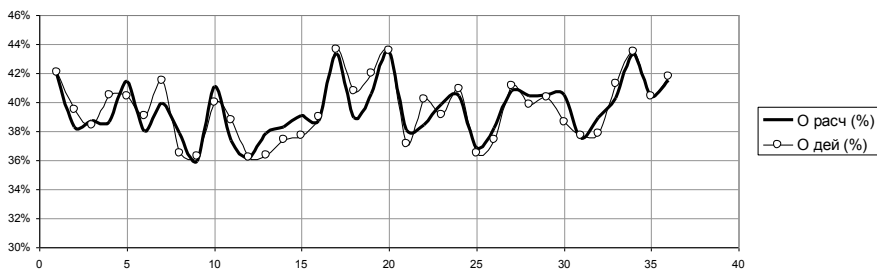


Рис. 2. Изменения расчетного [O расч (%)] и действительного [O дей (%)] содержания кислорода в Лимонит-Мартитовой руде за период наблюдения

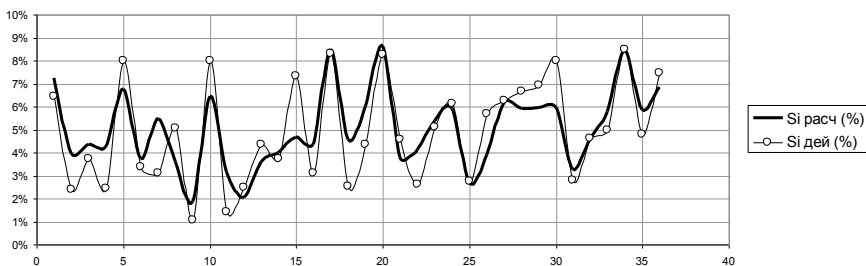


Рис. 3. Изменения расчетного [Si расч (%)] и действительного [Si дей (%)] содержания кремния в Лимонит-Мартитовой руде за период наблюдения

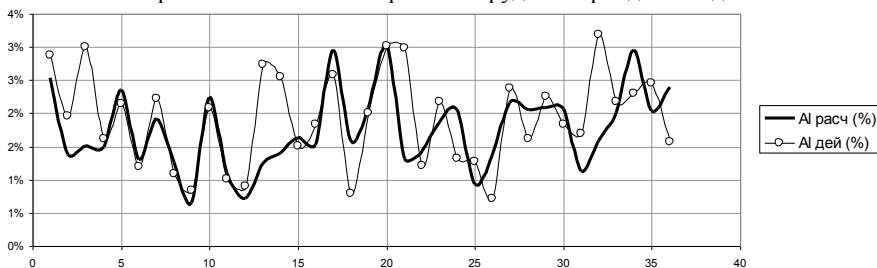


Рис. 4. Изменения расчетного [Al расч (%)] и действительного [Al дей (%)] содержания алюминия в Лимонит-Мартитовой руде за период наблюдения

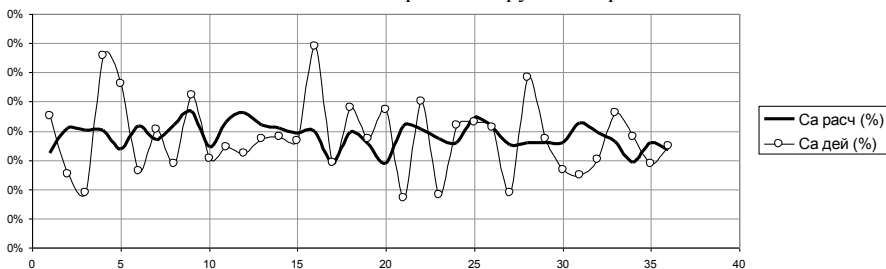


Рис. 5. Изменения расчетного [Ca расч (%)] и действительного [Ca дей (%)] содержания кальция в Лимонит-Мартитовой руде за период наблюдения

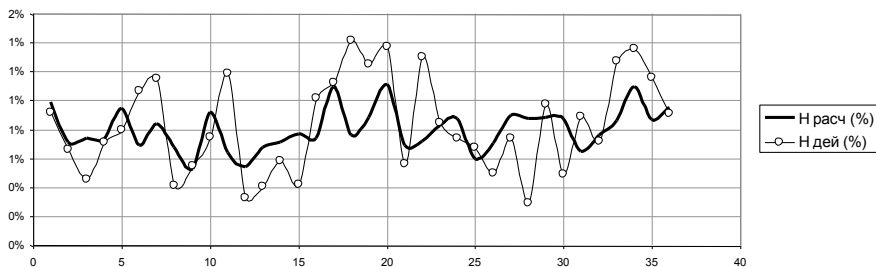


Рис. 6. Изменения расчетного [Н расч (%)] и действительного [Н дей (%)] содержания водорода в Лимонит-Мартитовой руде за период наблюдения

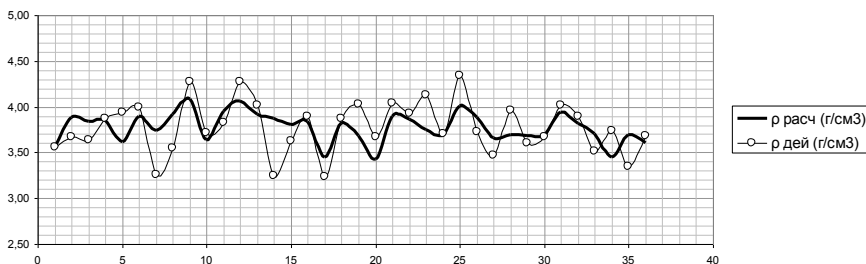


Рис. 7. Изменения расчетной [ $\rho$  расч ( $\text{г/см}^3$ )] и действительной [ $\rho$  дей ( $\text{г/см}^3$ )] плотности Лимонит-Мартитовой руды за период наблюдения

## Выводы

Непрерывный оперативный вещественный контроль позволяет значительно расширить информационное обеспечение технологических процессов добычи и переработки железорудного сырья за счет получения дополнительной, оперативной и достоверной информации о качестве контролируемого сырья, что, в свою очередь, обеспечит оптимизацию и автоматизацию технологического процесса.

Создание и внедрение систем непрерывного вещественного контроля не требует значительных затрат, так как в основе ее работы заложены стандартные технологические процедуры информационного обеспечения технологического процесса. Особенно легко создать и использовать такую систему в технологиях, где уже предусмотрен и действует непрерывный контроль полезного компонента.

Автоматическая подстройка параметров настройки системы в процессе изменения вещественного состава контролируемого сырья данного типа, обеспечивает получение более достоверных данных о вещественном составе при увеличении динамического диапазона контроля содержаний компонент железной руды.

По результатам исследований работы системы непрерывного оперативного контроля вещественного состава сырья (см. табл. 5) видно, что достоверность получаемых результатов достаточная для целей технологического контроля.

Совершенствование системы непрерывного оперативного контроля вещественного состава сырья может проводиться в направлении ограничения

количества контролируемых компонент, разработки новых критериев автоматической корректировки параметров настройки системы, автоматического определения типа контролируемой руды, методов формирования массивов начальных статистик для новых типов руд с использованием моделей вещественного состава.

### *Список литературы*

1. **Н.Н. Шумиловский, Ю.П. Бетин, Б.И. Верховский, А.А. Калмаков, Л.В. Мельтцер, Е.Я. Овчаренко.** Радионуклидные и рентгеноспектральные методы: Физические и физикохимические методы контроля состава и свойств вещества. Под общей редакцией академика АН Киргизской ССР И. И. Шумиловского. –М. – Л.: Издательство «Энергия», 1965. –192 с.
2. **Зубкевич В.Ю.** Разработка системы непрерывного автоматизированного контроля содержания полезного компонента в железной руде (НАКС-ПК) // Збірник наукових праць «Актуальні проблеми автоматизації та інформаційних технологій»: – Дніпропетровськ: Видавництво Дніпропетровського університету, 2001.
3. **Пирогов Б. И.** Онтогенетический анализ полезных ископаемых – основа выявления и оценки технологических свойств минералов // Сборник научных статей по материалам Российского семинара по технологической минералогии: –Петрозаводск: 2009.
4. **Пирогов Б.И.** Эволюция технологических свойств минералов // Геолого-мінералогічний вісник: 2008. –№ 1 (19). –С. 5-16.
5. Минералогия криворожского бассейна: Ответственный редактор акад. АН УССР **Е.К. Лазаренко** Издательство. –К.: "Наукова думка", 1977. -544 с.
6. **Азарян А.А., Василенко В.Е., Зубкевич В.Ю., Лисовой Г.Н.** Контроль качества железной руды на конвейере // Сборник научных трудов «Качество минерального сырья»: – Кривой Рог, 2000.

УДК 681.518.3:658.56:622.7.09

В.В. ДРИГА, Криворожский технический университет

## **ИССЛЕДОВАНИЕ И КЛАССИФИКАЦИЯ ФАКТОРОВ СНИЖАЮЩИХ ТОЧНОСТЬ НЕПРЕРЫВНОГО КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА МАГНЕТИТОВЫХ РУД**

Классифицированы факторы, снижающие точность магнитометрического метода контроля качества магнетитовых руд в конвейерных потоках. Подробно рассмотрен фактор влияния изменения подачи руды и толщины слоя рудного потока на расчетное содержание железа магнетитового. Влияющие факторы ранжированы по значимости и указаны способы их учета.

Класифіковано фактори, які знижують точність магнітометричного методу контролю якості магнетитових руд у конвеєрних потоках. Докладно розглянутий фактор впливу зміни подачі руди й товщини шару рудного потоку на розрахунковий вміст заліза магнетитового. Фактори ранжовані за значимістю, а також зазначені способи їхнього обліку.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Для управления технологическим процессом обогащения магнетитовых руд в



условиях рудообогатительной фабрики необходима непрерывная, оперативная и достоверная информация о содержании железа магнетитового ( $Fe_{\text{магн.}}$ ) в потоке исходной руды, поступающей в переработку.

Получить информацию, необходимую для управления, с помощью традиционного отбора проб с последующим химическим анализом – невозможно. Во-первых, такая информация не оперативна: время, необходимое для проведения отбора и анализа пробы составляет около 2 часов.

Во-вторых, периодичность такого «экспресс-опробования» составляет 2ч 40мин, (всего 9 анализов в сутки). (Данные приведены для рудообогачительных фабрик горнообогатительного комплекса (ГОКа) ОАО «Арселор-Миттал Кривой Рог»).

Автором проведено исследование колеблемости качества исходной руды, поступающей в мельницу. На рис. 1 показан сигнал содержания железа магнетитового, полученный за неделю с периодом дискретизации 1 мин. Из графика видно, что содержание железа отклоняется от номинального (среднего) значения на значительную величину (до  $\pm 5\%$  абс. ед.), что значительно превосходит установленное допустимое отклонение ( $\pm 1.5\%$  абс. ед.).

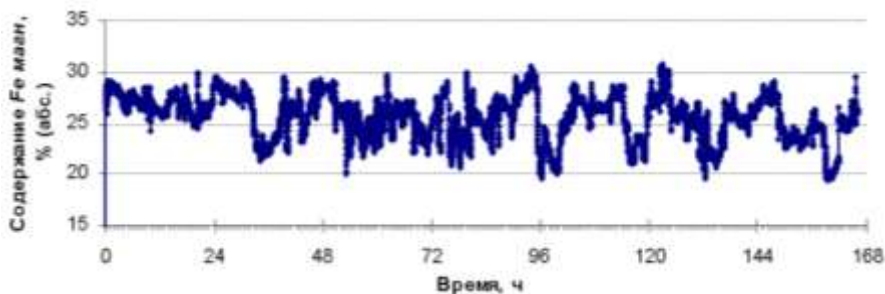


Рис. 1. Колеблемость содержания железа магнетитового в исходной руде, поступающей в мельницу. РОФ-1, секция 1, конвейер К-01, мельница М-11. Данные непрерывного контроля за неделю с периодом дискретизации 1 мин

Спектральный анализ Фурье показал (см. рис. 2), что низкочастотный участок спектра исследуемого сигнала представляет собой так называемый «розовый» шум: амплитуда колебаний начинает возрастать с уменьшением частоты, начиная с некоторого ее значения. Заметный рост амплитуды колебаний начинается при частоте менее  $3\text{--}6\text{ ч}^{-1}$  (период – более 10–20 мин).

Таким образом, в сигнале содержания железа магнетитового присутствуют колебания с периодом 10–20 мин и более, при которых содержание железа в исходной руде отклоняется от номинального на значительную величину, что требует своевременной коррекции параметров процесса измельчения и обогащения руды.

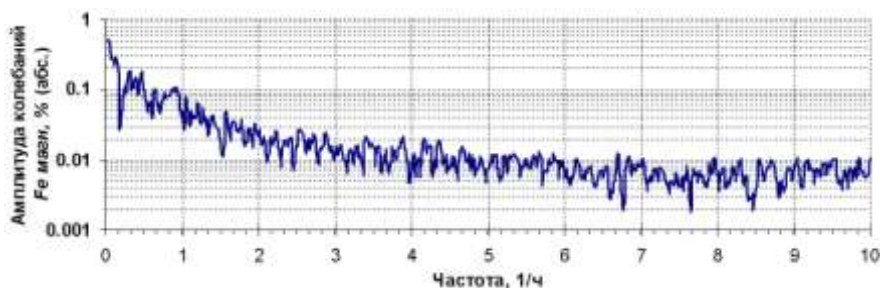


Рис. 2. Спектр сигнала содержания железа магнетитового в исходной руде на входе мельницы

Очевидно, что при таком характере колеблемости качества исходной руды имеющее место в настоящее время запаздывание результатов химического анализа (2 ч) и установленная его периодичность (2ч 40мин) – не позволяют эффективно управлять процессом обогащения, что приводит к снижению качества железорудного концентрата и потере руд.

С другой стороны, современный уровень развития измерительной и вычислительной техники позволяет разработать информационно-измерительные системы (ИИС) для непрерывного и оперативного контроля содержания железа в рудном потоке на основе *магнитометрического способа*, суть которого состоит в зависимости магнитных свойств рудного материала от содержания в нем магнетита.

Однако точность магнитометрического способа при использовании его для непрерывного контроля уступает точности химического анализа и зачастую оказывается недостаточной из-за наличия ряда мешающих факторов.

**Анализ публикаций.** За время разработки и опытно-промышленной эксплуатации устройств экспрессного контроля содержания железа магнетитового в пробах дробленной железной руды (датчики железа магнитного ДЖМ-3, ДЖМ-4) и ИИС непрерывного контроля содержания железа магнетитового в рудном потоке на конвейере (ДЖМ-К) авторами выявлен и исследован ряд факторов, снижающих точность указанных устройств [1–8].

**Постановка задачи.** Классифицировать влияющие факторы, рассмотреть более подробно фактор влияния изменения подачи руды и толщины слоя рудопотока на расчетное содержание железа магнетитового, ранжировать факторы по значимости и указать способы их учета.

**Изложение материала и результаты.** В настоящее время данные факторы классифицированы автором по влиянию на регистрируемые параметры рудного потока: *эффективную магнитную восприимчивость ( $SX$ )*, *вносимое активное сопротивление ( $r_{\text{вн}}$ )* и *погонную нагрузку ( $m$ )* (см. рис. 2).

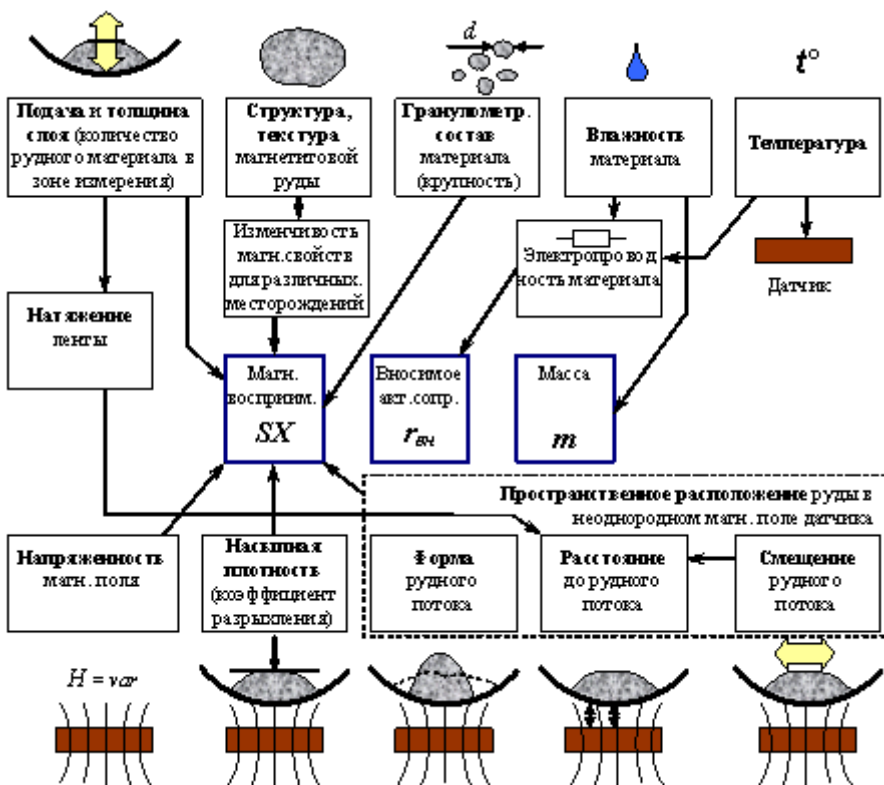


Рис. 2. Классификация мешающих факторов по влиянию на измеренные сигналы, характеризующие рудный поток: эффективную магнитную восприимчивость ( $SX$ ), вносимое активное сопротивление ( $r_{вн}$ ) и погонную нагрузку ( $m$ )

Одним из наиболее значимых мешающих факторов, выявленных при контроле качества горной массы на конвейере, является *изменение подачи руды в мельницу*. При этом изменяются *толщина слоя* рудного потока на конвейере, питающем мельницу, и, соответственно, *количество материала* в зоне измерения магнитного датчика, что влияет на величину его выходного сигнала ( $SX$ ). (Далее данный фактор будет рассмотрен более подробно). Изменение массы материала на ленте также приводит к изменению её натяжения и стрелы провисания между роликовыми опорами, что незначительно влияет на расстояние от датчика до рудного потока и может сказываться на величине выходного сигнала  $SX$ .

От *структуры и текстуры магнетитовой руды* зависит эффективная магнитная восприимчивость горной массы, которая для одного и того же содержания – может быть различна, например, как это наблюдается для различных месторождений [5].

*Гранулометрический состав* определяет крупность частиц горной массы, от которой зависит измеряемая величина магнитной восприимчивости. Например, для руд одинакового содержания, но различной крупности – эффективная магнитная восприимчивость отличается [7].

*Влажность* определяет весовое содержание воды в горной массе. Поскольку вода является проводником, то от влажности зависит удельное сопротивление и электропроводность рудного материала, которое определяет вносимое активное сопротивление потерь ( $r_{\text{вн}}$ ) в индуктивном преобразователе. Поэтому при измерении магнитных свойств материала параметр  $r_{\text{вн}}$  следует исключить. Кроме того, содержание воды вызывает увеличение общей массы рудного материала, что также влияет на показания массовой доли железа магнетитового в руде [7].

*Температура* влияет как на физические свойства магнетитовой руды, например, на электропроводность, так и на выходные сигналы датчиков [2, 3, 4, 8].

Величина *напряженности магнитного поля* индуктивного преобразователя влияет на магнитные свойства материала [3,4].

*Насыпная плотность* связана с коэффициентом разрыхления материала (соотношение объема руды и воздушного пространства в ней), от которого зависит величина сигнала магнитной восприимчивости материала [1].

*Изменение формы рудного потока, его смещение в поперечном направлении относительно оси конвейера и изменение расстояния от потока до датчика* – эти факторы можно рассматривать как один: *изменение пространственного расположения рудного материала в магнитном поле индуктивного преобразователя*, которое приводит к изменению сигнала магнитной восприимчивости из-за неоднородности магнитного поля преобразователя [6, 8].

Рассмотрим фактор влияния **изменения подачи руды и толщины слоя рудопотока** на расчетное содержание железа магнетитового более подробно. Анализ существующих методов и средств непрерывного контроля качества магнетитовых руд показал, что для исключения данного фактора в основном разрабатывают магнитные датчики, которые мало чувствительны к изменению толщины слоя рудного материала в некотором диапазоне.

Например, на рис. 3 приведена схема устройства, разработанного в Свердловском горном институте для контроля содержания магнетита [9]. Устройство состоит из индуктивного преобразователя, представляющего собой катушку индуктивности, намотанную на П-образном ферромагнитном сердечнике. Преобразователь устанавливается по оси конвейера под конвейерной лентой на минимально возможном расстоянии. В связи с малой базой датчика (89 мм) достаточно чтобы поток руды был больше 40 мм, тогда изменение количества руды на конвейере практически не влияет на результаты измерений [9].

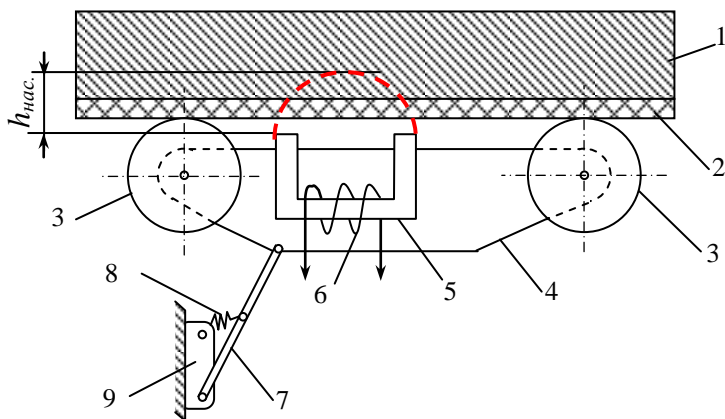


Рис. 3. Конструкция индуктивного датчика автогенераторной системы автоматического контроля содержания магнетита [9]. 1 – поток руды; 2 – лента конвейера; 3 – вращающиеся ролики; 4 – корпус; 5 – разомкнутый магнитопровод; 6 – катушка; 7 – рычаг; 8 – пружина; 9 – кронштейн

Другим примером является система автоматического контроля качества железорудного сырья в конвейерных потоках (СКРП), разработанная ООО ИПП «Уралрудоавтоматика» [10]. В индукционных конвейерных преобразователях МВ-5 системы установлены несколько катушек индуктивности и используется оригинальный алгоритм определения массовой доли железа с учетом сигналов нескольких катушек. За счет этого при толщине слоя руды выше некоторого минимально допустимого уровня результаты измерения стабилизируются.

Однако, как указывает производитель данной системы, в связи со сложностью градуировки системы на конкретном предприятии (различные сорта и виды поступающего рудного материала) процесс ввода системы в эксплуатацию занимает не менее 1 года [10].

В первом примере за счет большой неоднородности создаваемого магнитного поля датчик работает в так называемом «режиме насыщения», суть которого заключается в том, что, начиная с некоторой толщины слоя рудного материала, ее дальнейшее увеличение практически не влияет на выходной сигнал датчика. Однако при этом анализируется только нижний слой рудного потока, из-за чего снижается представительность опробования и точность.

Во втором примере увеличивается сложность датчика и настройки системы, что снижает ее надежность. Кроме того, при использовании сигналов от многих катушек не исключено появление других факторов, снижающих точность контроля, таких например, как изменение формы рудного потока, его смещение в поперечном направлении относительно оси конвейера или изменение расстояния от потока до датчика.

Рассмотрим возможные способы реализации непрерывного контроля качества потока исходной руды на примере рудообогастительных фабрик

РОФ-1, РОФ-2 ГОКа ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог», где проводились исследования. Исходная руда поступает в мельницу из бункеров, проходя при этом по двум конвейерам: *сборный* и *питающий*. Длинный *сборный* конвейер собирает руду, которая поступает самотеком из бункеров, расположенных сверху вдоль конвейера, и затем перегружает руду на короткий конвейер, *питающий* мельницу.

*Подача* руды в мельницу регулируется изменением скорости *сборного* конвейера (приблизительно от нуля до 0,3 м/с). При этом толщина слоя руды на *сборном* конвейере всегда остается постоянной (около 200 мм) и определяется конструктивно расстоянием от последней действующей точки до конвейерной ленты. Толщина слоя руды на *питающем* конвейере при изменении подачи изменяется (приблизительно от нуля до 50 мм), а скорость данного конвейера постоянна (около 1,3 м/с).

Исходя из описанных условий, нами определены два способа установки магнитного датчика: в конце *сборного* или в любой точке *питающего* конвейера. Рассмотрим их более подробно (см. рис. 4).

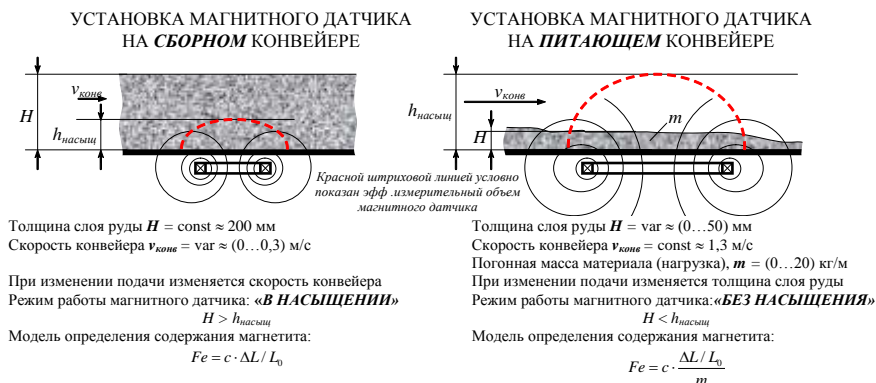


Рис. 4. Способы установки магнитного датчика с целью исключения влияния изменения подачи руды

**В первом варианте (установка на сборном конвейере)** толщина слоя рудного материала постоянная, и даже при полном отсутствии подачи составляет около 200 мм, что позволяет применить магнитный датчик, который мало чувствителен к изменению толщины слоя рудного материала. Для этого датчик должен работать в *режиме насыщения*, при котором магнитное поле индуктивного преобразователя неоднородно и сосредоточено в нижнем слое рудного материала.

При разработке датчика необходимо задать толщину слоя рудного материала ( $h_{\text{нас}}$ ), при котором происходит полное насыщение датчика, меньше толщины слоя рудного потока ( $H$ ):

$$h_{\text{нас}} < H, \quad (1)$$

что позволит практически исключить влияние изменения подачи руды на сигнал магнитного датчика и на расчетное содержание железа магнетитового в рудопотоке, которое в этом случае можно определять только по эффективной магнитной восприимчивости, без учета сигнала веса:

$$Fe = c \cdot SX, \quad (2)$$

где  $SX$  – эффективная магнитная восприимчивость (сигнал магнитного датчика);  $c$  – постоянный коэффициент, определяемый при градуировке.

Однако опыт показал, что при работе датчика в режиме насыщения присутствует зависимость полезного сигнала от насыпной плотности (коэффициента разрыхления) рудного материала. Частично исключить данную зависимость можно путем учета насыпной плотности, однако этот способ не обеспечивает требуемой точности; либо путем приведения материала к начальным условиям (постоянные крупность, влажность и коэффициент разрыхления, обеспечиваемый, например, уплотняющим валиком), что технологически невозможно.

Кроме того, при работе датчика в *режиме насыщения анализируется в основном нижний слой рудного материала и почти не учитывается верхний слой*, т.е. анализируется не весь поток, а только его часть. При работе на сборном конвейере, где рудный поток формируется слоями от различных бункеров, это приводит к значительной погрешности контроля качества рудопотока. Кроме того, значительно сказывается явление сегрегации, при котором происходит расслоение материала по толщине слоя – как по крупности, так и по содержанию.

**Во втором варианте (установка на питающем конвейере)** при уменьшении подачи пропорционально уменьшаются толщина слоя и масса рудного материала (погонная нагрузка), вплоть до нуля (пустая лента). Поэтому не возможно разработать магнитный датчик, показания которого будут независимы от количества материала на ленте.

В этом случае целесообразно применить датчик, работающий линейном в режиме, *без насыщения* ( $H < h_{нас}$ ), величина полезного сигнала ( $SX$ ) которого будет прямо пропорциональна как содержанию железа магнетитового ( $Fe$ ), так и общей массе материала ( $m$ ) в зоне измерения датчика. В этом случае формула для расчета содержания магнетита следующая:

$$Fe = c \cdot \frac{SX}{m}. \quad (3)$$

Разработка датчика, работающего в линейном режиме без насыщения и учет при этом массы материала на конвейерной ленте позволяет полностью исключить влияние изменения подачи на расчетное содержание железа магнетитового в рудном потоке. Такое решение предусматривает использование штатных электронных конвейерных весов, устанавливаемых на питающих конвейерах.

С целью повышения точности контроля качества, принято решение использовать второй способ, практическая проверка которого проводилась на

экспериментальной установке ДЖМК-1, смонтированной на питающем конвейере №02А РОФ-1 ГОКа ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог».

В ходе испытаний неоднократно проведен эксперимент с изменением величины подачи руды в мельницу в диапазоне 50–120 % от номинальной. Подача изменялась ступенчато, и эксперимент получил название «ступеньки». Сигналы датчиков магнитной восприимчивости ( $SX$ ), погонной нагрузки ( $m$ ), а также дополнительного ультразвукового датчика толщины слоя рудного потока ( $H$ ) регистрировались непрерывно и усреднялись с периодом 1 мин. Идея измерения толщины слоя с помощью ультразвука заключалась в том, чтобы проверить возможность использования данного сигнала вместо сигнала массы в формуле (3).

Эксперимент проводился за короткий промежуток времени (около 20 мин.), поэтому содержание магнетита в рудном потоке считалось постоянным. Изменение подачи во времени и связанные с ним изменения сигналов  $SX$ ,  $m$ ,  $H$ , а также содержания магнетита ( $Fe_{расч.}$ ), вычисляемого по формуле (3), приведены рис. 5. Видно, что характер изменения входных сигналов – одинаковый: сигналы промодулированы величиной подачи.

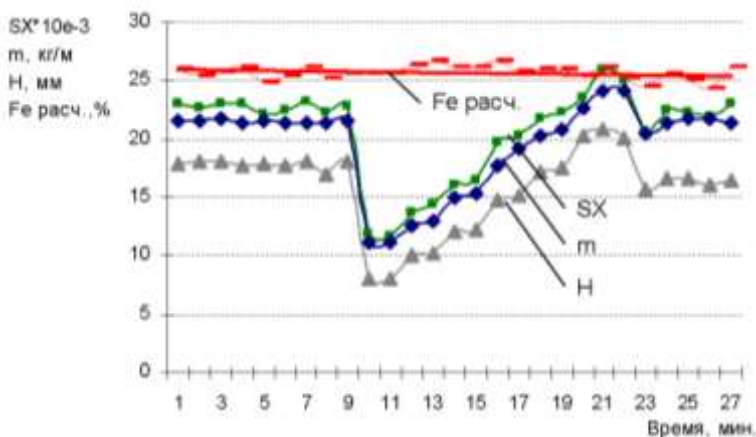


Рис. 5. Влияние изменения подачи руды (от 50 до 120 % от номинальной) на сигналы магнитной восприимчивости ( $SX$ ), погонной нагрузки ( $m$ ), толщины слоя рудного потока ( $H$ ) и на расчетное содержание магнетита ( $Fe$ )

На рис. 6 показана взаимосвязь сигнала магнитной восприимчивости с массой (кривая  $SX=f(m)$ ) и с толщиной слоя рудного потока (кривая  $SX=f(H)$ ). Анализ показывает, что между сигналом магнитной восприимчивости и массой существует устойчивая прямо пропорциональная зависимость. Получено аналитическое выражение  $SX=1,0236m+0,6896$ . Коэффициент детерминации составил  $R^2=0,99$ .

Между сигналом магнитной восприимчивости и толщиной слоя корреляция несколько хуже: коэффициент детерминации составил  $R^2=0,92$ , аналитическое выражение –  $SX=1,1012H+3,1816$ . Кроме того, при длительных испытаниях наблюдались случаи, когда форма потока или его положение на ленте изменялись (например, при переключении сборного конвейера), что



приводило к нарушению зависимости  $SX=f(H)$  и недопустимой погрешности контроля качества рудного потока. Поэтому мы сделали вывод, что использование датчика толщины слоя рудного потока для исключения влияния фактора изменения подачи руды – нецелесообразно, т.к. обеспечить четко сформированный и постоянный по плотности рудный поток в существующих условиях – проблематично.

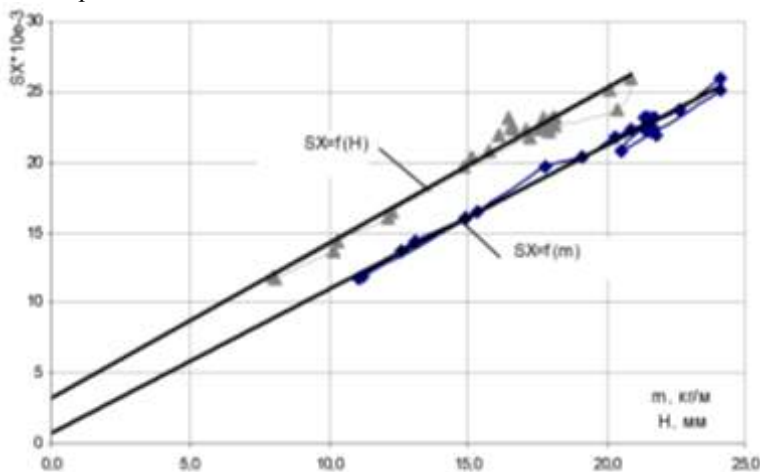


Рис. 6. Зависимости сигнала магнитной восприимчивости (SX) от погонной нагрузки (m) и от толщины слоя (H) рудного потока

Расчет содержания магнетита в рудном потоке с использованием сигнала массы приведен на рис. 5 (кривая  $Fe_{расч.}$ ). Очевидно, что расчетное содержание остается практически постоянным, несмотря на изменение подачи руды от 50 до 120 % от номинальной. Так, при среднем содержании 25,7 % среднеквадратическое абсолютное отклонение составило 0,58 %.

Для сравнения – при постоянной подаче указанная величина СКО составила 0,45 %, т.е. варьирование подачи во всем рабочем диапазоне привело к увеличению СКО всего на **0.13 %** (абс.).

Таким образом, разработка магнитного датчика, работающего в режиме «без насыщения» с учетом сигнала конвейерных весов, позволяет практически полностью исключить влияние изменения подачи руды и толщины слоя рудопотока на расчетное содержание железа магнетитового в нем.

**Выводы.** Исследованы и классифицированы факторы, снижающие точность непрерывного контроля качества магнетитовых руд в рудном потоке.

Факторы ранжированы по степени влияния, начиная с наиболее значимых (см. табл. 1).

Предложены способы учета или исключения влияния данных факторов, использование которых позволяет повысить точность магнитометрического способа контроля качества железорудного сырья и использовать его для непрерывного контроля качества рудного материала в потоке на конвейере.

Таблица 1

## Способы учета мешающих факторов

№ п/п	Факторы, снижающие точность измерений	Способы учета
1	Изменение <b>подачи и толщины слоя руды (количество материала на ленте)</b>	Разработка магнитного датчика, работающего в режиме « <b>без насыщения</b> » с учетом сигнала <b>конвейерных весов</b>
2	Изменение <b>пространственного расположения</b> рудного потока относительно магнитного датчика (форма, смещение, расстояние)	<b>Оптимизация</b> параметров индуктивного преобразователя (форма, габариты, расстояние до рудопотока) с целью создания достаточно <b>равномерного</b> магнитного поля в зоне измерения
3	<b>Изменчивость магнитной восприимчивости</b> магнетитовой руды в зависимости от её структуры и текстуры	Разработка устройства с <b>несколькими градуировочными зависимостями</b> для различных месторождений. Для ГОКа ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» установлено, что допускается одна градуировка – <b>по смеси руд</b> карьеров №2, №3
4	<b>Гранулометрический состав</b> (крупность) рудного материала	<b>Градуировка</b> устройства по рудному материалу той крупности, на которой планируется эксплуатация
5	<b>Влажность и электропроводность</b> рудного материала	Разработка схемы датчика с <b>раздельным детектированием</b> вносимых индуктивности и активного сопротивления.
6	Влияние <b>температуры</b> окружающей среды на индуктивность и внутреннее сопротивление индуктивного преобразователя и на другие элементы схемы датчика	1. Разработка схемы измерительного узла датчика – генератора на основе <b>последовательного <math>RLC</math> колебательного контура</b> , частотный выходной сигнал которого зависит только от $L$ и $C$ , и не зависит от $R$ . Таким образом исключается температурная зависимость выходного сигнала, обусловленная температурной нестабильностью внутреннего сопротивления катушки (ТКС). 2. Введение дополнительной <b>опорной катушки</b> : для определения магнитной восприимчивости используется <i>отношение</i> периодов колебаний контура с измерительной и опорной катушкой, а не абсолютная величина периода. Таким образом, при практически одновременном замере обоих периодов значительно снижается температурная зависимость выходного сигнала, обусловленная температурной нестабильностью индуктивности и емкости (ТКИ, ТКЕ).
7	<b>Насыпная плотность</b> рудного материала	Разработка магнитного датчика, работающего в режиме « <b>без насыщения</b> », и учет сигнала <b>массы</b> материала
8	<b>Напряженность</b> магнитного поля ( <b>сила тока</b> в катушке)	Разработка схемы магнитного датчика со <b>стабилизацией</b> амплитуды переменного <b>тока</b> в индуктивном преобразователе

На основании проведенных исследований разработаны первичный преобразователь – **датчик магнитной восприимчивости** горной массы на конвейерной ленте и многоканальная система непрерывного контроля качества железорудного сырья **ДЖМ-К**.

ИИС ДЖМ-К внедрена в условиях рудообогатительных фабрик РОФ-1, РОФ-2 ГОКа «АрселорМиттал Кривой Рог» и эксплуатируется с 2007 г. до настоящего времени. ИИС ДЖМ-К включает 14 измерительных каналов на РОФ-1 и 3 канала на РОФ-2.

В настоящее время ведутся исследования по включению ИИС ДЖМ-К в состав АСУТП обогащения руды в условиях РОФ-1, РОФ-2 ГОКа «АрселорМиттал Кривой Рог».

### *Список литературы*

1. Пристрій оперативного контролю масової частини магнітного заліза в гірській масі: патент 60612А: МКИ G01N27/72 / **Азарян А.А., Демченко О.М., Дрига В.В., Цибулевський Ю.Є.**; власник патенту ТОВ «Рудпромгеофізика». – №2003010300; заявл. 14.01.03; опубл. 15.10.03, Бюл. №10.
2. Исследование стабильности работы датчика железа магнитного (ДЖМ-1) / **А.А. Азарян, В.В. Дрига, Ю.Е. Цибулевский, Р.С. Азарян**, // Разработка рудных месторождений: науч.-техн. сб. / Криворожский техн. ун-т. –Кривой Рог: КТУ, 2003. –Вып. 84. –С. 121-124.
3. Пристрій для оперативного контролю масової частки заліза магнітного у гірській масі: патент 80694 / **Азарян А.А., Дрига В.В., Цибулевський Ю.Є.**; власник патенту ТОВ «Рудпромгеофізика». –№20040806896; заявл. 17.08.04; опубл. 25.10.07, Бюл. №17.
4. **Азарян А.А.** Исследование автогенераторного метода контроля содержания железа магнитного в продуктах обогащения / **А.А. Азарян, В.В. Дрига, Ю.Е. Цибулевский** // Качество минерального сырья: сб. науч. тр. / Криворожский техн. ун-т. –Кривой Рог: КТУ, 2005. –С. 117-123.
5. **Дрига В.В.** Результаты промышленных испытаний устройства ДЖМ-3 // Актуальні проблеми автоматизації та інформаційних технологій: зб. наук. пр. / Дніпропетровський нац. ун-т. –Дніпропетровськ: ДНУ, 2006. –Том 10. –С. 159-165.
6. **Азарян А.А.** Разработка переносного устройства оперативного контроля качества минерального сырья // **А.А. Азарян, В.В. Дрига, Д.С. Белименко** // Форум гірників –2006 : мат. міжнар. конф., 11–13 жовт. 2006 р., Дніпропетровськ / Нац. гірничий ун-т. –Дніпропетровськ, 2006.
7. **Дрига В.В.** Исследование и классификация факторов, влияющих на геофизический мониторинг массовой доли магнетита в горной массе / **В.В. Дрига** // Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. пр. / Криворізький техн. ун-т. –Кривий Ріг: Мінерал, 2006. –Вип. 14. –С. 150-153.
8. **Азарян А.А.** Исследование стабильности работы многоканальной системы оперативного контроля качества железистых кварцитов на конвейере/ **А.А. Азарян, В.В. Дрига, Ю.Е. Цибулевский** // Разработка рудных месторождений: науч.-техн. сб. / Криворожский техн. ун-т. –Кривой Рог: КТУ, 2008. –Вып. 92. –С. 185-189.
9. **Марюта А.Н.** Контроль качества минерального сырья / **А.Н. Марюта, П.К. Младецкий, П.А. Новицкий**. –К.: Техніка, 1976. –220 с.
10. Интернет-сайт ООО ИПП «Уралрудоавтоматика»  
<http://uralrudoavtomatika.ru/?p=148>

В.В. ДРИГА, інженер, О.В.ШВИДКИЙ, ст. наук. співроб.,  
А.С. КАРАЧАБАН, студент, Криворізький технічний університет

## **КОНТРОЛЬ ЯКОСТІ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ В ПОРОШКОВИХ ПРОБАХ ЗА ДОПОМОГОЮ ПРИСТРОЮ ДЖМЗ-М1**

Приведено опис пристрою для експрес-аналізу порошкових проб магнетитових руд класом крупності до -1мм, проб пульпи на зливі класифікатора, концентрату и хвостів збагачення, а також опис його програмного забезпечення.

Приведено описание устройства для экспресс-анализа порошковых проб магнетитовых руд класса крупности до -1 мм, проб пульпы на сливе классификатора, концентрата и хвостов обогащения, а также описание программного обеспечения устройства.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** Гірничорудна промисловість України займає провідне місце у світі по обсягу виробництва залізорудної сировини. Разом з тим забезпечення металургійного виробництва високоякісною сировиною продовжує залишатися гострою й трудомісткою проблемою.

Для управління технологічними процесами збагачувальної фабрики необхідна оперативна інформація про вміст заліза магнітного у вихідній руді, на зливі класифікатора, у хвостах і концентраті. Традиційне випробування з наступним хімічним методом аналізу, маючи високу точність, не забезпечує необхідну експресність визначення масової частки заліза магнітного у вихідній руді.

Відомо, що фізичні методи оперативного контролю якості мінеральної сировини забезпечують високу експресність визначення заліза магнітного й дозволяють оперативно управляти технологічними процесами, знижуючи при цьому втрати продуктів збагачення.

**Постановка завдання** Для підвищення ефективності й розширення функціональності існуючого пристрою для визначення складу заліза магнітного в порошкових пробах (ДЖМЗ-М1) необхідно розробити програмне забезпечення з використанням сучасної мови програмування.

**Викладення матеріалу та результати.** В проблемно-галузевій лабораторії міністерства промислової політики України під керівництвом професора Азаряна А.А. розроблене й успішно експлуатується в умовах хімічної лабораторії ВАТ «ЦГЗК» датчик заліза магнітного ДЖМЗ-М1.

Пристрій призначений для використання в умовах гірничодобувних і гірничопереробних підприємств для експрес-аналізу порошкових проб магнетитових руд класом крупності до -1 мм, проб пульпи на зливі класифікатора, концентрату й хвостів збагачення.

Конструктивно пристрій ДЖМЗ-М1 (рис. 1) складається з інтелектуального датчика (ДЖМ) і пульта. В якості пульта використовується персональний комп'ютер (ПК), ноутбук або КПК (карманий персональний комп'ютер), із установленим спеціалізованим програмним забезпеченням (ПЗ).



Рис. 1. Зовнішній вигляд пристрою ДЖМ 3-М1

Інтелектуальний датчик ДЖМ 3-М1 («нижній рівень») у свою чергу складається з датчика магнітної сприйнятливості (МС), датчика ваги проби й блоку мікроконтролера для прийому інформації від датчиків і передачі на «верхній рівень» у цифровому вигляді через інтерфейс RS-232. Функціональну схему датчика пристрою ДЖМ 3-М1 зображено на рис. 2.

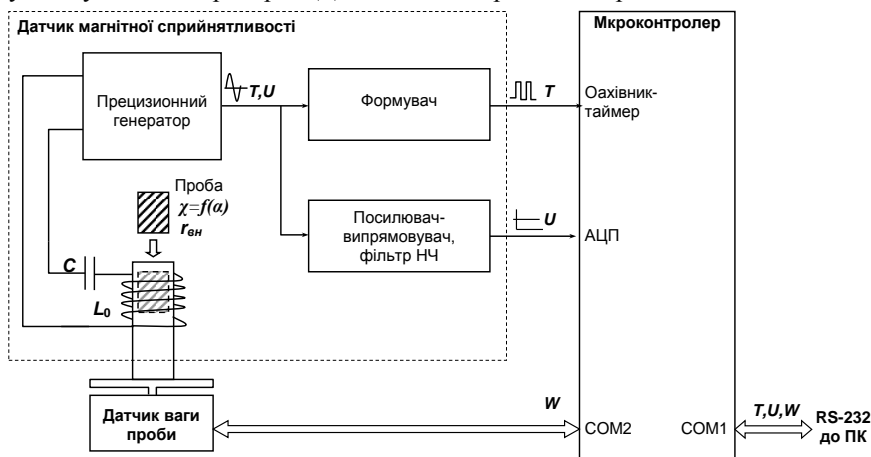


Рис. 2. Функціональна схема датчика пристрою ДЖМ 3-М1

Вимірювальним вузлом датчика МС є прецизійний генератор синусоїдального сигналу на послідовному RLC коливальному контурі, де як елемент індуктивності використовується циліндрична вимірювальна котушка (ВК), у порожнину якої встановлюється кювету с контрольованим матеріалом.

Період коливань  $T$  на виході генератора залежить від індуктивності ВК  $L$ , що у свою чергу залежить від МС матеріалу проби  $\chi$  («ксі»), поміщеної в магнітне поле ВК. Величина МС  $\chi$  проби залежить від об'ємної концентрації

магнетиту  $\alpha$  у ній. Таким чином, обмірюване значення періоду  $T$  характеризує  $MC \chi$  і об'ємну концентрацію магнетиту  $\alpha$ .

Амплітуда напруги  $U$  на виході генератора залежить лінійно від активного опору, включеного послідовно з коливальним контуром. Останнє складається із внутрішнього опору обмотки ВК  $r_0$  і внесеного активного опору втрат  $r_{вн}$ , що характеризує величину втрат на перемагнічування й вихрові струми в матеріалі проби. Таким чином, обмірюване значення напруги  $U$  характеризує величину внесеного опору втрат  $r_{вн}$ .

Сигнали періоду  $T$ , напруги  $U$  і ваги проби  $W$  надходять на мікроконтролер для виміру, формування й передачі пакета даних на пульт через послідовний порт.

На пульті виконується прийом даних, розрахунок масової частки магнетиту, відображення результату, запис у журнал, калібрування пристрою.

Обмін інформацією між нижнім і верхнім рівнем, ведеться по протоколу RS-232 (COM-порт). Структура пакету, що приходить з датчика, приведена в табл. 1.

Таблиця 1

Структура пакету, що приймається

№ байта	Назва	Тип	Опис
0	DeviceID	uchar	код пристрою-відправника
1	CommandCode	uchar	код команди
2	X0	float	приведена магнітна сприйнятливість $X0= SX/W$
3	Wnetto	float	чиста маса проби (нетто)
7	T	float	період $T$
8	T0	float	значення $T$ «в повітрі» (початкове значення)
9	SX	float	магнітна сприйнятливість $SX$
10	Wbrutto	float	загальна маса
11	Wtare	float	маса тари
12	Vbatt	float	напруга батареї у вольтах
13	BattLevel	float	відносний рівень заряду батареї [0...1]
14	CS	uchar	контрольна сума

Пакети приходять від датчика кожні 500 мс. Після чого навідується перевірка на цілісність.

Спрощений алгоритм роботи з пристроєм зображено на рис. 3.

Програмне забезпечення верхнього рівня (в даному випадку – персонального комп'ютера) було розроблене на об'єктно-орієнтованій мові програмування C#. Він відноситься до сім'ї мов з C – подібним синтаксисом. Мова має статичну типізацію, підтримує поліморфізм, перевантаження операторів (у тому числі операторів явного і неявного приведення типу), делегати, атрибути, події, властивості, узагальнені типи і методи, ітератори, анонімні функції з підтримкою замикань, LINQ, виключення, коментарі у форматі XML.

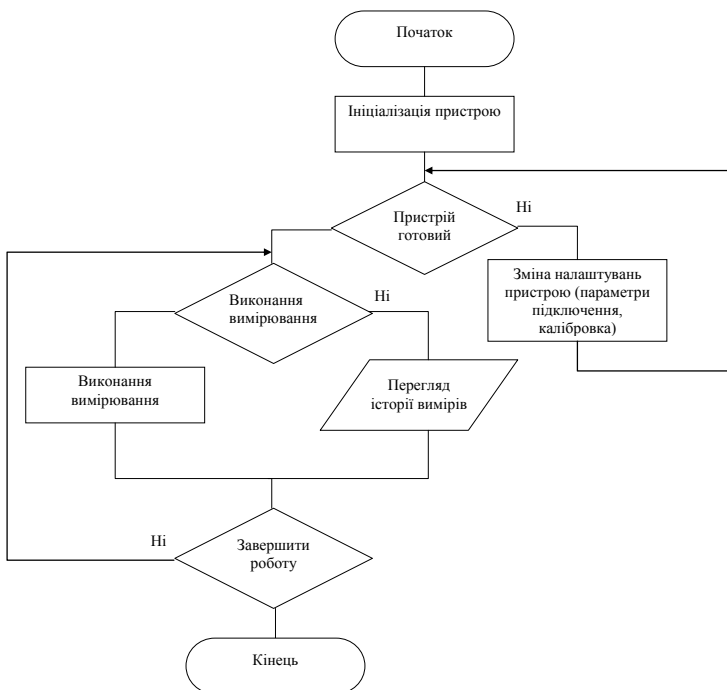


Рис. 3. Алгоритм роботи програмного забезпечення верхнього рівня пристрою ДЖМЗ-М1

Центральною процедурою верхнього рівня є процедура `timer1_Tick`, яка виконується кожні 100 мс. Процедура викликає процедуру прийняття даних по послідовному порту (`serialPort1_DataReceived`). Після чого прийнятий пакет перевіряється на цілісність і відбувається дешифрування пакету. Ці дії відбуваються в процедурі `ProcessPacket`. Після чого в процедурі `SetFe` відбувається обчислення масової долі заліза магнітного в пробі.

Для обчислення коефіцієнтів полінома при калібруванні дані передаються процедурі `formsys` яка формує двовимірний масив коефіцієнтів системи лінійний рівнянь алгебри. Далі цей масив передається процедурі `Gauss`, яка вирішує систему методом Гауса.

Розроблене програмне забезпечення (Рис. 4) дозволяє виконати експрес-аналіз підготовленої порошкової проби вагою 30 г не більше ніж за 5 секунд (за умовою попереднього налаштування пристрою). Також завдяки збереженню даних є можливість перегляду результатів попередніх вимірювань. Для полегшення подальшого пошуку необхідної інформації в історії вимірювань є мо-

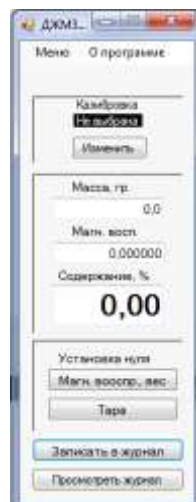


Рис. 4. Видгляд головного вікна програми верхнього рівня

жливість збереження окремого виміру в необхідній категорії, а також за назвою проби. Серед додаткових функцій пристрою є режим автоматичного збереження результату і режим усереднення, завдяки комбінації яких значно полегшується робота з пристроєм.

#### **Висновки.**

Від існуючих пристроїв оперативного аналізу вмісту корисного компонента в залізорудній сировині ДЖМЗ-М1 вирізняється точністю та швидкістю вимірювання. Немаловажною характеристикою є також мала кількість сировини, необхідної для аналізу. Після підготовки пристрою для роботи (калібрування) ним достатньо легко користуватися, за рахунок цього зникає потреба у спеціалізованій підготовці персоналу.

УДК 65.012.011.56:622.7.09

А.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук, проф., В.А. АЗАРЯН, канд. техн. наук, доц.,  
В.В. ДРИГА інженер-программист, Криворожский технический университет

### **СИСТЕМА ОПЕРАТИВНОГО КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ НА КОНВЕЙЕРЕ**

В статье приведен анализ существующих систем непрерывного контроля качества железорудного сырья. Приведена структура информационно-измерительной системы непрерывного контроля качества железистых кварцитов по массовому содержанию железа магнетитового ДЖМ-К, использование которой в условиях рудообогащательной фабрики позволяет снизить затраты на переработку руды и повысить эффективность процесса обогащения.

В статті наведений аналіз існуючих систем безперервного контролю якості залізорудної сировини. Наведена структура інформаційно-вимірювальної системи (ІВС) безперервного контролю якості залізних кварцитів по масовому вмісту заліза магнетитового ДЖМ-К, використання якої в умовах рудозбагачувальної фабрики дозволяє знизити витрати на переробку руди та підвищити ефективність процесу збагачення.

**Ключевые слова.** Многоканальная информационно-измерительная система (ИИС) непрерывного контроля качества магнетитовых руд, содержание железа магнетитового, магнитометрический способ, магнитная проницаемость, восприимчивость, конвейерные весы, мешающие факторы, точность.

Для автоматизации процесса шарового измельчения и классификации необходимо выдержать заданные значения загрузки мельницы рудой, плотности пульпы в мельнице и на сливе классификатора. Оптимизация процесса измельчения позволяет повысить выход концентрата и снижает затраты на его производство за счет стабилизации качества исходного сырья, поступающего на обогащение. Обеспечить выполнение данных требований возможно при наличии информации о качестве исходной руды, поступающей на вход комплекса мельница-классификатор.



**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Необходимость применения систем контроля качества на конвейере обоснована нестабильностью потока руды по весовым и качественным показателям. Оперативный контроль качества минерального сырья в процессе измельчения исходной руды позволяет оператору получать необходимую информацию о потоке руды и управлять режимом работы комплекса мельница-классификатор в реальном масштабе времени.

Получить требуемую информацию можно с помощью информационно-измерительных систем (ИИС), принцип работы которых основан на *магнитометрическом способе* контроля, суть которого состоит в зависимости магнитных свойств рудного материала от содержания в нем магнетита. Разработка ИИС для технологического контроля качества и управления процессом обогащения – актуальная научно-техническая задача.

**Анализ публикаций.** Анализ существующих систем, основанных на *магнитометрическом способе*, показал, что точность непрерывного контроля значительно уступает точности химического анализа. В существующих устройствах учитывались один или несколько мешающих факторов, при этом оставались неучтенными другие факторы, снижающие точность контроля (изменение подачи и толщины слоя руды, изменение формы, смещения потока от оси конвейера, расстояния до датчика, гранулометрический состав, насыпная плотность и влажность рудного материала, температура).

Специалистами Свердловского горного института для контроля содержания магнетита для исключения фактора изменения толщины слоя разработано устройство, не требующее коррекции показаний, если слой руды на ленте не меньше определенного уровня (100–150 мм) [1]. Нечувствительность к изменению количества руды достигается локализацией магнитного поля датчика в ограниченном потоке руды, который составляет небольшую часть всего потока на ленте и всегда меньше его минимально возможного объема при нормальной нагрузке.

За счет большой неоднородности создаваемого магнитного поля датчик работает в режиме, который классифицирован нами как «режим насыщения». Основным недостатком данного режима является значительное уменьшение информационного слоя рудного потока, из-за чего снижается достоверность данных системы.

Кроме того, из-за отсутствия измерения массы рудного материала сказывается влияние насыпной плотности (коэффициента уплотнения) материала на показания устройства. В зависимости от того, насколько руда уплотнена, изменяется количество материала, находящегося в измерительном объеме датчика, что приводит к нестабильности его выходного сигнала и снижению точности.

Примером системы непрерывного контроля, в которой учтен фактор влияния изменения толщины слоя рудного потока, является система автоматического контроля качества железорудного сырья в конвейерных потоках (СКРП), разработанная ООО ИПП «Уралрудоавтоматика» [2]. В индукцион-

ных конвейерных преобразователях МВ-5 системы установлены несколько катушек индуктивности и используется оригинальный алгоритм определения массовой доли железа. За счет этого при толщине слоя руды выше некоторого минимально допустимого уровня результаты измерения стабилизируются (причем, как и в предыдущем случае, без использования сигнала массы рудного материала на ленте).

Но, как указывает производитель данной системы, в связи со сложностью градуировки в условиях предприятия (различные сорта и виды поступающего рудного материала) процесс ввода системы в эксплуатацию занимает не менее 1 года [2].

Вместе с тем при использовании сигналов от нескольких катушек появляются другие факторы, снижающие точность контроля: изменение формы рудного потока, его смещение в поперечном направлении относительно оси конвейера или изменение расстояния от потока до датчика. Информацию о влиянии указанных факторов на точность показаний содержания железа разработчик не сообщает.

Система непрерывного контроля содержания магнетита, в которой датчик магнитной восприимчивости работает в режиме «без насыщения» и используется сигнал конвейерных весов, является установка для контроля содержания магнетита в руде УКМСМ с уравновешенной мостовой схемой измерения, приведенной на рис. 1. Разбаланс моста компенсируется изменением положения движка реохорда  $R_p$ . Таким образом, в схеме осуществляется операция деления  $Z1/Z2=\mu/m$ , где  $\mu$  – магнитная проницаемость, а  $m$  – масса руды в измерительном объеме. [3].

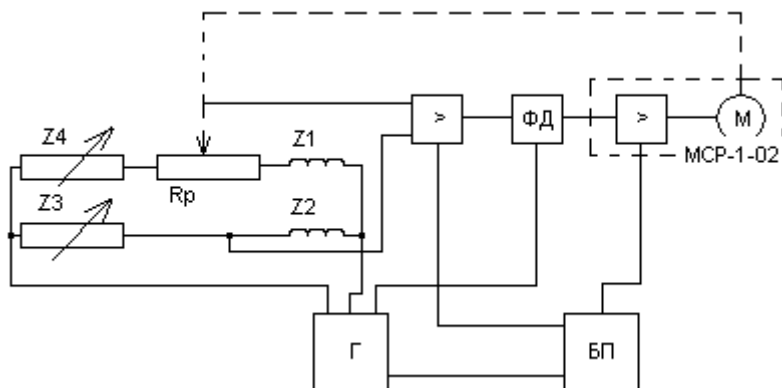


Рис. 1. Схема устройства контроля массового содержания магнетита (УКМСМ) с мостовой схемой измерения. Z1 - индуктивный датчик магнитной проницаемости руды, Z2 - индуктивный преобразователь массы руды; Z3, Z4 - резисторы;  $R_p$  – реохорд, механически связанный с реверсивным двигателем моста М; БП – стабилизированный блок питания; ФД – фазовый детектор; Г – электронный генератор, питающий измерительный мост напряжением с частотой 1 кГц

В данном случае суть режима «без насыщения» состоит в том, что выходной сигнал датчика прямо пропорционален как магнитной восприимчивости рудного материала, так и его количеству (массе), поэтому для полного исключения влияния изменения толщины слоя рудопотока в схему измерения вводят дополнительный сигнал коррекции по насыпной массе.

Благодаря учету дополнительного сигнала конвейерных весов авторам устройства УКМСМ удалось снизить погрешность, связанную с неравномерностью толщины слоя руды на конвейерной ленте.

Очевидным недостатком системы является наличие электромеханического реохорда, что вносит в измерения дополнительную погрешность. В настоящее время необходимую операцию деления  $\mu/m$  (нормирования магнитной проницаемости (восприимчивости) по массе материала) можно выполнить программно с помощью средств вычислительной техники.

**Постановка задачи.** Для повышения эффективности процесса обогащения магнетитовых руд необходимо было решить ряд задач: провести исследование факторов, снижающих точность оперативного контроля качества магнетитовых руд [4], разработать первичный преобразователь (датчик магнитной восприимчивости) и ИИС, позволяющую получать информацию о качестве рудного потока в режиме реального времени с учетом основных мешающих факторов.

**Изложение материала и результаты.** Специалистами Проблемной лаборатории министерства промышленно политики Украины при Криворожском техническом университете была разработана многоканальная ИИС непрерывного контроля качества железистых кварцитов на конвейере (ДЖМ-К).

Исходными данными для расчетов являются текущие показания датчика магнитной восприимчивости и конвейерных весов. В режиме работы «без насыщения» показания датчика магнитной восприимчивости прямо пропорционально зависят от количества (массы) магнетита в зоне измерения. Для получения массового содержания железа магнетитового достаточно разделить показания датчика магнитной восприимчивости на общую массу (погонную нагрузку) рудного материала на конвейере. Но из-за того, что датчик магнитной восприимчивости при загрузке конвейера, близкой к максимальной, может входить в режим частичного насыщения, возможна ситуация, когда при увеличении толщины слоя рудного материала на конвейере рост сигнала датчика магнитной восприимчивости замедляется, что может привести к занижению реальных показаний.

Для исключения этой ситуации в программном обеспечении используется двойной пересчет данных. Расчет массового содержания железа магнетитового ( $Fe$ ) выполняется по формулам (1, 2).

$$V_H = f_1(V), \quad (1)$$

$$Fe = \frac{f_2(\chi)}{V_H}, \quad (2)$$

где  $V$  – исходные показания погонной нагрузки, кг/м;  $V_H$  – нормализованная (приведенная) погонная нагрузка;  $\chi$  – показания датчика магнитной восприимчивости.

Поскольку функции  $f_1$  и  $f_2$  различны для различных датчиков магнитной восприимчивости, в программе используются таблицы настройки (градуировочные таблицы).

Таблицы настройки строятся отдельно для каждой точки контроля. Таблица функции  $f_1$  формируется при переменной погонной нагрузке и постоянном содержании железа магнетитового. Таблица функции  $f_2$  формируется при переменном содержании железа магнетитового, при ее формировании учитывается функция  $f_1$ .

На основании данных из указанных таблиц настройки методом наименьших квадратов рассчитываются коэффициенты аппроксимирующих полиномов для функций  $f_1$  и  $f_2$ . Программное обеспечение позволяет задавать произвольную степень полинома, рекомендуется использовать кубические полиномы (третьей степени). На этом градуировка точки контроля завершается.

Далее, в режиме реального времени на основании текущих значений магнитной восприимчивости и погонной нагрузки по формулам (1, 2) рассчитывается массовое содержание железа магнетитового, которое вместе со значением погонной нагрузки сохраняются в базе данных, что обеспечивает в дальнейшем формирование подробной статистики.

Программное обеспечение состоит из двух автономных программ – серверного модуля и GUI - модуля. Серверный модуль осуществляет опрос датчиков, подключенных к сети, принимает данные, сохраняет их в базе данных и создает http-сервер для передачи данных по протоколу TCP/IP.

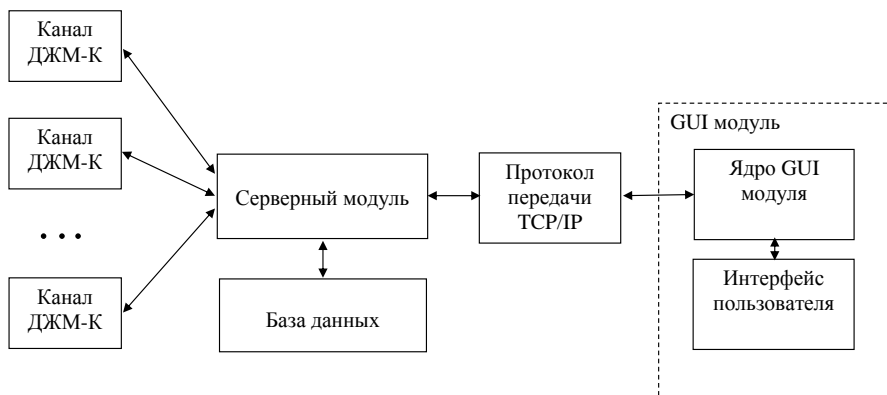


Рис. 2. Структура программного обеспечения ДЖМ-К

Соответствие показаний системы ДЖМ-К и данных химического анализа по содержанию железа магнетитового приведено на рис. 3. Среднеквадратичное отклонение составило 0,62 % абсолютных единиц.

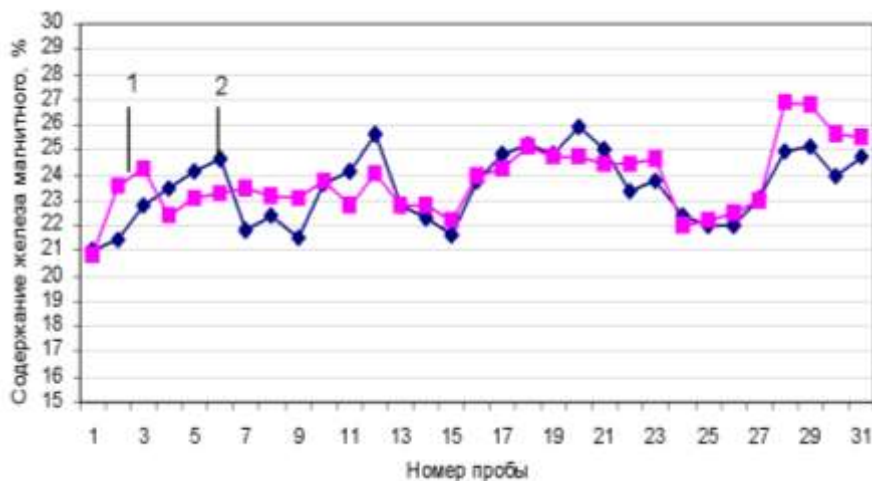


Рис. 3. Сопоставление показаний ДЖМ-К и данных химического анализа проб, отобранных на выходе мельницы. 1 - показания ДЖМ-К, 2 - данные хим. анализа

## Выводы

1. Эксплуатация системы ДЖМ-К в условиях РОФ-1 Горного департамента ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» в течение четырех лет подтвердила ее надёжность и работоспособность.
2. Точность контроля удовлетворяет требованиям технологии. Среднеквадратичное отклонение показаний системы от данных химического анализа не превышает 0.7 % абсолютных единиц, влияние основных мешающих факторов минимально.
3. Достоверность данных системы ДЖМ-К позволяет управлять процессом измельчения и повышать общую эффективность процесса обогащения.

## Список литературы

1. Жеребцов А.С., Троп А.Е., Зобнин Б.Б. К измерению содержания магнетита в потоке руды. – «Известия вузов. Горный журнал». –1974. –№7.
2. Система автоматического контроля качества железорудного сырья в конвейерных потоках (СКРП), Интернет-сайт ООО ИПП «Уралрудоавтоматика». <http://uralrudoavtomatika.ru/?p=148>
3. Белявский Ю.В., Старцев Н.В. Индуктивный датчик с равномерным маг-

нитным полем. – «Известия вузов. Горный журнал». –1971. –№4.

4. **Дрига В.В.** Исследование и классификация факторов, влияющих на геофизический мониторинг массовой доли магнетита в горной массе / В.В. Дрига // Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. пр. / Криворізький техн. ун-т. –Кривий Ріг : Мінерал, 2006. –Вип. 14. –С. 150-153.

УДК 658.562.64:622.3

А.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук, проф., Г.Н. ЛИСОВОЙ ст. науч. сотр., В.Е.ВАСИЛЕНКО ст. науч. сотр., А.А. ТРАЧУК, канд. техн. наук, доц., Криворожский технический университет

### **ЭКСПРЕСС-АНАЛИЗ СОДЕРЖАНИЯ ЖЕЛЕЗА В ПОРОШКОВЫХ ПРОБАХ РУДНИЧНЫМИ РАДИОМЕТРАМИ ПАКС**

В статье приведены результаты экспериментов по определению величины аппаратурной погрешности и ее составляющих, оценены погрешности измерения содержания железа в порошковых пробах и показана связь погрешностей с приемами подготовки проб к облучению и геометрией облучения.

У статті наведені результати експериментів по визначенню величини апаратурної погрешності і її складових, оцінені погрешності виміру змісту заліза в порошкових пробах і показаний зв'язок погрешностей із прийомами підготовки проб до опромінення й геометрією опромінення.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** В настоящее время на горнорудных предприятиях Украины, в частности Кривбасса, для экспресс-анализа железных руд и продуктов их переработки на содержание железа, широко применяются рудничные радиометры типа ПАКС, разработанные в проблемно-отраслевой лаборатории Министерства промышленной политики Украины при Криворожском техническом университете.

Однако, в технической документации на радиометры некоторые вопросы, касающиеся погрешностей измерений, способов подготовки проб к измерениям и приемов, обеспечивающих минимальные погрешности измерений освещены в общем виде.

В настоящей работе приводятся результаты экспериментов по определению величины аппаратурной погрешности и ее составляющих, оценены погрешности измерения содержания железа в порошковых пробах (класс крупности -1 мм) и показана связь погрешностей с приемами подготовки проб к облучению и геометрией облучения.

**Анализ публикаций.** В настоящее время опубликованы много научно-технического материала по способу использования рассеянного и прошедшего гамма-излучения для оперативного контроля и управления качеством минерального сырья [2..5].

**Постановка задачи.** Для повышения точности оперативного контроля качества минерального сырья с применением рудничных радиометров типа ПАКС необходимо комплексный учет основных и дополнительных влияющих факторов.

**Изложения материала и результаты.** Знание меры точности  $h$  позволяет определить вероятную, среднюю и среднюю квадратичную ошибки и дает возможность оценить надежность произведенных измерений. Поэтому естественно возникает задача - определить меру точности по результатам измерений. При этом допускаем, что все измерения произведены с одинаковой тщательностью, т. е. являются равноточными, и что случайные ошибки распределены по закону Гаусса [1].

Пусть результатами измерений интегрального потока рассеянного гамма-излучения  $N$  являются числа

$$x_1, x_2, \dots, x_n. \quad (1)$$

Рассмотрим гипотезы, что измеряемая величина равна  $x$ , а мера точности произведенных измерений равна  $h$ .

При сделанных допущениях о значениях  $x$  и  $h$  вероятность получения результатов измерений равна

$$\varphi(x - x_1)\varphi(x - x_2)\dots\varphi(x - x_n)d\varepsilon^n$$

Пользуясь выражением для плотности нормального распределения получим [1],

$$\frac{h^n}{\pi^{n/2}} e^{-h^2[(x-x_1)^2 + (x-x_2)^2 + \dots + (x-x_n)^2]} d\varepsilon^n \quad (2)$$

Так как до испытаний все значения  $x$  и  $h$  следует считать равновероятными, то вследствие теоремы Бейеса вероятность самой гипотезы пропорциональна (2), т. е. равна

$$G h^n e^{-h^2[(x-x_1)^2 + (x-x_2)^2 + \dots + (x-x_n)^2]} \quad (3)$$

где  $G$  - постоянный множитель пропорциональности, куда включены также не зависящие от  $h$  и от  $x$  множитель  $\frac{1}{\pi^{n/2}}$  и  $d\varepsilon^n$ .

Отметим, что при любой гипотезе относительно  $h$  величина (3) будет наибольшей, если  $x$  выбран так, что сумма минимальна

$$(x - x_1)^2 + (x - x_2)^2 + \dots + (x - x_n)^2 = \sum_{i=1}^n (x - x_i)^2 \rightarrow \min$$

Таким образом, исходя из того, что ошибки распределены по закону Гаусса, можно сделать вывод.

*Наивероятнейшим значением, которое можно получить из ряда измерений одинаковой точности, является такое значение, для которого сумма квадратов разностей этого значения и результатов измерений является наименьшей.* Это положение называется принципом наименьших квадратов. [1]

Пользуясь этим принципом, найдем наивероятнейшее значение величины  $x$ . Приравнявая нулю производную по  $x$  от суммы квадратов

$$\sum_{i=1}^n (x - x_i)^2 = 0, \text{ получим}$$

$$2 \sum_{i=1}^n (x - x_i) = 0,$$

откуда

$$x = \bar{x} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n} \quad (4)$$

При  $\bar{\sigma} = \bar{\sigma}$  действительно имеет место минимум.

Таким образом, утверждение, *если случайные ошибки распределены по закону Гаусса, то наиболее вероятным значением  $x$  измеряемой величины является среднее арифметическое наблюдаемых значений.*

При отыскании наиболее вероятного значения точности  $h$  дело обстоит сложнее. Заменим  $x$  на  $\bar{x}$  в (3) и осуществим поиск максимальной точности  $h$ , получим:[1]

$$Ge^{-h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2} (nh^{n-1} - 2h^{n+1} \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2) = 0$$

откуда

$$h = \frac{1}{\sqrt{2 \frac{\sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2}{n}}}. \quad (5)$$

Однако это значение  $h$  не является наиболее вероятным (хотя и близко к нему), так как вероятность гипотезы  $h$  вычислена лишь при одной гипотезе  $x = \bar{x}$ . При этом разности  $\bar{x} - x_i$ , не являются истинными ошибками, которые равны  $A - x_i$ , где  $A$  - точное значение измеряемой величины. Вычислим теперь вероятность значения  $h$ , полагая, что  $x$  может принимать любые значения. В силу теоремы сложения вероятностей мы должны просуммировать выражения (3) по всем  $x$  от  $-\infty$  до  $\infty$ , что сведется к вычислению интеграла[1]

$$P = Gh^n \int_{-\infty}^{\infty} e^{-h^2 \sum_{i=1}^n (x - x_i)^2} dx. \quad (6)$$

Для нахождения интеграла (6) введем новую переменную  $u$ , положив  $x = \bar{x} + u$ , где  $\bar{x}$  определено формулой (4).

Заметим, что из этой формулы следует равенство



$$\bar{x} - \sum_{i=1}^n x_i = \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i) = 0. \quad (7)$$

Производя указанную замену переменных в интеграле (6), получим

$$P = Gh^n \int_{-\infty}^{\infty} e^{-h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} + u - x_i)^2} du.$$

Возводя скобки в показателе степени в квадрат и используя (7), получим

$$P = Gh^n \int_{-\infty}^{\infty} e^{-h^2 \left[ \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2 + 2u \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i) + nu^2 \right]} du = Gh^n e^{h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2} \int_{-\infty}^{\infty} e^{-nh^2 u^2} du. \quad (8)$$

В последнем интеграле положим  $hu\sqrt{n} = \frac{t}{\sqrt{2}}$ . Тогда

$$\int_{-\infty}^{\infty} e^{-nh^2 u^2} du = \int_{-\infty}^{\infty} e^{-\frac{t^2}{2}} \frac{1}{h\sqrt{n}\sqrt{2}} dt = \frac{\sqrt{\pi}}{h\sqrt{n}},$$

$$\text{так что } P = Ghe^{-h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2} \frac{\sqrt{\pi}}{h\sqrt{n}} = \frac{Gh^{n-1}\sqrt{\pi}}{\sqrt{n}} e^{-h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2}.$$

Равенство (8) дает вероятность того, что при данных результатах измерений мера точности равна  $h$ . Наиболее вероятным значением  $h$  будет такое, при котором выражение (8) будет максимальным.

Для того чтобы найти интересующий нас максимум,  $dP$  приравняем нулю производную  $\frac{dP}{dh}$ :

$$\frac{G\sqrt{\pi}}{\sqrt{n}} e^{-h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2} \left[ (n-1)h^{n-2} - 2h^n \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2 \right] = 0.$$

Отсюда следует, что наиболее вероятным значением меры точности  $h$ , которое обычно принимают за истинное значение  $h$ , является

$$h = \frac{1}{\sqrt{2 \frac{\sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2}{n-1}}}. \quad (9)$$

При  $n$  достаточно большом выражения (9) и (5) практически совпадают.

Зная величину меры точности, определить величины вероятной, средней и средней квадратичной ошибок. В частности, для средней квадратичной ошибки найдем

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2}{n-1}}. \quad (10)$$

Прежде чем перейти к рассмотрению примера, сделаем следующее практическое указание. При наличии большого числа измерений удобно не вычислять среднее арифметическое  $\bar{x}$  непосредственно, а поступать иначе. Выбрав в качестве «условного нуля» произвольное значение  $x_0$ , рассмотрим вместо результатов измерений  $x_1, x_2, \dots, x_n$  их отклонения от  $x_0$ , равные  $\Delta x_1 = x_1 - x_0, \Delta x_2 = x_2 - x_0, \dots, \Delta x_n = x_n - x_0$ . Найдя среднее арифметическое этих отклонений

$$\overline{\Delta x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (x_i - x_0) = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i - x_0,$$

легко найдем и само среднее арифметическое  $\bar{x}$ :

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i = x_0 + \overline{\Delta x}$$

Таким образом, для вычисления среднего арифметического измеренных значений достаточно к произвольно выбранному значению  $x_0$  прибавить среднее арифметическое отклонений измеренных значений от  $x_0$  [1].

Исследования проводились с использованием серийного радиометра ПАКС-4, укомплектованного двумя радионуклидами Am-241 активностью по  $2.4 \times 10^8$  Бк. Зонд прибора был настроен инверсионно по  $h$  - расстоянию между детектором и поверхностью пробы. Длительность одного измерения - 10 с. Работа выполнялась в режиме измерения как интенсивности, так и содержания.

Известно, что при определении содержания полезного компонента гамма-гамма методом, общая погрешность состоит из следующих слагаемых:

- аппаратной погрешности;
- погрешности обусловленной неравномерностью распределения полезного компонента в пробе;
- непостоянством геометрии облучения проб;
- непостоянством гранулометрического состава проб;

В свою очередь, аппаратная погрешность измерений состоит из погрешности обусловленной вероятностным характером распада используемого радионуклида, временной погрешности, связанной с нестабильностью во времени параметров работы регистрирующего излучение тракта (обусловленных, например, колебаниями питающего датчик и схемы напряжения, температурной зависимостью работы отдельных узлов радиометра), а для радиометров ПАКС еще и погрешностей аппроксимации.

Указанные слагаемые аппаратной погрешности определяли экспериментально, путем серий измерений скорости счета  $N$  (характеризующей ве-

личину интенсивности рассеянного излучения) от стандартных образцов типа ГСО с содержанием железа 5: 10: 14,9: 24,4: 32: 40: и 46 процентов.

В процессе экспериментов установлено, что временная составляющая аппаратной погрешности радиометра, характеризуемая “уходом” скорости счета от среднего его значения за 6 часов работы, лежит в пределах 0,01 -1 процент. Величина ее определяется только качественными характеристиками датчика, а конкретнее - временной стабильностью фотоэлектронного умножителя и питающего его источника напряжения.

Величина погрешности, связанной с пересчетом величины измеренной интенсивности излучения в соответствующие ей значения содержания железа, определялась следующим образом (погрешность аппроксимации): радиометр калибровали по эталонным образцам, затем устанавливали датчик радиометра на образец с известным содержанием железа и проводили многократные измерения интенсивности  $N$  имп/с. Из записанных в память радиометра значений  $N$  выбирали те, которые совпадали по величине с значениями интенсивности от данного образца при калибровке или отличались не более чем на 0,01%. Затем в режиме индикации содержания и фиксировали значения содержания железа для выбранных значений  $N$ , которые сравнивали с содержанием в образце и по разности значений определяли величину погрешности аппроксимации. В табл. 1 приведены результаты экспериментов по определению погрешности аппроксимации.

Среднее значение абсолютной погрешности измерений, обусловленных аппроксимацией, составляет  $\pm 0.36$  % абс. или 2.1 % относительных.

Приведенные в табл.1 данные, дают ответ на часто возникающий у пользователей радиометров вопрос о связи изменения величины рассеянного излучения с изменением содержания полезного компонента.

Следует отметить, что количественные значения  $\Delta N$  нельзя автоматически переносить на результаты измерения железа в дробленых и порошковых пробах, там существенную роль будет играть насыпная плотность и геометрия облучения проб, но качественный характер зависимости остается аналогичным.

Таблица 1

Содержание железа в эталонном образце $q_э$ , %	Калибровочное значение интенсивности, $N$ имп/с	Рабочее значение интенсивности, $N$ имп/с	Измеренное значение содержания железа, $q_{из}$ , %	Погрешность аппроксимации, $(q_{из}-q_э)$	
				%, абс.	%, относ.
5	23063	23063	4.85	-0.15	-3.0
10	19152	19154	9.73	-0.27	-2.7
14.9	16011	16012	15.31	0.48	-3.22
24.4	12544	12544	24.9	0.5	2.49
32	10914	10916	31.45	-0.55	-1.75
40	9384	9385	39.7	-0.30	-0.75
46	8444	8442	46.24	0.26	1.13

Третье слагаемое аппаратурной погрешности - статическая погрешность  $\delta$  измерения скорости счета импульсов  $N$ , обусловленная вероятностным характером распада используемого в качестве источника излучения радионуклида. Теоретически она определяется как:

$$\delta = \frac{100}{\sqrt{NT}}, \% \quad (11)$$

где  $T$  - время экспозиции радиометра, с.

$N$  - скорость счета импульсов регистрируемого излучения,  $\text{имп} \cdot \text{с}^{-1}$ ;

Как видно из выражения (11)  $\delta$  является функцией двух переменных -  $N$ ,  $T$ , а поскольку в свою очередь  $N$  является функцией содержания железа и от этого меняется в определенных пределах, то и величина статической погрешности (даже при  $T=\text{const}$ ) будет находиться в определенных пределах.

Диапазон изменения статической погрешности не сложно определить для радиометра ПАКС-3, поскольку у него  $T=\text{const}=16$  с.,  $N_{\text{max}}=16000$ ,  $N_{\text{min}}$  рекомендуется не менее 5000. Отсюда  $\delta=0,2 \dots 0,35\%$  по интенсивности.

Для радиометра ПАКС-4, с его значительно большим возможностями как по допустимой скорости счета импульсов ( $N \leq 30000$ ), так и по диапазону экспозиций ( $T=0,1 \dots 1000$  с.) можно достичь статистической погрешности  $\leq 0,018\%$  по скорости счета. Эту величину можно считать минимально возможной аппаратурной погрешностью радиометра ПАКС-4, а обусловленная ей погрешность измерения содержания железа

Аппаратурная погрешность определялась по результатам ста замеров скорости счета импульсов рассеянного излучения от проб с максимальным (64 %) и минимальным (24 %) значениями содержания  $q$  железа. За критерий погрешности взяты величины среднеквадратичной погрешности отдельно измерения числа импульсов  $\Delta S_n$  и среднеквадратичная погрешность результата серии измерений  $\Delta S_a$ , где

$$\Delta S_n = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n ((\Delta N_i)^2)}{n-1}}; \quad (12)$$

$$\Delta S_a = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n ((\Delta N_i)^2)}{(n-1) \cdot n}}; \quad (13)$$

где  $n$  - число измерений;

$\Delta N_i$  - величина отклонения скорости счета импульсов  $i^{\text{того}}$  измерения от среднего значения  $\bar{N}$  в серии замеров.

На рис. 1, 2 приведены гистограммы распределения скоростей счета импульсов от проб с 24 и 64 процентов содержания железа.

Анализ гистограмм показывает, что распределение скоростей счета близко к закону нормального распределения.

Для пробы с  $q=24\%$   $\Delta S_n=26.0$  имп= $0.263\%$ ,  $\Delta S_a=2.6$  имп= $0.0263\%$ .

Для пробы с  $q=64\%$   $\Delta S_n=21.9$  имп= $0.378\%$ ,  $\Delta S_a=2.2$  имп= $0.0378\%$ .

Как видно из сравнения значений  $\Delta S_n$  и  $\Delta S_a$  погрешности в определении скоростей счета существенно разнятся, что объясняется различным вкладом в суммарную погрешность, обусловленной вероятностным характером распада радионуклида.

По значениям приведенных погрешностей оценим аппаратную погрешность измерений величины  $N$  скорости счета импульсов, характеризующую интенсивность излучения. Для этого зададим значение надежности  $\alpha=0.999$ , для заданной погрешности и  $n=100$  находим из таблиц (например [1]) коэффициент Стьюдента  $t_\alpha=3.39$ , и назначением  $t_\alpha$  и  $\Delta S_a$  определяем погрешность  $\Delta N$  измерения  $N$

$$\Delta N = \Delta S_a \cdot t_\alpha \quad (14)$$

Таким образом, аппаратная погрешность при указанных режимах работы радиометра и средних скоростях счета  $\bar{N}=9914$  имп·с<sup>-1</sup> и  $N_2=5791$  имп/с составляет соответственно  $\Delta N_1=8.8$  имп,  $\Delta N_2=7.5$  имп/с, а результат измерения интенсивности можно записать как  $N_1=9914 \pm 8.8$  имп·с<sup>-1</sup>,  $N_2=5791 \pm 7.5$ . Относительная аппаратная погрешность:

$$\varepsilon = \frac{\Delta N}{N}; \quad (15)$$

соответственно равняется  $\varepsilon_1=0.089\%$  и  $\varepsilon_2=0.13\%$ .

Необходимо отметить, что полученные значения аппаратных погрешностей получены из серии 100 измерений, а при другом количестве измерений они будут отличными. Так в методиках по применению радиометров рекомендуется проводить измерения содержания железа в пробе сериями из  $3^x$  измерений. В этом случае изменяются значения  $\Delta S_n$  и  $t_\alpha$  и соответственно значение  $\varepsilon_1$  возрастает до  $4.87\%$ , а  $\varepsilon_2$  - до  $6.82\%$  при надежности  $\alpha=0.999$ .

До сих пор нами оценивалась величина погрешности измерения интенсивности излучения выражаемой в числе зарегистрированных импульсов. Теперь оценим среднюю величину аппаратной погрешности в процентах содержания железа. Для этого найдем значение выражения контрастности [2]

$$\frac{2|\bar{N}_1 - \bar{N}_2| \cdot 100}{(\bar{N}_1 + \bar{N}_2) \cdot (q_2 - q_1)} \frac{\%}{\%}; \quad (16)$$

которая показывает на сколько процентов в среднем изменяется интенсивность излучения при изменении содержания железа на  $1\%$ . В нашем случае  $\bar{K}=1.31$ .

Деля полученные средние значения величины  $\bar{\varepsilon}$  на  $\bar{K}$  находим средние значения аппаратной погрешности измерения содержания железа. Для серии из 100 измерений она составит  $0.084\%$ , для серии из  $3^x$  измерений -

$4.47\%$  (за счет возрастания  $t_\alpha$  с  $3.37$  до  $31.6$  и  $\Delta S_n$  в  $\sqrt{\frac{100}{3}}$  раз).

В методике работы радиометра указывается величина относительной погрешности измерения 2 %, что для нашего диапазона содержаний составляет соответственно 0.48 и 1.28 % абсолютных. Указанные погрешности с достоверностью  $\alpha=0.999$  могут быть обеспечены при измерениях серий не менее чем из семи замеров. При серии же из  $3^x$  замеров они обеспечиваются с достоверностью  $\alpha \approx 0.97$ . При  $\alpha=0.9$  средняя аппаратурная погрешность серии из  $3^x$  измерений составит  $\approx 0.42$  % абс.

Ориентируясь на полученные значения аппаратурной погрешности нами проведена серия экспериментов по определению величины погрешностей, вносимых способом подготовки поверхности пробы к облучению, влиянием геометрии облучения, и выбору оптимального варианта подготовки облучения проб.

Измерения проводились на воздушно-сухих пробах класса - 1 мм с содержанием железа 24.4 %, 38.4 % и 64 %. Было исследовано 3 варианта подготовки и облучения проб. Вариант I - пробу насыпом в кювету до ее заполнения, срезами излишек материала, а облучение ее проводили через дно кюветы. В варианте II пробу подготавливали к облучению так же как и в варианте I, но облучали непосредственно материал пробы. В варианте III после срезания излишка поверхность пробы уплотняем специальным пуансоном, вдавливая его в кювету до заданной глубины погружения.

Порядок обсчета проб был следующим. Блок детектирования устанавливали на пробу, делали три измерения величины N при экспозиции 10 с, затем пробу поворачивали на  $120^\circ$  и опять проводили трехкратное измерение N, еще поворачивали на  $120^\circ$  и так же измеряли N. Таким образом, при одной засыпке пробы проводили 9 измерений интенсивности N. После этого делали 4 пересыпки пробы, проводя указанные измерения N после каждой пересыпки.

Результаты обработки данных экспериментов сведены в табл. 2.

Таблица 2

q Fe, %	Вариант I					Вариант II				
	$\bar{N}$ , имп	$\Delta S_n$ , имп	$\Delta S_a$ , имп	$\Delta^*N$ , имп	$\varepsilon$ , %	$\bar{N}$ , имп	$\Delta S_n$ , имп	$\Delta S_a$ , имп	$\Delta^*N$ , имп	$\varepsilon$ , %
24.4	12513	68.6	11.4	40.8	4.33	9945	93	15.5	55.5	0.56
38.4	11269	38.53	9.14	35.5	0.315	8301	62.2	14.7	57.6	0.69
64	9472	39.8	6.37	22.7	0.24	6006	39	6.24	22.2	0.37

Продолжение таблицы 2

q Fe, %	Вариант III					Контрастность, $\bar{K}$ / Аппаратурная погрешность, $\varepsilon$		
	$\bar{N}$ , имп	$\Delta S_n$ , имп	$\Delta S_a$ , имп	$\Delta^*N$ , имп	$\varepsilon$ , %	$\bar{K}_1$	$\bar{K}_2$	$\bar{K}_3$
24.4	9914	30.3	4.52	15.9	0.16	0.69	1.23	1.32
38.4	8118	63.4	9.45	33.3	0.41			
64	5774	28.7	4.28	15	0.27			
						1.63	0.54	0.28

Анализ результатов показывает, что разброс показаний, характеризующий среднюю скорость счета  $N$  с относительной погрешностью  $\varepsilon$ , для трех вариантов различен и лежит в диапазоне от 0.28 % до 1.63 %.

Контрастность так же различна и находится в пределах 0.69...1.32.

По сравнению со средней аппаратурной погрешностью измерения  $N$  равной 0.11 % погрешность в реальных измерениях возросла от 2.6 до 5 раз.

Беря за критерий оценки величины погрешности  $\varepsilon$  и контрастности  $\bar{K}$ , следует считать, что вариант III имеет минимальную погрешность измерения и максимальную контрастность и является предпочтительным при определении содержания железа в порошковых пробах.

Максимальный разброс ( $\varepsilon=1.63$ ) характерен для измерений по варианту I.

Остановимся более подробно на результатах измерений по варианту I (облучение пробы через дно кюветы), поскольку этот вариант наиболее широко распространен среди пользователей радиометров из-за простоты подготовки пробы к просвечиванию (не требуется срезания излишков пробы, выравнивание ее поверхности). Облучение пробы через дно кюветы, из-за рассеяния гамма-излучения материалом кюветы (толщина 1 мм Al) и его регистрации детектором радиометра, увеличивает величину общей интенсивности от пробы.

При этом увеличение это и составляет 26% от  $\bar{N}$  для  $q = 24.3$  и 60 % для  $q=60$  (т. е. в среднем 1 % на 1 % железа).

Это приращение интенсивности не несет информации о содержании железа, а наоборот снижает показатель контрастности  $\bar{K}$  с 1.2...1.3 до 0.7

В итоге из сравнения результатов трех вариантов измерения следует, что в варианте III наименьший разброс показаний ( $\varepsilon=0.28$ ) и наибольший коэффициент контрастности  $\bar{K} = 1.32$ .

Поскольку для оценки применимости того или иного варианта необходимо рассматривать два показателя ( $\varepsilon$  и  $\bar{K}$ ), то для выбора оптимального из вариантов предлагаем ввести критерий  $Q$ , характеризующий величину отношения  $\frac{\bar{K}}{\varepsilon}$  т. е.  $Q = \frac{\bar{K}}{\varepsilon}$  и в качестве оптимального варианта считать тот, у которого этот коэффициент максимален.

Для первого из рассматриваемых вариантов  $Q=0.42$ , второго -  $Q=2.28$ , третьего -  $Q=4.7$ .

Таким образом, подготовка проб и облучения их по третьему варианту (т. е. проба уплотнена и облучается материал пробы непосредственно) обеспечивают наилучшие результаты по сходимости контрастности и, в результате, наименьшие погрешности измерений.

Необходимо отметить, что очень часто в методиках применения радио-метров для определения содержания полезного компонента не указывается при каких режимах измерения (длительность экспозиции, интенсивность, количество замеров одной пробы) и с какой степенью надежности обеспечивается указанная точность контроля. Считаем это существенным упущением, т. к. при использовании радионуклидов с их вероятностным характером распада величина погрешности существенно зависит от этих режимов.

Для подтверждения сказанного нами на основании данных эксперимента рассчитана величина погрешности  $\Delta$ , % определения содержания железа для различных значений  $q$  содержания железа, числа  $n$  в серии измерений, надежности  $\alpha$  и двух из указанных выше вариантов подготовки проб и облучения, значения которых приведены в табл. 3.

Таблица 3

N вари- анта	Содержа- ние Fe, %	n	$\Delta$ , Fe			
			$\alpha = 0.90$	$\alpha = 0.95$	$\alpha = 0.98$	$\alpha = 0.99$
I	24.3	3	1.52	2.24	3.63	5.17
		5	0.86	1.12	1.51	1.85
		7	0.66	0.84	1.06	1.26
		10	0.52	0.64	0.80	0.93
		15	0.41	0.5	0.60	0.68
	64	3	0.87	1.29	2.08	2.98
		5	0.49	0.64	0.86	1.06
		7	0.39	0.49	0.63	0.74
		10	0.31	0.38	0.48	0.55
		15	0.25	0.3	0.37	0.42
III	24.3	3	0.45	0.73	1.18	1.68
		5	0.277	0.36	0.49	0.6
		7	0.213	0.27	0.35	0.41
		10	0.17	0.21	0.26	0.30
		15	0.13	0.16	0.2	0.23
	64	3	0.42	0.69	1.11	1.58
		5	0.26	0.34	0.46	0.57
		7	0.20	0.25	0.33	0.38
		10	0.16	0.19	0.24	0.28
		15	0.12	0.15	0.19	0.21

Расчеты  $\Delta$  велись по формуле:

$$\Delta = \frac{\Delta S_n}{\sqrt{n}} \cdot t_{\alpha}(\alpha, n) \left/ \frac{\bar{N}_{\max} - \bar{N}_{\min}}{q_{\max} - q_{\min}} \right. \quad (17)$$

где  $t_{\alpha}(\alpha, n)$  - коэффициент Стьюдента для задаваемой надежности  $\alpha$  и числа  $n$  измерений в серии;

$q_{\max} - q_{\min}$  - граничные значения содержания железа;



$\overline{N}_{\max} - \overline{N}_{\min}$  - скорости счета импульсов, соответствующие граничным содержаниям полезного компонента.

Как видно из табл. 2 погрешность определения содержания в значительной степени зависит от числа  $n$  обмера проб и требуемой надежности.

Следует отметить, что величины значений  $\Delta$  являются ориентировочными (здесь показан только принцип изменения  $\Delta$ ) и не могут быть автоматически перенесены в техническую характеристику радиометра, поскольку в процессе расчета  $\Delta$ , для упрощения, было допущено, что  $q$  и  $N$  линейны во всем диапазоне  $q$ .

### **Выводы**

- аппаратная погрешность скорости счета в основном определяется величиной статической погрешности, обусловленной вероятностным характером распада радионуклида. Она зависит от длительности цикла измерений. Минимальное значение этой погрешности  $\approx 0.032\%$ ;

- погрешности обусловленные подготовкой проб и методикой их об-счета в 2...4 раза превышают аппаратную погрешность;

- минимальная погрешность и максимальная контрастность обеспечиваются при предварительном выравнивании поверхности пробы уплотнением и направлением пучка излучения на поверхность пробы непосредственно. В этом случае средняя погрешность измерений может быть достигнута (при необходимом числе измерений)  $0.2\%$  абс.;

- при облучении пробы через материал кюветы (дно) контрастность  $\approx 1.8$  раз ниже, чем непосредственно материала пробы, что приводит к возрастанию погрешности определения до  $0.4...0.5\%$  абс.;

- величина погрешности определения содержания в значительной мере определяются числом проведенных замеров интенсивности от пробы.

### *Список литературы*

1. **Гмурман В.Е.** Теория вероятностей и математическая статистика, -М. 2002. -480 с.
2. Патент України №78353 «Способ визначення вмісту чорних і важких металів у порошкових пробах руд» / **Азарян А. А., Василенко В Є., Лісовий Г.М., Василенко Є.С.** 2007. БИ №3.
3. **Азарян А.А.** Оперативный контроль качество минерального сырья/ Азарян А.А., Вилкул Ю.Г, Колосов В.А. –М.: Горный журнал, 2005. -№5. –С. 106-108.
4. Отчет по научно-исследовательской работе «Разработка геофизических средств оперативного контроля содержания полезного компонента и веса горной массы», Фонды КТУ, № госрегистрации 00199u003291, 2000. -С. 67-71.
5. **Азарян В.А.** Обоснование геометрических и технологических параметров системы оперативного контроля качества исходной руды и продуктов обогащения / Азарян В.А., Трачук А.А.- Варна. -2007. -Стратегия качества в промышленности и образовании.– Т. 1. -С. 487-491.

## **ВИЗНАЧЕННЯ ВМІСТУ ЗАЛІЗА РУД ЧОРНИХ МЕТАЛІВ У ПОРОШКОВИХ ПРОБАХ**

Средства и способы определения содержания железа в порошковых пробах руд черных металлов предъявляют высокие требования к точности измерений, особенно при экспрессных методах. Решение этой задачи возможно при усовершенствовании способа измерения рассеянного гамма-излучения за счет оптимизации геометрических параметров узла измерения.

Засоби й способи визначення вмісту заліза в порошкових пробах руд чорних металів висувають високі вимоги до точності вимірів, особливо при експресних методах. Вирішення цього завдання можливе при вдосконаленні способу вимірювання розсіяного гамма-випромінювання за рахунок оптимізації геометричних параметрів вузла вимірювання.

**Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами.** Визначення вмісту заліза руд чорних металів відноситься до гірничодобувної і переробної галузі промисловості і може бути використаний для експресного визначення вмісту заліза руд чорних металів у порошкових пробах руд і продуктів їхньої переробки селективним гама-гама методом.

**Аналіз досліджень та публікацій.** Відомий спосіб визначення вмісту заліза руд чорних металів у подрібнених пробах селективним гама-гама методом реалізований в апаратурі радіометра сцинтиляційного рудникового РСР-3, що включає засипання матеріалу проби в кювету до її заповнення, вирівнювання поверхні матеріалу проби за рівнем країв кювети, установку кювети з пробю у зону опромінення на задану відстань від детектора, опромінення матеріалу проби гама-випромінюванням 2х джерел, розміщених на різній відстані від детектора, реєстрацію детектором інтенсивності розсіяного пробю випромінювання і по її величині визначення вмісту заліза в пробі. [1].

Даний спосіб широко застосовується для експресного технологічного контролю вмісту заліза руд чорних металів у подрібнених до 5...10мм пробах, забезпечує похибку вмісту (наприклад заліза) до 2 % абс. Однак, така висока величина похибки не завжди задовольняє вимогам контролю вмісту заліза. Основні причини високих похибок – низька чутливість до зміни вмісту заліза і негативний вплив на результати коливачь щільності матеріалу проб у кюветах. Крім того, для експресного контролю вмісту заліза в порошкових пробах, де мається потенційна можливість підвищення точності контролю через краще усереднення матеріалу проби, відомий спосіб не знайшов широкого застосування через необхідність великого обсягу матеріалу проби. Це пояснюється тим, що в даному способі, для зменшення негативного впливу на результати контролю мінливості щільності матеріалу проби в кюветі, використовується 2 джерела гама-випромінювання, встановлених у зонді на різній

відстані від детектора (і складають 4 і 8...10 см.). Це призводить до того, що для проведення контролю вмісту потрібно великий обсяг матеріалу проби. Приготування порошкової проби великої маси займає багато часу, витрат енергії і праці. (Існуюче на даний час у лабораторіях шахт і ГОКів подрібнююче устаткування забезпечує за 1 цикл подрібнення матеріалу проби вагою до 100 г за 6...7 хвилин). Крім того, залишковий вплив мінливості насипної щільності матеріалу проб у кюветі, згідно "Методичного посібника з випробування залізних руд Кривбасу і КМА гама-гама-методом апаратурою РСР" обмежує точність контролю вмісту на рівні 1.5 % абс. (якщо вважати останню рівною 3-м стандартним відхиленням). Зазначене в сукупності робить малоефективним використання даного способу для визначення вмісту заліза руд чорних металів у порошкових пробах.

Найбільш близьким, за технічним рішенням, є відомий спосіб визначення вмісту заліза у порошкових пробах, що включає засипання матеріалу проби в кювету до її переповнення, вирівнювання поверхні матеріалу проби за рівнем країв кювети, ущільнення матеріалу проби в кюветі тиском на її поверхню до занурення пуансона в кювету на задану глибину, установку кювети з пробою у зону опромінення на задану відстань від детектора і джерел випромінювання, опромінення матеріалу проби гама-випромінюванням декількох джерел, рівновіддалених від детектора, реєстрацію детектором інтенсивності розсіяного пробою випромінювання і визначення вмісту заліза в пробі [2].

Недоліками відомого способу є обмежена вірогідність результатів контролю, велика тривалість і трудомісткість готування матеріалу проб до аналізу, висока вартість апаратури для реалізації способу. Зазначене обмежує використання відомого способу для експресного визначення вмісту металів у порошкових пробах руд. Пояснимо обґрунтованість зазначених недоліків відомого способу. При гама-гама методі визначення вмісту заліза критерієм вмісту є величина інтенсивності  $N$  розсіяного матеріалом проби гама-випромінювання що реєструється датчиком випромінювання. Але в загальному випадку вона є функцією 3-х параметрів:

$$f(p, q, R), \quad (1)$$

де  $q$  - вміст заліза в порошковій пробі,

$p$  - щільність матеріалу проби,

$R$  - відстань від джерела і детектора до поверхні проби.

Аналізуючи вираз (1) логічно припустити, що для забезпечення однозначності залежності величини інтенсивності  $N$  від вмісту заліза необхідно позбутися впливу на її величину змін щільності матеріалу проби і відстані  $R$ , тобто привести функцію (1) до виду:

$$N=f(q) \quad (2)$$

Цього можна домогтися при умовах:

$$R=\text{const} \quad (3)$$

$$\rho=\text{const}. \quad (4)$$

Умова виразу (3) у відомому способі реалізується тим, що рівень поверхні матеріалу проби в кюветі роблять постійним і остання встановлюється на задану відстань від джерела гамма-випромінювання і детектора. Але умова виразу (4) у відомому способі повною мірою не може бути реалізована. Це обумовлено фізичними властивостями матеріалів проб руд чорних металів. Пояснимо сказане прикладом визначення змісту заліза у мартитовій руді. Руду можна представити як бінарну суміш кремнезему ( $\text{SiO}_2$ ) з питомою вагою  $2.7 \text{ т/м}^3$  і мартита ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) з вагою  $5.1 \text{ т/м}^3$  у якій вміст  $q$  заліза 70 %. (Д.С. Парасніс. Принципи прикладної геофізики, "Світ" Москва, 1965 с.57). Звідси випливає, що питома вага  $d$  руди знаходиться в тісному зв'язку з вмістом у ній заліза і може бути описана залежністю

$$d = 2.7 + 0.0343 q, \text{ т/м}^3 \quad (5)$$

Насипна щільність  $\rho$  матеріалу порошкової проби в кюветі приблизно може бути виражена як:

$$\rho \sim 2.7 + 0.0343 q \text{ т/м}^3 \quad (6)$$

Отже, щільність матеріалу проби залежить від вмісту заліза в руді і зі збільшенням вмісту зростає (це характерно для всіх руд чорних металів). Для розглянутої залізної руди розходження щільності при зміні вмісту заліза може досягати 1.9 рази. Крім того, щільність матеріалу проби в кюветі залежить від умов наповнення кювет матеріалом (останнє, з досвіду авторів, навіть при однаковому вмісті заліза в матеріалі проб, приводить до розходжень у щільності матеріалу проб у кюветах до 15...20 %). Виходячи з цього забезпечити виконання умови (4) не можливо. У відомому способі для зменшення негативного впливу коливань щільності на результати визначення вмісту заліза частково ущільнює поверхню матеріалу проби, вдавненням у нього пуансона на задану глибину і використовують кілька джерел випромінювання з визначеним взаєморозташуванням їх між собою та детектором випромінювання. Однак, цими заходами цілком виключити вплив великих змін (до 1.9 рази) щільності матеріалу проб на величину інтенсивності випромінювання, що реєструється детектором не можливо. У результаті, величина інтенсивності випромінювання, що реєструється детектором, залежить не тільки від вмісту заліза в пробі, але і щільності матеріалу проби, тобто порушується однозначність залежності величини інтенсивності від вмісту заліза. Зазначене, знижує вірогідність результатів контролю і як показала практика, обмежує точність виміру змісту заліза на рівні (1.0...1.5 %) абс. Використання при реалізації відомого способу декількох джерел випромінювання (від 2-х до 8-ми), розташованих по колу, на заданій відстані від центра детектора, вимагає великого обсягу і відповідно, ваги проби (0.5...0.7) кг. Як відзначалося вище, приготування порошку проби такої ваги вимагає значних витрат часу, енергії і праці. Використання великого числа джерел випромінювання для технічної реалізації відомого способу істотно підвищує вартість пристроїв.

**Постановка завдання.** Удосконалення способу визначення вмісту заліза у порошкових пробах руд шляхом стабілізації щільності матеріалу проби руди по обсягу кювети, забезпечення однозначності залежності між вмістом

заліза в пробі і відстаней від поверхні матеріалу проби до джерела випромінювання і детектора, що приведе до підвищення чутливості до вмісту заліза, зниженню рівня похибок визначення вмісту, зниженню обсягу матеріалу проби необхідного для визначення вмісту заліза, зниженню числа джерел необхідних для реалізації способу.

**Викладення матеріалу та результати.** Рішення поставленої задачі досягається тим, що засипання матеріалу проби в кювету, ущільнення матеріалу проби в кюветі тиском, установку кювети з пробою у зону опромінення на заданій відстані від джерела і детектора випромінювання, опромінення матеріалу проби гама-випромінюванням джерела, реєстрацію детектором інтенсивності розсіяного матеріалом проби випромінювання і по її величині, визначення змісту заліза в пробі. Перед засипанням матеріал проби дозуюють по вазі, а ущільнення роблять до досягнення заданої сили тиску.

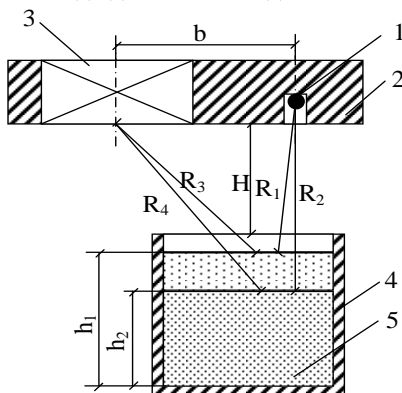


Рис. 1. Схема вузлів пристрою

Пристрій, що реалізує спосіб виміру вмісту заліза в порошкових пробах руд містить джерело випромінювання 1, захист від випромінювання джерела 2, детектор випромінювання 3 розташований на відстані  $b$  від джерела 1, кювету 4, верхній край якої розташований на заданій відстані  $H$  від прямої, що з'єднує джерело випромінювання 1 і детектор 3, матеріал 5 проби руди в кюветі 4.  $h_1$  – висота шару матеріалу проби з мінімальним вмістом заліза,  $h_2$  – висота шару матеріалу проби з максимальним вмістом заліза,  $R_1$  і  $R_2$  – відстань від джерела випромінювання до поверхні проби з мінімальним і максимальним вмістами заліза відповідно,  $R_3$  і  $R_4$  – відстань від детектора випромінювання до поверхні проби з мінімальним і максимальним вмістами заліза відповідно.

Досягнення позитивного ефекту при використанні запропонованого способу базується на цілеспрямованому використанні зв'язку вмісту заліза в рудах чорних металів із щільністю матеріалу порошкових проб і зв'язку величини інтенсивності розсіяного випромінювання (як критерію вмісту заліза) із щільністю матеріалу проби і відстанню до поверхні матеріалу від джерела

випромінювання ( $R_1$ ,  $R_2$  схеми) і детектора ( $R_3$  і  $R_4$  схеми). Дозування матеріалу проби по вазі  $P$  и ущільнення матеріалу проби в кюветі з заданою силою тиску на її поверхню, приводить до наступного:

1. Щільність  $\rho$  матеріалу проби 5 по обсягу кювети 4, незалежно від умов заповнення кювети, стає постійною при однаковому вмісті заліза в матеріалі проб.

2. Значення величини щільності  $\rho$  матеріалу проби 5 у кюветі 4 визначається вмістом  $q$  заліза в матеріалі проби. Для залізних руд вираз(6) набуває вигляд:

$$\rho = K_1 (2.7 + 0.0343 q) \text{ т/м}^3 \quad (7)$$

де  $K_1$  – коефіцієнт залежний від величини тиску.

3. Висота шару матеріалу проби 5 у кюветі 4 визначається вмістом  $q$  заліза в пробі. Для проб з малим вмістом заліза висота дорівнює  $h_1$ , високим вмістом -  $h_2$ . Звідси і відстані від поверхні матеріалу проби до джерела випромінювання і детектора залежать від вмісту заліза в пробі і рівні відповідно  $R_1$ ,  $R_2$ ,  $R_3$  і  $R_4$  (див. схему) для проб з високим і низьким вмістами.

Для залізних руд висота шару

$$h = P/\rho S = P/S K_1 (2.7 + 0.0343 q), \quad (8)$$

де  $S$  - площа поперечного перерізу кювети.

Оскільки  $P$  и  $S$  постійні величини, то (8) можна записати як

$$h = K_2 (2.7 + 0.0343 q), \quad (9)$$

де  $K_2 = P/SK_1$ .

Пояснимо, як перераховане вище в п. 1-3 допомагає досягти позитивного ефекту при використанні пропонованого способу. Для цього звернемося до виразу (1)  $N=f(\rho, q, R)$  залежності величини критерію вмісту заліза в пробі від параметрів матеріалу проби  $\rho$ ,  $q$  і відстані  $R$  поверхні проби до джерела випромінювання і детектора. Оскільки, при постійному вмісту заліза в матеріалі щільність  $\rho$  матеріалу проби по обсягу кювети постійна (див. п. 1) незалежно від умов заповнення кювети, а  $R$  у процесі експозиції теж не міняється, те вираз (1) можна записати  $N=f(q)$ . Іншими словами, при стабільному вмісту заліза в пробах величина інтенсивності  $N$  теж стабільна і не залежить від умов заповнення кювет матеріалом проб. Це безумовно забезпечує високу вірогідність результатів вимірів вмісту. Крім того, сталість щільності матеріалу по обсягу кювети забезпечує можливість роботи з одним джерелом випромінювання, що знижує вартість пристрою реалізуючого способу. Зі зменшенням числа джерел до одного скорочується необхідна для проведення контролю вага матеріалу проби. Це забезпечує зниження часу і енерговитрати на підготовку матеріалу проби до контролю.

Однозначний зв'язок щільності матеріалу проби в кюветі зі вмістом заліза (пункт 2) дозволяє використовувати цей фактор для підвищення чутливості до зміни вмісту заліза (а не вживати заходів до усунення впливу щільності). Пояснимо це наступним. Чутливість  $\epsilon$  до зміни вмісту металу при гамма-методі визначається величиною зміни інтенсивності випромінювання

$\Delta N$  (імп) що реєструється детектором при зміні вмісту заліза  $\Delta q$  у пробі на 1%, тобто:

$$\varepsilon = \Delta N / \Delta q. \quad (10)$$

Даний вираз чутливості приймаємо за базовий. Реалізацією запропонованого способу передбачається робота пристрою в заінверсійній області, тобто величина відстані  $b$  від джерела випромінювання до детектора перевищує інверсійне її значення (параметр пристрою) У цьому випадку збільшення вмісту заліза, збільшення щільності матеріалу проб і збільшення відстані від джерела до поверхні матеріалу проби приводять до зменшення інтенсивності. Тому з врахуванням п. 2 правомірно записати чутливість даного способу як суму змін інтенсивності від зміни вмісту і зміни щільності викликаної зміною вмісту.

$$\varepsilon_1 = \Delta N / \Delta q + \Delta N_1 / \Delta \rho \quad (11)$$

Оскільки  $\varepsilon_1 > \varepsilon$ , що підтверджує підвищення чутливості.

Фактор зв'язку висоти шару матеріалу проби 5 у кюветі 4 (пункт 3) з вмістом заліза в пробі теж вносить вклад у підвищення чутливості до зміни вмісту. Відомо, що інтенсивність випромінювання при віддаленні від джерела випромінювання зменшується в залежності від відстані  $R$  за законом:

$$N_1 = N_0 / R^2$$

де  $N_0$  – інтенсивність випромінювання на поверхні джерела,

$N_1$  – на відстані  $R$  від джерела.

З огляду на це і на положення поверхонь шарів проб руди з різними вмістами заліза порівнюємо інтенсивності що реєструються детектором 3 випромінювання від проб з малим (висота шару  $h_1$ ) і високим вмістами (висота шару  $h_2$ ) заліза у припущенні, що властивості проб, що розсіюють, рівні. Проба з малим вмістом заліза займає великий обсяг у кюветі і висота шару складає  $h_1$ . У цьому випадку інтенсивність випромінювання на поверхні проби дорівнює  $N_0 / R_1^2$ , що потрапляє на детектор  $N_1 \approx N_0 / R_1^2 \cdot R_3^2$ . Проба з високим вмістом заліза займає менший обсяг, висота її шару складає  $h_2$ , інтенсивність випромінювання на поверхні проби дорівнює  $N_0 / R_2^2$ , що потрапляє на детектор 3 дорівнює  $N_2 \approx N_0 / R_2^2 \cdot R_4^2$ . Відношення інтенсивностей  $N_2 / N_1 = R_1^2 R_3^2 / R_2^2 R_4^2 < 1$ , оскільки  $R_2 > R_1$  і  $R_4 > R_3$ . Іншими словами, при збільшенні вмісту заліза в пробах збільшується відстань до поверхні проби як від джерела випромінювання 1, так і від детектора 2 (у даному випадку на  $\Delta h = h_1 - h_2$ ), що приводить до зменшення інтенсивності випромінювання що реєструється детектором на  $\Delta N_2 = N_1 - N_2$ . Тому відношення  $\Delta N_2 / \Delta h$  буде третім додатком чутливості до зміни вмісту заліза в пробах руд. У підсумку чутливість  $\varepsilon_2$  при реалізації запропонованого способу можна виразити

$$\varepsilon_2 = \Delta N / \Delta q + \Delta N_1 / \Delta \rho + \Delta N_2 / \Delta h. \quad (12).$$

Порівняння чутливості  $\varepsilon_1$  (10), зі значенням чутливості  $\varepsilon_2$  (12) показує, що  $\varepsilon_2$  більше  $\varepsilon$  на величину

$$\Delta N_1 / \Delta \rho + \Delta N_2 / \Delta h. \quad (13),$$

Тобто, на цю величину чутливість до зміни вмісту заліза в пробах руд при використанні запропонованого способу вище, ніж відомих. Результатом

підвищення чутливості є зниження рівня похибки визначення вмісту заліза в пробах руд до  $\pm 0.5$  % абс.

**Висновки та напрям подальших досліджень.** Спосіб забезпечує підвищення точності і вірогідності результатів виміру вмісту заліза руд чорних металів у порошкових пробах і продуктів переробки цих руд, знижує час і енерговитрати на підготовку порошкових проб (за рахунок зменшення маси проби), зменшує вартість пристроїв (за рахунок зниження числа використовуваних джерел випромінювання).

Спосіб може бути реалізований будь-яким з відомих пристроїв для визначення вмісту заліза руд чорних металів у пробах селективним гама-гама методом з незначними змінами, а саме зменшенням числа джерел до 1-го і зменшенням обсягу кювети  $\approx 20 \dots 25 \text{ см}^3$ . Додатково для реалізації способу необхідні ваги з діапазоном виміру ваги від 0 до 150Г і прес (чи пристрій аналогічний йому за призначенням) із зусиллям до 150 кг сили.

#### *Список літератури*

1. Апаратура радіометра сцинтиляційного рудничного РСР-3, Уфимський завод Геофізприладобудування, -1970, -С. 30-33.

2. А.А. Азарян, В.Е. Василенко, С.В. Яковлева "Аналіз похибки визначення вмісту заліза рудниковими радіометрами ПАКС. У зб. Якість мінеральної сировини. Кривий Ріг, 1999, -163 с.

УДК 621.317.4

Ю.Е. ЦЫБУЛЕВСКИЙ, канд. техн. наук, А.В. ШВЫДКИЙ, аспирант,  
Криворожский технический университет

### **ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ФИЗИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК МАТЕРИАЛА ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩЕЙ ПРОБЫ НА РАЗМЕРЫ ИНДУКТИВНЫХ ДАТЧИКОВ.**

Изложен материал по определению оптимальных конструктивных размеров индуктивных преобразователей для контроля качества сырья и продуктов обогащения черных металлов.

Викладено матеріал по визначенню оптимальних конструктивних розмірів індуктивних перетворювачів для контролю якості сировини та продуктів збагачення чорних металів.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Обычно, при разработке индуктивных датчиков для контроля массовой доли железа магнитного стараются обеспечить максимальный объем полости датчика, чтобы охватить все возможные для анализа классы крупности железорудного сырья (например, модель ОКМ-5, емкостью 7 литров, разработанная ДГИ).

**Постановка задачи.** Обычно используется в качестве индуктивного преобразователя длинные соленоиды с неравномерным магнитным полем. Более перспективным направлением является разработка датчиков с равномерным магнитным полем для порошковых проб.



Кроме того, известно, что линейность магнитных характеристик зависит от напряженности внешнего магнитного поля действующего на пробу рис. 1.

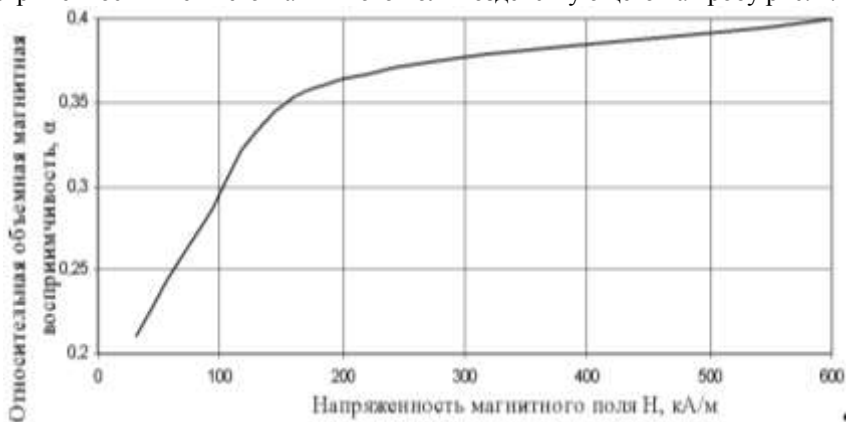


Рис. 1. Зависимость относительной объемной магнитной восприимчивости смеси от напряженности магнитного поля, для пробы с массовым содержанием магнетита  $\alpha=40\%$  [1]

**Изложение материала и результаты.** Известно, что наиболее простой индуктивный преобразователь для создания равномерного магнитного поля может быть выполнен в виде колец Гельмгольца. Для колец Гельмгольца напряженность магнитного поля определяется по формуле (1):

$$H = 0,7155 \frac{I \cdot W}{R} \quad (1)$$

где  $I$ ,  $W$ ,  $R$  – ток, количество витков и радиус индукционного преобразователя.

Анализируя формулу можно сказать, что увеличить напряженность магнитного поля и линейность магнитных характеристик магнетита можно за счет уменьшения радиуса магнитного преобразователя, не изменяя намагничивающей силы  $I \cdot W$ .

Минимально допустимый радиус индуктивного преобразователя можно определить на основе экспериментальной формулы для массы минимальной представительной пробы, которая регламентируется ГОСТ-15054-69 для железных руд:

$$M = k \cdot d^2 \quad (2)$$

Определим массу пробы через произведение объема цилиндра  $V$ , высота которого равняется его радиусу  $R$  на насыпную плотность:

$$M = \rho \cdot V = \rho \cdot \pi \cdot R^3 \quad (3)$$

Подставляя значения массы с формулы (3) в формулу (2) определим минимально допустимый радиус индуктивного преобразователя:

$$k \cdot d^2 = \rho \cdot \pi \cdot R^3 \quad (4)$$

$$R = \sqrt[3]{\frac{k \cdot d^2}{\pi \cdot \rho}}$$

где  $k$  – коэффициент, который зависит от однородности минерального состава руды,  $d$  – наибольший размер частиц пробы,  $\pi=3,14$ ,  $\rho$  – насыпная плотность.

Выбор минимально допустимого радиуса индуктивного преобразователя в зависимости от крупности материала и массы представительной пробы повышает линейность магнитных характеристик магнетита, что в свою очередь увеличивает точность измерений.

Уменьшить влияние изменения напряженности магнитного поля можно введением в схему измерений стабилизатора тока индуктивного преобразователя, что повысит точность измерений.

Кроме того, повысить точность измерений можно за счет более полного заполнения измерительного объема индуктивного преобразователя.

Конфигурация кюветы для пробы должна совпадать с формой катушки индуктивного преобразователя. На рис. 2 показаны варианты, когда форма кюветы не совпадает с формой индуктивного преобразователя.

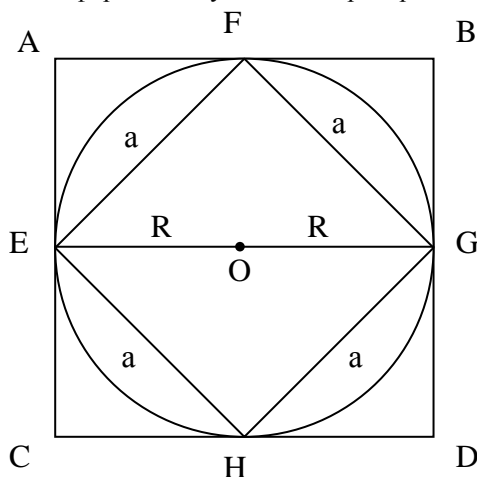


Рис. 2. Геометрия кюветы и индуктивного датчика.

- а) квадратная кювета  $EFGH$  в датчике радиуса  $R$
- б) круглая кювета радиуса  $R$  внутри квадратного индуктивного преобразователя со стороной  $2R$ .
- а) площадь сечения круглого датчика  $S_k = \pi R^2$ .

Площадь вписанного квадрата кюветы  $EFGH$  через радиус  $R$  равно  $S_{EFGH} = 2R^2$ .

Коэффициент заполнения полости датчика:

$$k_1 = \frac{S_k - S_{EFGH}}{S_k} = \frac{\pi R^2 - 2R^2}{\pi R^2} = \left(1 - \frac{2}{\pi}\right) = \left(1 - \frac{2}{3,14}\right) = 0,36$$

Полость датчика недоиспользуется на 36%.

- б) площадь квадратного датчика  $ABCD$ :

$$S_{ABCD} = 4R^2$$

площадь сечения круглой кюветы:

$$S_k = \pi R^2.$$

Коэффициент заполнения полости датчика:

$$k_2 = \frac{S_{ABCD} - S_k}{S_{ABCD}} = \frac{4R^2 - \pi R^2}{4R^2} = \left(1 - \frac{\pi}{4}\right) = \left(1 - \frac{3,14}{4}\right) = 0,215$$

Объем полости датчика во втором случае недоиспользуется на 21,5%.

Применение квадратного, вариант (б), индуктивного преобразователя не рационально еще и потому, что увеличивается рассеивание электромагнитного поля и снижается к.п.д. датчика.

Повышение коэффициента заполнения измерительной полости датчика повышает чувствительность метода за счет увеличения массы представительной пробы.

Для большинства типов железорудного сырья руду можно рассматривать как бинарную смесь минералов железа и оксида кремния. Плотность магнетита  $\delta_M = 5 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ , а породных минералов  $\delta_{II} = 2,8 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ .

Плотность порошковой пробы смеси этих минералов составляет  $(1,7 \div 2) \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ . Удельная магнитная восприимчивость естественного магнетита составляет от 4,52 до  $6,85 \cdot 10^4 \text{ м}^3/\text{кг}$ . Магнитная восприимчивость других железосодержащих минералов в сотни раз меньше, чем у магнетита. Источником погрешности измерений является изменение насыпной плотности при повторной засыпке в кювету одной и той же пробы.

Это объясняется тем, что даже при тщательном соблюдении методики заполнения емкости порошком с постоянным содержанием металла наблюдается значительный разброс значений веса пробы. Поэтому в конструкцию устройства вводятся электронные весы и персональный компьютер, вычисляющий массовую долю магнетита.

Нами был использован метод, при котором перед измерением порошковые пробы уплотнялись с динамическим усилием до 5 кг.

Зависимость среднеквадратического отклонения измерений приведена на рис. 3.

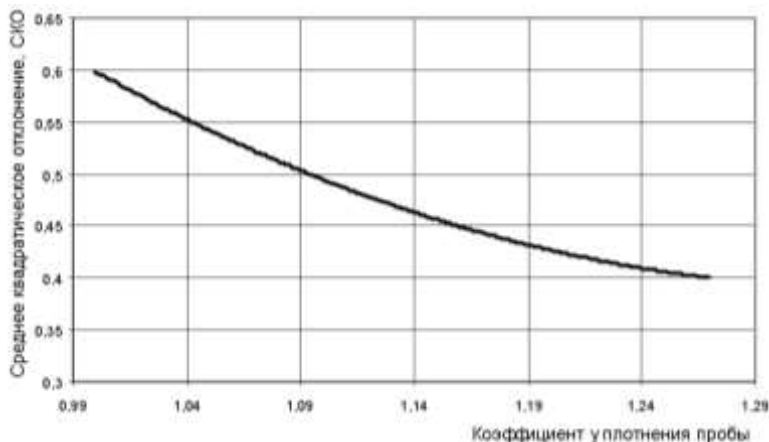


Рис. 3. Зависимость СКО измерений от степени уплотнения пробы.

При более высоких усилиях уплотнения (до 4 т) начинает сказываться содержание магнетита и других железосодержащих минералов, на рис. 4 приведена зависимость усадки пробы от содержания железа общего.

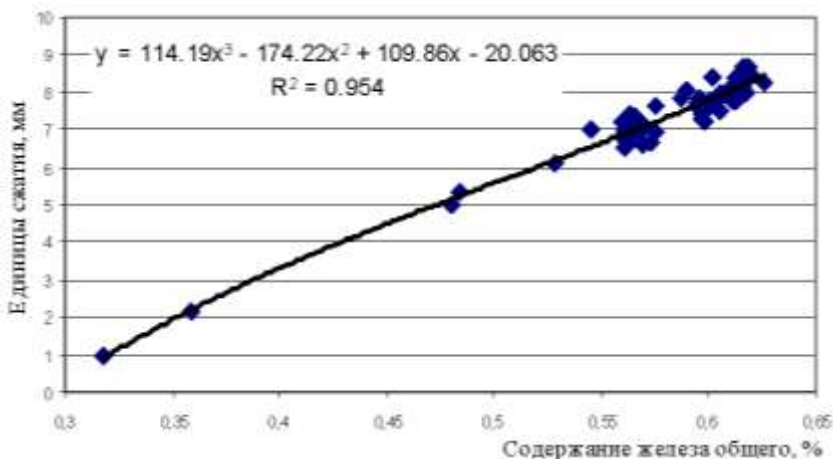


Рис. 4. Зависимость усадки материала пробы от содержания в ней железа общего

Зависимость описывается уравнением кривой:

$$y = 114,19 \cdot x^3 - 174,22 \cdot x^2 + 109,86 \cdot x - 20,063$$

на уровне достоверности 0,95. Чувствительность к изменению содержания составляет 0,25 мм/% Fe.

**Выводы.** Для увеличения точности индуктивных методов контроля состава порошковых проб необходимо:

1. Выбирать минимальный размер радиуса индуктивного преобразователя с учетом массы и плотности представительной пробы.
2. Полностью использовать измерительную полость индуктивного преобразователя.
3. Уплотнять пробу на вибростенде до коэффициента  $k_v=1,3$ .
4. При больших усилиях уплотнения пробы возникает дополнительная погрешность вызванная влиянием минерального состава пробы.

*Список литературы:*

1. **Марюта А.Н.** Контроль качества железорудного сырья, Киев, 1976г.
2. **Шумиловский Н.Н., Ярмольчук Г.Г., Грабовецкий В.П.** Метод вихревых токов, // -М.-Л.: из-во «Энергия» 1966.

Ю.Е. ЦЫБУЛЕВСКИЙ, канд. техн. наук, А.В. ШВЫДКИЙ, аспирант,  
Криворожский технический университет

## КОНТРОЛЬ КАЧЕСТВА МЕТАЛЛОЛОМА

В статье приведен обзор методов контроля качества металлолома черных металлов, а также предложено устройство для осуществления этого метода. Разработка защищена патентом Украины.

В статті наведено огляд методів контролю якості металолому чорних металів, а також запропоновано пристрій для його реалізації. Розробка захищена патентом України.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Заготовка и сортировка металлолома выделилась в самостоятельную отрасль промышленности, для обеспечения которой разработаны десятки приборов.

ГОСТ 2787-75 разделяет металлолом по показателям качества на 28 видов, а по содержанию легирующих элементов на 67 групп. ГОСТ 1639-93 «лом и отходы цветных металлов» подразделяет цветной металлолом на 9 групп: алюминий и его сплавы, медь и медноникелевые сплавы, бронзы, магниевый, никель, титан, олово, свинец, цинк. Существующие конструкции предназначены для контроля деталей узкого диапазона крупности.

Предусматриваются меры техники безопасности при демонтаже, сортировке, по резке и пакетированию металлолома. Перед обработкой металлолома необходимо проверить наличие радиоактивных и взрывоопасных предметов. Кроме дозиметров применяют портативные рентгенофлуоресцентные анализаторы химического состава типа МАРФ или NITON XLI 898, которые обеспечивают анализ 33-х элементов (Mg, Al, Si, P, S, Cl) кроме углерода. В портативном рентгенофлуоресцентном анализаторе N32 линейка серии S1 Sorter используется кремниевый дрейфовый детектор. Диапазон измерений 0,001 до 100 %. Температура от 100° до 5000°С.

Кроме рентгенофлуоресцентных анализаторов с миниатюрной рентгеновской трубкой, применяют оптико-эмиссионные анализаторы элементного состава, в которых для создания плазмы используют вольфрамовый электрод – модель Foundry-Master UVR(PRO) или – модель LIBS где пучок ND:YAG лазера с частотой  $3 \div 10 \text{ сек}^{-1}$  создает температуру до 20000°С и производит анализ (C, Si, Mg, Al и др. элементов) в спектре волн длиной  $\lambda=170\text{--}900 \text{ нм}$ .

**Постановка задачи.** Существующие приборы используются только на крупных базах в тех случаях, когда необходима более точная диагностика. Кроме того, высокая стоимость и сложность эксплуатации ограничивают область их применения.

В большинстве случаев используют магнитные детекторы для обнаружения железа в известных металлах табл. 1.

Таблица 1

Магниты для поверки лома цветных металлов на содержание железа

Название	Область применения
Магнитный пробник	Определение виды металла
Магнитный детектор 26×5мм	Глубина обнаружения 2,0см
Магнитный детектор 50×10мм	Глубина обнаружения 10,0см
Магнитный детектор 75×20мм	Глубина обнаружения 20,0см

Для сортировки лома цветных металлов используют приборы типа ВЭ-27НЦ для контроля проводимости металлоконструкций.

Таблица 2

Приборы для сортировки цветных металлов по их проводимости

Марка	Диапазон измерения МС м/м	Металл
ВЭ-27НЦ/3	0,5-2,5	Титан и сплавы нержавеющей стали
ВЭ-27НЦ/4	5,0-20,0	Медные сплавы
ВЭ-27НЦ/5	9,9-37,0	Алюминиевые сплавы
ВЭ-27НЦ/4-5	5,0-37,0	Медные и алюминиевые сплавы

**Изложение материала и результаты.** Рекомендуемый частотный диапазон для идентификации цветных металлов [1]:

44 кГц для Al, Cu, Mg, Ag и сплавов содержащих цинк,

88 кГц – магний, латунь, бронза, платина, олово,

440 кГц – жаропрочные сплавы, никель, титан, ниобиевые сплавы,

5,28 МГц – выявление структуры металлов.

При этом диапазоны значений электропроводности не должны перекрываться.

Сортировка изделий из ферромагнитных материалов и легированных сталей более сложная задача. Обычно применяют двухпараметрические автогенераторные приборы, регистрирующие изменения амплитуды и фазы, или амплитуды и частоты по сравнению с эталоном. В отдельную группу можно выделить приборы, в которых используют датчики Холла. Прибор-индикатор магнитных свойств ИМС-1 для определения содержания железа, никеля, кобальта в металлоломе и шлаке. Магнитное поле рассеяния создается встроенной магнитной системой на основе Sm2Co17. Пределы измерения содержания железа составляет от 1,0 до 100 %.

Вносимое сопротивление в индуктивность датчика от контролируемой проводящей ферромагнитной среды определяется по формуле[2]:

$$Z_{BH} = j24 \cdot 10^{-7} \cdot \omega R W^2 e^{-\frac{3\alpha}{2}} \frac{3\mu - \sqrt{9 + j4\beta^2}}{3\mu + \sqrt{9 + j4\beta^2}}$$

где  $\alpha = \frac{2h}{R}$ ;  $\beta = R \sqrt{\frac{\omega \cdot \mu_0}{\rho}}$ ; R – средний радиус катушки; h – расстояние до образца;  $\rho$  – удельное сопротивление образца, Ом·мм<sup>2</sup>/м; W – количество витков;  $\omega$  – круговая частота;  $\mu$  – магнитная проницаемость образца;  $\mu_0$  – магнитная постоянная;  $\alpha$  и  $\beta$  – величины обобщенных параметров.

При этом фазовый угол  $\varphi_1$  при  $\beta \gg 1$ ,  $\mu \gg 1$  равен:

$$\varphi = j \frac{3 - \frac{2\beta_0}{\sqrt{\mu}} \sqrt{j}}{3 + \frac{2\beta_0}{\sqrt{\mu}} \sqrt{j}},$$

где  $\beta = 0,3 \div 1,25$  и  $\mu = 2,5 \div 5$ .

При этом электрическая проводимость  $\sigma$  и относительная магнитная проницаемость  $\mu$  описываются одной кривой и раздельный контроль этих величин весьма затруднителен [2].

Поэтому необходимо отстроиться от влияния размеров детали на измерение ее магнитной восприимчивости. В ПОНИЛ КТУ было разработано «Устройство для оперативного контроля качества металлургического шлака» (Патент Украины №82222, опубл. 25.03.08, бюл. №6).

Функциональная схема устройства приведена на рис. 1.



Рис. 1. Функциональная схема устройства для оперативного контроля качества металлургического шлака

Устройство состоит из индуктивного преобразователя 1, включенного в колебательный контур автогенератора 2, выход которого соединен с усилителями 3, 4, выходы которых соответственно соединены через частотный 5 и амплитудный 6 детекторы с входами масштабирующих блоков 7, 8, первые выходы которых соединены с первыми входами сумматоров 9, 10, а вторые входы соединены накрест со вторыми входами сумматоров 10, 9, выходы сумматоров присоединены к делителю 11, который вычисляет удельную магнитную проницаемость, которая высвечивается на индикаторе 12, соединенном с выходом делителя 11.

Устройство работает следующим образом. Сначала его калибруют на эталонах и в воздухе. Задают опорные напряжения  $U_{оп1}$ ,  $U_{оп2}$ . Потом индуктивный преобразователь подносят к куску шлака. При этом изменяется частота и амплитуда автогенератора 2. Частота и напряжение зависят от изменения обоих факторов:

$$\begin{cases} f = \varphi_1(d, \mu) \\ U = \varphi_2(d, \mu) \end{cases},$$

где  $f$ ,  $U$  – частота и напряжение на выходе генератора,  $d$ ,  $\mu$  – размер и магнитная проницаемость материала.

Составляющие сигнала автогенератора 2 усиливаются в блоках 3, 4, выделяются с помощью частотного 5 и амплитудного 6 детекторов, масштабирующих блоков 7, 8 и сумматоров 9, 10.

Параметры схемы подбирают по годографу индуктивного преобразователя 1 так, чтобы изменение размеров детали  $\Delta d$  оказывало минимальное влияние на измерение магнитной проницаемости  $\Delta \mu$ .

**Выводы.** Применение предлагаемого устройства обеспечивает более высокую точность измерений, за счет коррекции измерений по заполнению площади катушки при вычислении магнитной проницаемости.

#### *Список литературы*

1. Арш Э.И. Автогенераторные методы и средства измерений, -М., 1979г.
2. Соболев В.С., Шкарлет Ю.М. Накладные и экранные датчики, «Наука», Новосибирск, 1967 г.

УДК 658.562.64:622.3

А.В. ШВЫДКИЙ ст. науч. сотр., А.В. ЧЕРКАСОВ, инженер,  
А.Н. ГРИЦЕНКО, аспирант, Криворожский технический университет

### **МЕТОДИКА ОБРАБОТКИ ДАННЫХ ПО КАРОТАЖУ СКВАЖИН**

В статье рассмотрена методика экспортирования, обработки и интерпретации данных по каротажу сухих и обводненных скважин.

В статті висвітлено методику експортування, обробки та інтерпретації даних по каротажу сухих і обводнених свердловин

**Проблема и её связь с научными и практическими задачами.** Немаловажным этапом в проведении каротажа, является проведение камеральных работ. В результате которых, данные, собранные при проведении полевых работ



и хранимые в базе данных портативного персонального компьютера приводятся к необходимому виду их представления и могут быть перенесены на жёсткую копию.

**Постановка задачи.** Камеральные работы могут быть проведены на портативном ПК используемом при полевых работах либо на любом другом персональном компьютере. Для этого необходимо посредством накопителя подключаемого к имеющимся интерфейсам ПК либо же посредством сети скопировать базу данных (файл kryvbass.db) и программу «Карьер-Кривбасс» (файл Kryvbass.exe) в любую удобную директорию.

После чего следует запустить программу «Карьер-Кривбасс» в результате чего на дисплее появится главная форма программы рис.1.

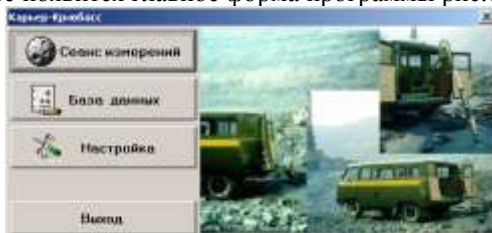


Рис. 1. Главная форма программы «Карьер-Кривбасс»

Для дальнейшей работы необходим просмотр содержимого базы данных, для этого выбираем режим «База данных», в результате чего открывается окно программы изображенное на рис. 2, в котором отображаются ранее созданные объекты, (ими могут служить: карьер, борт карьера, фамилия геолога и т. д.). Что обеспечивает более высокую скорость поиска данных и навигации по базе данных.

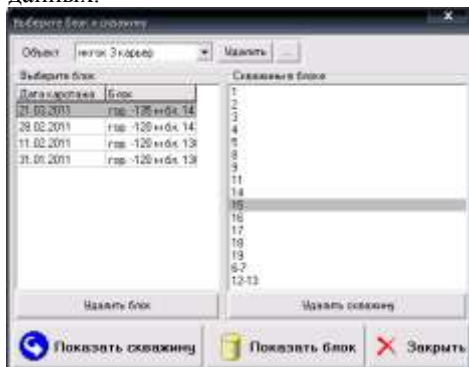


Рис. 2. Окно просмотра базы данных

После выбора объекта в списке блоков отображаются все блоки этого объекта. Далее необходимо по дате каротажа и по названию блока выбрать необходимый блок. Выбор блока приводит к выводу в список скважин наименований прокаротированных скважин этого блока. Далее необходимо нажать кнопку «Показать скважину» в результате чего откроется окно просмотра скважины, изображенное на рис. 3.

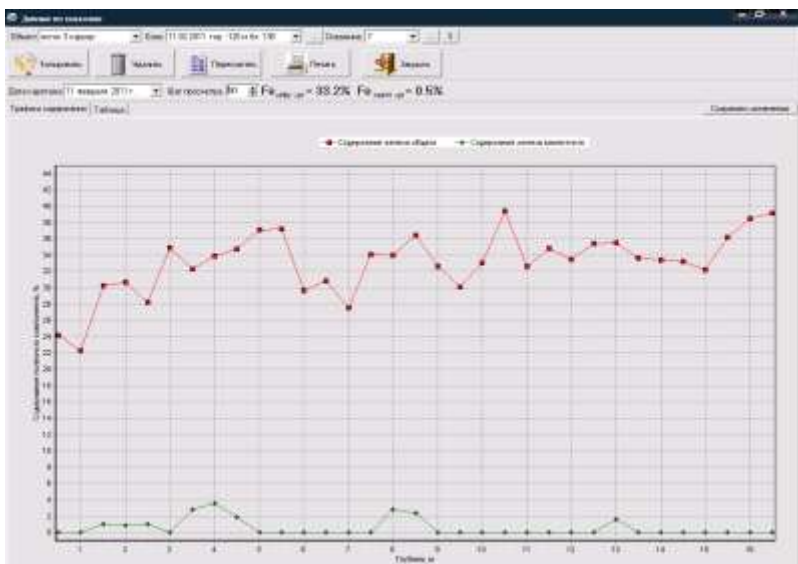


Рис. 3. Окно просмотра скважины

В этом окне можно изменить шаг просмотра результатов каротажа, (на рис. 3 эта величина составляет 0,5 метра.). Просмотреть среднее по скважине содержание общего железа и железа связанного с магнетитом. Глубину скважины. Эти данные в дальнейшем можно вывести на печать, нажав кнопку «Печать» и настроив в открывшемся окне (рис. 4) параметры принтера, и вывести на печать.

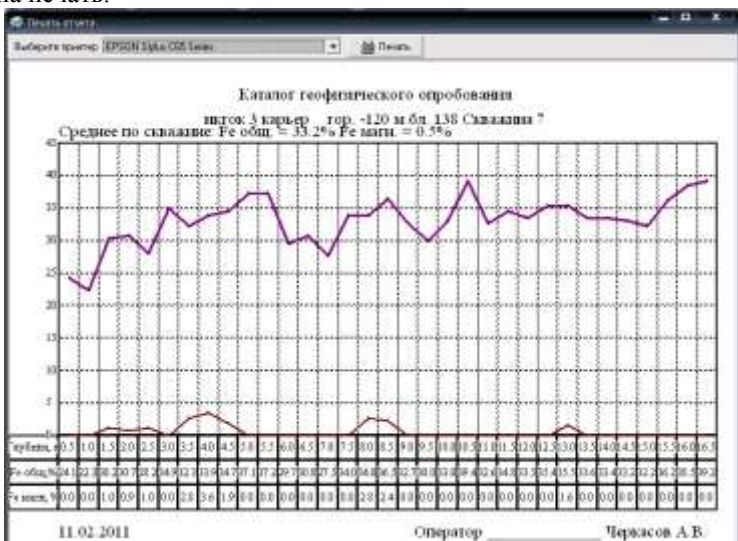


Рис. 4. Форма вывода на печать данных каротажа

Либо скопировать таблицу данных в оперативную память ПК и вставить в необходимый редактор для последующей обработки.

**Изложение материала и результаты.** Часто бывают ситуации, когда скважина полностью или частично заполнена водой. Это можно определить по интенсивности и форме графика содержания общего железа по скважине рис. 5.

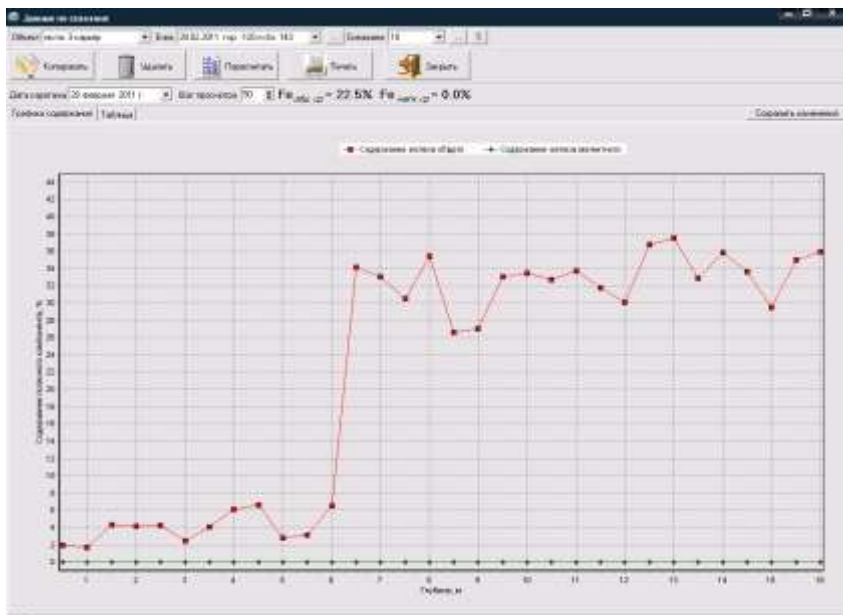


Рис. 6. Окно отображения данных скважины

На графике различимо характерное занижение показаний устройства в диапазоне 0–6 метров. Следовательно, можно сделать вывод о том, что скважина на 6 метров заполнена водой.

Учитывая, что вода влияет на показания гамма-датчика, опытным путём было установлено связь показаний датчика по сухой скважине и показаний после заполнения этой скважины водой.

После обработки экспериментальных данных, выявлено что связь этих параметров носит линейный характер:

$$Fe = k * Fe_{c\ 600} + b \quad (1)$$

Для карьера 3 НКГОКа параметры  $k$  и  $b$  составляют:  $k=2,259$ ,  $b=21,36$ .

Для обработки данных по скважине изображенных на рис. 6, необходимо нажать кнопку скопировать, после чего перейти в редактор MS Excel и произвести вставку таблицы данных. Результат этой Операции изображен на рис. 7.

	A	B	C	D	E	F
	Глубина, м	Fe общ, %	Fe магн, %	Интенс., имп/с	Магн, ед.	
1	0,5	2	0	26722	19,6	
2	1	1,7	0	33054,3	17,5	
3	1,5	4,3	0	32975,6	16,4	
4	2	4,2	0	30053,2	17,2	
5	2,5	4,2	0	32530,1	17,3	
6	3	2,5	0	34218,8	7,5	
7	3,5	4,1	0	31586,5	12,7	
8	4	6,1	0	32297,5	13,6	
9	4,5	6,6	0	28351,1	18,3	
10	5	2,8	0	31605,7	16,7	
11	5,5	3,2	0	30585,4	13,2	
12	6	6,6	0	30231,8	13,9	
13	6,5	34,2	0	20705,9	16,8	
14	7	33,1	0	20981,8	16,3	
15	7,5	30,5	0	21790,4	14,6	
16	8	35,5	0	20266,3	15,7	
17	8,5	26,6	0	22946,8	10,8	
18	9	27,1	0	22810,8	12,8	
19	9,5	33,1	0	20958,8	8,2	
20	10	33,5	0	20963,5	6,8	

Рис. 7. Окно редактора MS Excel после вставки таблицы данных

В следующей свободной колонке согласно формуле (1) и полученным коэффициентам  $k$  и  $b$  рассчитывается содержание железа общего в этой точке скважины от 0 до 6 метров. Значения содержания общего железа в точках от 6 до 16 метров копируются без изменения.

	B	C	D	E	F	G	H
1		k=	2,259	b=	21,36		
2							
3	Глубина, м	Fe общ, %	Fe магн, %	Интенс., и	Магн, ед.	Fe общ, %	
4	0,5	2	0	26722	19,6	25,88	
5	1	1,7	0	33054,3	17,5	25,20	
6	1,5	4,3	0	32975,6	16,4	31,07	
7	2	4,2	0	30053,2	17,2	30,85	
8	2,5	4,2	0	32530,1	17,3	30,85	
9	3	2,5	0	34218,8	7,5	27,01	

Рис. 8. Окно редактора MS Excel с рассчитанным содержанием общего железа

График содержания железа общего по глубине скважины после пересчёта будет иметь вид (рис. 9).

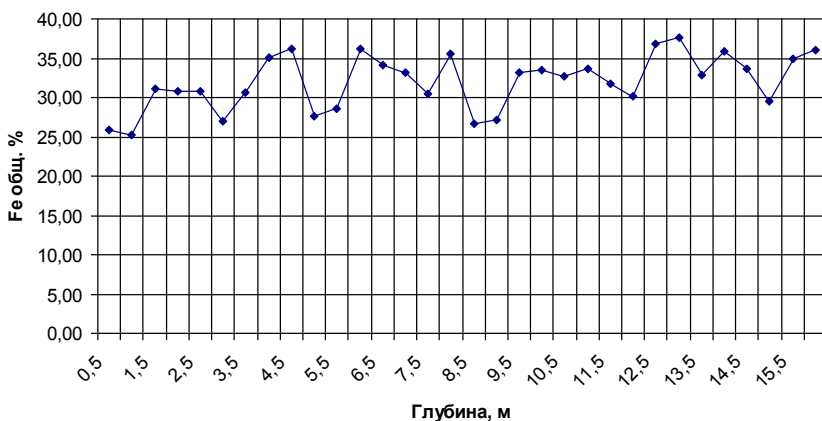


Рис. 10. Вид графика после пересчета

**Выводы и рекомендации.** В результате обработки данных по каротажу скважин получаем содержание общего железа и железа связанного с магнетитом в сухих, обводненных или частично обводненных скважинах на жестких копиях либо таблицы в необходимом приложении для последующей обработки. При этом погрешность каротажа по общему железу составляет не более 2 %, а по железу связанного с магнетитом до 1 %.

#### *Список литературы*

1. А.А. Азарян. Ядерно-физический метод контроля качества минерального сырья», -К.: УкрННТН, -1990, -С. 4-15.

УДК 021.384.2:622

А.А. АЗАРЯН д-р техн. наук, проф., Г.Н. ЛИСОВОЙ ст. науч. сотр.  
Д.Ю. МИРОШНИК инж., Криворожский технический университет

## **НЕПРЕРЫВНЫЙ КОНТРОЛЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОТОКОВ НА КОНВЕЙЕРЕ**

Дискретное опробование руд черных металлов, экспрессными методами, не позволяет оперативно управлять качеством продукции при ее добыче и переработке так как существует большой временной интервал в получении достоверной информации. Непрерывный автоматический контроль позволяет, в реальном масштабе времени, осуществлять управление технологическими потоками минерального сырья.

Дискретні випробування руд чорних металів експресними методами, не дозволяє оперативно управляти якістю продукції при її видобутку й переробці тому що мають великий часовий інтервал в одержанні достовірної інформації. Безперервний автоматичний контроль дозволяє, у реальному масштабі часу, здійснювати управління технологічними потоками мінеральної сировини.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Истощение минерально-сырьевой базы горно-обогатительных предприятий предъявляет серьезные требования к качеству добываемой продукции. Количество добываемого сырья в основном существенно ниже, чем у основных конкурентов, что накладывает дополнительные затраты на вовлечение в отработку более бедных руд.

Особенно остро стоит проблема с качеством руд подземной добычи Криворожского железорудного бассейна, которые в основном представлены гематит-мартитовыми разновидностями и окисленными кварцитами содержанием 42-48 % железа.

**Анализ исследований и публикаций.** Наиболее перспективными способами повышения бедных шахтных руд является сухая магнитная сепарация с применением магнитных систем на базе материала неодим-железо-бор. Наивысшая эффективность сухой магнитной сепарации будет достигаться при постоянном непрерывном контроле исходного материала и готовой продукции, что позволяет оперативно управлять технологическим процессом разделения.

Существующие методы экспрессного определения содержания полезного компонента (в наших условиях железа) в горной массе не отвечают требованиям оперативности (отбор и подготовка проб, энергозатраты и временной фактор). Наиболее перспективными являются ядерно-физические методы, из которых наиболее приемлем селективный гамма-гамма метод, который менее критичен при определении содержания железа к неподготовленной горной массе, движущейся на конвейерной ленте. Однако достоверность результатов контроля обусловлена факторами, влияющими на точность определения содержания железа в горной массе на конвейерной ленте, к которым относятся:

- неоднородность химического состава рудной массы, которая представлена, в основном, из окислов железа и кремния, а число других элементов составляет менее 2 %, поэтому исследуемую горную массу можно рассматривать как бинарную среду;

- изменение минералогического состава представлено различными соотношениями железа и кислорода в мартитовых рудах ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), в которых наличие других окислов железа не превышает 1,5 %, поэтому можно считать, что минералогический состав квазистационарен и не влияет на точность определения его содержания;

- изменение плотности рудной массы на конвейере находится в диапазоне 2,4-3,0 г/см<sup>3</sup> и определяется, в основном, в рудной массе за счет наличия железа. Наличие определенных условий измерения позволяет пренебречь насыпной плотностью и считать ее постоянной для данного класса горной массы;

- изменение гранулометрического состава рудной массы лежит в диапазоне 0-16 мм. Соотношение фракций в этом диапазоне крупности изменяется незначительно.

- изменение толщины слоя рудной массы на конвейерной ленте оказывает существенное влияние на точность измерения, которое зависит от величины воздушного зазора между рудной массой и узлом измерения. Устранение этой зависимости достигается за счет специальной конструкции узла измерения;

- изменение влажности горной массы в диапазоне от 1,5-5 % вносит существенную погрешность в точность измерения, которую весьма сложно решить конструктивными возможностями измерительного узла, поэтому данная погрешность устраняется за счет использования влагомеров а также калибровка устройства проводится на рудах естественной влажности которая присутствует в технологическом потоке.

**Изложение материала и результаты.** Исследования, проведенные в проблемной лаборатории Криворожского технического университета и ООО «Рудпромгеофизика», по установлению функциональных зависимостей между интенсивностью интегрального потока рассеянного гама-излучения от горной массы выявили ряд мешающих факторов, влияющих на точность измерений:

$$N = f(H, Q, \varphi, G, w, h),$$

где  $H$  – расстояние между узлом измерения и контролируемой горной массой, см;

$Q$  – содержание общего железа в горной массе, г/см<sup>3</sup>;

$\varphi$  – объемная плотность (объемный вес) горной массы г/см<sup>3</sup>;

$G$  – гранулометрический состав (класс крупности), мм;

$w$  – влажность горной массы, %;

$h$  – высота слоя рудной массы на конвейере, см,

позволили установить следующее:

- определение функциональной зависимости интенсивности рассеянного гамма-излучения от содержания железа в горной массе проводилось на пробах с естественной влажностью и крупностью без предварительной подготовки. Это позволило допустить, что влажность и крупность контролируемой горной массы квазистационарны и ими можно пренебречь;

- объемная плотность (объемный вес) вычисляются при помощи конвейерных весов, и участвует в общем алгоритме вычисления массовой доли железа;

- погрешности определения железа за счет изменения величины воздушного зазора и высоты слоя горной массы устраняются за счет конструкции узла измерения.

Применение механических пробоотборников, в некоторой мере, снижает трудоемкость традиционных методов опробования минерального сырья, но не отвечает требованиям оперативности, что не позволяет быстро реагировать на изменения технологического процесса. Даже применение ядерно-физических методов и средств дискретного контроля содержания железа в рудном потоке не снимает всей актуальности проблемы. Наиболее перспективным методом является непрерывный контроль содержания полезного компонента (железа) в технологических потоках (на конвейерной ленте) с

отображением информации в реальном масштабе времени и функцией управления технологическими потоками.

Исходя из вышеизложенного, была разработана, изготовлена и установлена многоканальная информационно-измерительная система непрерывного автоматического контроля качества общего железа НАКС-ПКМ на ДСФ ш.Юбилейная ПАО «Суша Балка», которая позволяет контролировать массовую долю железа общего движущегося на конвейерах. Исходя из требований технологии, выбран селективный гамма-гамма метод, как наиболее универсальный, который позволяет осуществлять непрерывный и неразрушающий контроль в автоматическом режиме.

Учитывая, что контролируемая рудная масса является переменной величиной, предусматривается контроль массы (расхода) на уровне первичного измерения и работающий в непрерывном режиме.

На рис. 1 представлена функциональная схема НАКС-ПКМ в одноканальном варианте и включает:

УСПИ – узел стабилизации параметров измерения;

УСВЗ – узел стабилизации воздушного зазора;

УДГ – интеллектуальный датчик регистрации гамма-излучения;

К – концентратор;

ДQ – датчик массы расхода рудного потока (конвейерные весы);

ДРК – датчик режима работы конвейера;

И – интерфейс RS-485;

ЛС – линия связи;

ДП – диспетчерский пункт (персональный компьютер).

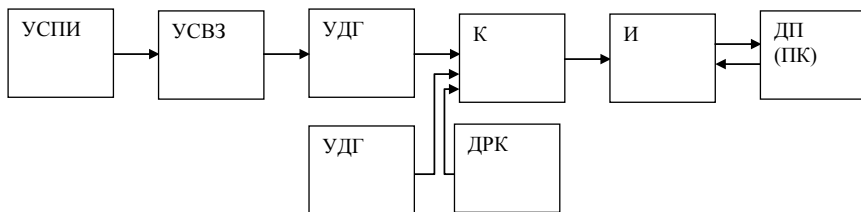


Рис. 1. Функциональная схема НАКС-ПКМ

Одним из мешающих факторов влияющих на точность измерения является гранулометрический состав рудного потока, который колеблется от 0 до 16 мм, поэтому крайне необходимо установить взаимное расположение источника гамма-излучения, детектора и поверхностью рудной массы (геометрия измерения) таким образом, чтобы изменение гранулометрического состава и величины воздушного зазора оказывали наименьшее влияние. В результате исследований установлено, что наиболее приемлемыми геометрическими параметрами, для данного случая, является выбор центрально-смещенной геометрии (2).

На рис 2. представлена схема узла измерения интенсивности интегрального потока гамма-излучения, рассеянного рудной массой, где:



1. Кожух узла измерения;
2. Контейнер радиоактивного источника,
3. Радионуклид  $\text{Am-241}$ ;
4. Коллимационный канал;
5. Сцинтилляционный детектор;

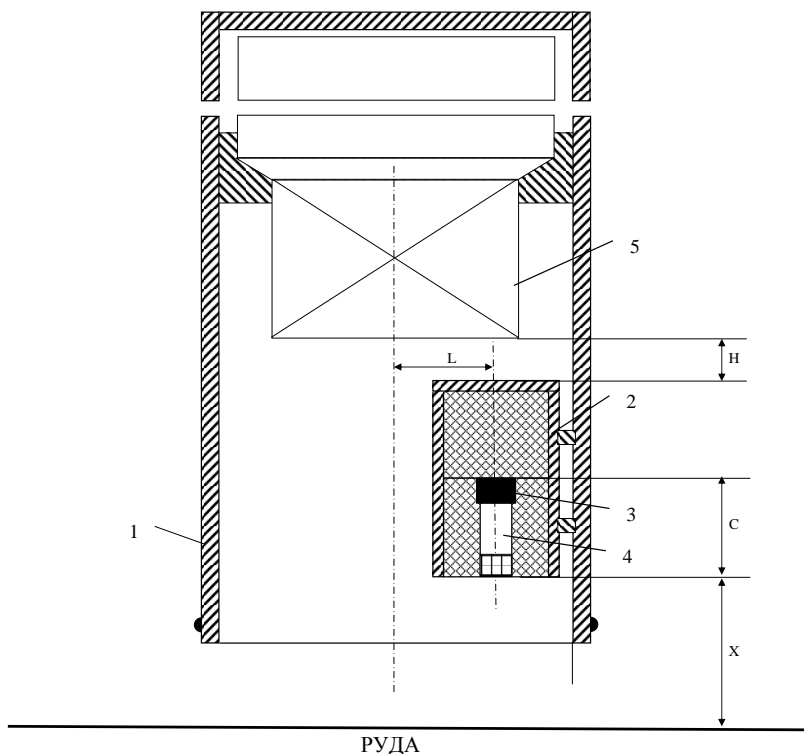


Рис. 2. Схема узла измерения

По результатам исследований (1) выбраны оптимальные геометрические параметры, наиболее удовлетворяющие перечисленным требованиям нечувствительности интегрального потока к изменениям гранулометрического состава и воздушного зазора,  $H=120$  мм;  $x=50$  мм;  $L=40$  мм, при этом зона нечувствительности составляет  $\pm 40$  мм. Следующим параметром, который необходимо стабилизировать, является высота слоя руды на конвейерной ленте, которая в процессе работы колеблется в довольно широком диапазоне и оказывает существенное влияние на интенсивность интегрального потока гамма-излучения, что вносит существенную ошибку в результаты измерений. С этой целью разработан специальный узел стабилизации воздушного зазора (рис. 3.)

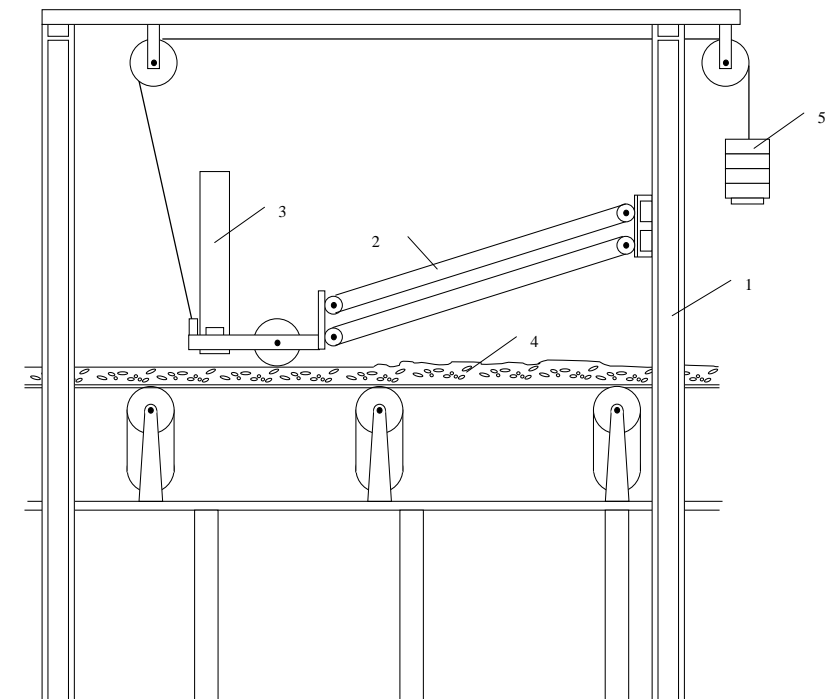


Рис. 3. Узел стабилизации воздушного зазора.

1 - стойки каркаса; 2 - узел стабилизации (пантограф); 3 - узел измерения; 4 - руда; 5 - контргруз

Узел стабилизации рудного потока (рис. 3) работает следующим образом. При движении ленты снимается «запрет» на работу системы НАКС-ПКМ, а при наличии материала на конвейерной ленте, включается интеллектуальный датчик и идет набор информации. Учитывая, что нагрузка на ленте изменяется в довольно широком пределе, то ролик отслеживает изменения рельефа рудной массы на конвейере и тем самым сохраняет постоянство воздушного зазора. Основным узлом системы НАКС-ПКМ является интеллектуальный датчик регистрации гамма-излучения.

Интеллектуальный датчик (рис. 4) состоит из сцинтилляционного блока NJ(Tl) диаметром  $\varnothing 63 \times 63$  мм, фотозлектронного умножителя ФЭУ-82, (ФЭУ), широкополосного усилителя SA205 с частотой до 250 МГц (ШУ), высоковольтного импульсного блока питания до 2000 В с обратной связью и регулировкой по заданному параметру Q опорного напряжения (ВСБП), порогового компаратора AD8561 для отсеки «шумов» ФЭУ (ОК), источника опорного напряжения и цифро-аналогового преобразователя (НОН и ЦАП), двоичного четырехразрядного счетчика 74PC4520(Сч), микроконтроллера Atmega8-16A1(MK), интерфейса RS-232.

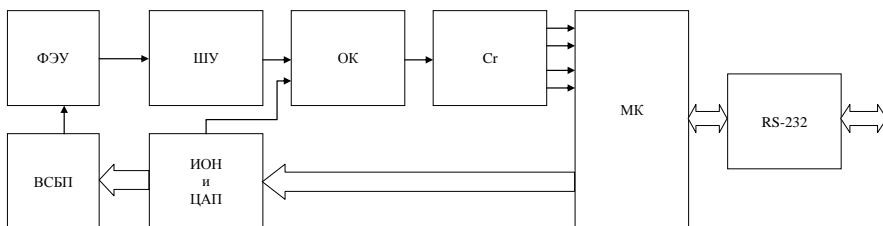


Рис. 4. Функциональная схема интеллектуального датчика регистрации гамма-излучения

Система непрерывного автоматического контроля НАКС-ПКМ, основанная на взаимодействии гамма-излучения с горной массой, позволяет отслеживать в реальном масштабе времени изменение качественно-количественных характеристик технологических потоков движущихся на конвейере. Анализ технологической переработки шахтных руд, на примере ш. Юбилейная, показывает что изменение содержания железа колеблется в диапазоне от 40 % до 66 % и по расходу горной массы от 0 до 600 кг/п.м. В этой связи, контроль массовой доли железа, в общей массе рудного потока, подвергающейся непрерывному контролю, необходимо учитывать изменение расхода при помощи конвейерных весов, а среднее содержание железа в общей массе вычислять как средневзвешенное с весовым коэффициентом, получаемым путем измерения горной массы, подвергающейся контролю содержания в полном цикле измерения.

Таким образом, НАКС-ПКМ позволяет получать и обрабатывать следующие виды информации:

- управление параметрами работы интеллектуального датчика непосредственно из диспетчерского пункта;
- текущее (мгновенное) содержание массовой доли железа за отработанный цикл с возможностью сглаживания;
- среднее содержание железа по общей контролируемой массе за любой заданный интервал времени или за весь период контроля;
- текущая (мгновенная) производительность конвейера;
- средняя производительность конвейера за любой заданный отрезок времени и за весь период контроля;
- объем общей контролируемой массы за интересующий период;
- объем полезного компонента за весь период или любой заданный период времени;
- время простоев системы;
- формирование баз данных, часовых, сменных, суточных, месячных, годовых.
- построение графического отображения текущей информации;
- хранение и обработка калибровочных, функциональных зависимостей и их модернизация.

**Выводы.** Принцип непрерывности контроля технологических потоков позволяет оперативно регулировать параметры технологических процессов на стадии добычи, и переработки руд. Применение систем непрерывного ав-

томатического контроля содержания полезного компонента (железа) без предварительного отбора и подготовки проб в технологических потоках в реальном масштабе времени позволяет создавать комплексные системы управления качеством продукции, как отдельных технологических процессов переработки минерального сырья, так и целых производств.

#### *Список литературы*

1. **А.А. Азарян.** Исследование и оптимизация параметров центрально-смещенной геометрии измерения интенсивности гамма-излучения. Сборник научных трудов «Качество минерального сырья» Кривой Рог. –2008 г., -224 с.

2. **А.А. Азарян.** Ядерно-физический метод контроля качества минерального сырья», -К.: УкрННТН, -1990, -С. 4-15.

УДК 658.562.64:622.3

А.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук, Г.Н. ЛИСОВОЙ ст. науч. сотр.,  
В.Е. ВАСИЛЕНКО ст. науч. сотр., Криворожский технический университет

### **АНАЛИЗ ПОГРЕШНОСТЕЙ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ ЖЕЛЕЗА РАДИОМЕТРАМИ ПАКС**

Проблема достоверности контроля минерального сырья, со сложным химическим составом при экспрессном опробовании, тесно связана с мешающими факторами, флуктуации которых необходимо компенсировать при помощи специальных методов и средств.

Проблема достовірності контролю мінеральної сировини, із складним хімічним складом при експресному опробуванні, тісно пов'язана з негативними факторами, флуктуації яких необхідно компенсувати за допомогою спеціальних методів і засобів.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Согласно паспортным данным, на рудничные радиометры ПАКС они обеспечивают точность определения содержания железа в пробах руды  $\pm 2$  % относительных. При этом оговаривается, что материал пробы должен иметь крупность –5 мм.

К сожалению пользователи, (службы ОТК горнодобывающих предприятий) не выполняя требований по крупности материала предъявляют претензии на достоверность результатов контроля и большие расхождения данных с результатами химического анализа.

**Анализ исследований и публикаций.** В данной работе на примере экспресс-анализа проб руды крупностью до - 25...30 мм показаны основные источники столь высоких расхождений. Для исследований были взяты 12 проб руды указанной выше крупности с содержанием железа в диапазоне 49...63 %.

**Изложение материала и результаты.** Эксперимент сводился к измерению радиометром ПАКС-4 интенсивности рассеянного материалом проб излучения. Причем, использовали зонд БДНО-1, с 4-мя источниками излучения на основе америция–241, активностью по  $1,85 \times 10^8$  Бк каждый, время экспо-

зиции брали 10 с. Облучение материала проб вели через дно кюветы. Материал каждой пробы пересыпали в кювете по 10 раз и, кроме того, при одной засыпке делали по 3 экспозиции, проворачивая кювету на 120 градусов после каждой экспозиции. Таким образом, для каждой пробы было получено 30 значений величин интенсивности рассеянного излучения. По результатам измерений по формуле 1 определяли величину воспроизводимости  $\sigma_v$  интенсивности излучения, и пересчетом, воспроизводимость измерения содержания железа.

$$\sigma_v = \sqrt{\frac{\sum (N_i - \bar{N})^2}{n - 1}} \quad (1)$$

где  $N_i$  - величина интенсивности излучения при  $i$ -том замере от  $i$ -той пробы,  $\bar{N}$  - среднее по всем замерам значение величины интенсивности от  $i$ -той пробы,  $n$  - число замеров интенсивности от пробы

Кроме того, был сделан рассев материала проб ситами с диаметром отверстий 5, 10, и 20мм.

Результаты экспериментов приведены в табл. 1 и на рис. 1, где показана связь величины интенсивности рассеянного излучения с содержанием железа в пробе (по данным химического анализа).

Из рис. 1 наглядно видна низкая корреляционная связь между интенсивностью регистрируемого излучения и содержанием железа в пробах руды.

Таблица 1

Характеристика пробы								Параметры отраженного. от пробы излучения		
№ пробы	Содерж. Fe, %(x/a)	Содерж. Fe, % (ПАКС)	Разница содерж. %	Содержание фракции крупностью, %				$\bar{N}$ имп/с	$\sigma_v$ имп./ %	$\sigma_v$ % Fe, абс.
				0...5мм	0...10мм	0...20мм	>20 мм			
1	56,7	52,5	4,2	61,2	90,5	100	0	24540	74/0,3	0,79
2	49,5	46	3,5	19,8	36,7	84,2	15,8	25248	500/1,98	5,29
3	51,62	49,4	2,22	24,3	43	98	2	24850	145/0,58	1,53
4	58,4	62,7	4,3	26,4	43,6	88,6	11,4	23577	214/0,91	2,26
5	60,53	54	6,53	34	55	94	6	24371	287/1,18	3,04
6	62	65	3	22	428	89	10,8	23328	92/0,39	0,98
7	50,6	52,5	1,9	25,4	44	87,7	12,3	24543	175/0,71	1,85
8	59,38	62,7	3,32	23,8	45	92,7	7,3	23578	163/0,7	1,72
9	52,71	60	7,29	17	36,8	89,2	10,8	23837	190/08	2,0
10	59,28	58	1,28	26,2	45,6	92,7	7,3	24046	294/1,22	3,11
11	63,7	65	1,3	27	41,6	88,3	11,7	23331	234/1,0	2,5
12	63,3	59,8	3,5	19,3	35,6	87,6	12,4	23853	257/1,08	2,72

**Примечание.** В графе "Содерж. Fe, % (ПАКС)" приводятся значения содержания железа рассчитанные аналитически, путем аппроксимации значений интенсивности, полученных в эксперименте, по линейному закону  $N=29509.7-94.467g$ .

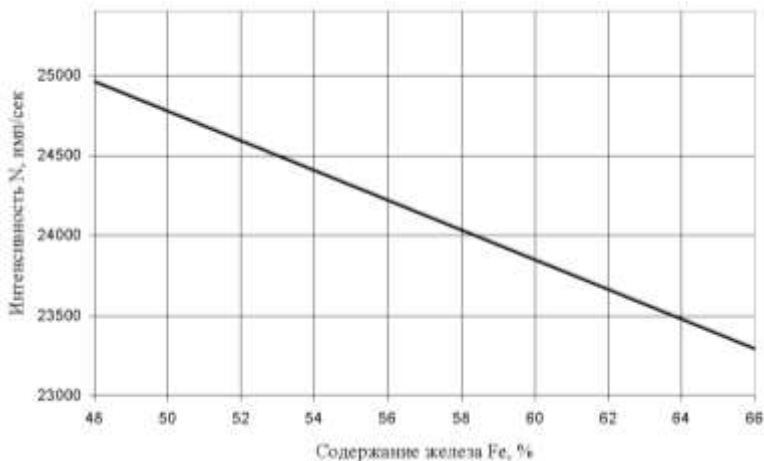


Рис. 1. Связь интенсивности рассеянного излучения с содержанием в пробе руды железа

В результате обработки данных получено аналитическое выражение  $N=-92,603Fe + 29409$ , надежность аппроксимации  $R^2=0.56$ .

Математическая обработка показывает, что коэффициент корреляции между этими параметрами не превышает 0.77, тогда как на пробах класса -5 мм он обычно выше 0,9.

Анализ результатов показывает, что воспроизводимость по интенсивности в среднем равна 0,9% и колеблется от 0,3 до 1,98, а в пересчете на содержание железа среднее значение равно 2,38 % (минимальное -0,79 %, максимальное -5,29 %).

Только у двух проб воспроизводимость по содержанию железа не хуже 1 %. Безусловно, с такой низкой воспроизводимостью не представляется возможным контроль содержания железа даже с точностью  $\pm 1,5 \dots 2,0$  % абс.

Основная причина низкой корреляционной связи и воспроизводимости – невозможность качественного усреднения по содержанию железа материала по объему пробы из-за наличия в ней крупных фракций и существенного отличия содержания железа в мелких и крупных фракциях пробы. Следует подчеркнуть, что в первую очередь негативно влияет на воспроизводимость не столько наличие крупных фракций материала, а именно большое различие в содержании железа в мелкой и крупной фракциях пробы. Это подтверждается тем, что пробы с практически одинаковым гранулометрическим составом (проба №8 и №10) имеют существенно различные воспроизводимости (1.72 и 3.11 % соответственно) и, в тоже время, пробы с разным гранулометрическим составом (проба №1 и №6) имеют практически одинаковую и до-

вольно хорошую воспроизводимость, поскольку, в них содержание железа в мелкой и крупной фракциях отличаются незначительно.

Другим выводом анализа является то, что интенсивности рассеянного излучения материалом проб № 9 и № 12 практически одинаковы, а данные химического анализов указывают на расхождение в содержании железа на 10.6 %! Подобная ситуация с пробами №1 и №7, где расхождение в содержании железа составляет 6 %. Объяснение этому может быть только одно – материал проб по которому проводился химический анализ не адекватен материалу проб для экспресс-анализа радиометром ПАКС. Причина неадекватности – невозможность отбора двух идентичных по содержанию железа проб из материала такой крупности. Поэтому сопоставление результатов экспресс-анализа и химического правомерно только в том случае, когда вся масса пробы, входящая в кювету радиометра, после обмера измельчена до крупности аналитического порошка или хотя бы до –3 мм и уже после этого отобрана навеска для химического анализа.

Анализируя характер расхождения результатов контроля содержания железа радиометром ПАКС с данными химического анализа, можно отметить, что в подавляющем большинстве случаев радиометр завышает содержание. Причин этого две.

Первая - материал мелких фракций пробы, более богатых железом, при засыпке кюветы скапливается на ее дне, т.е. происходит дифференциация материала пробы по крупности и содержанию. В процессе приборного контроля содержания железа с датчиком БДНО именно нижние слои пробы, расположенные ближе к источникам и детектору излучений, обладают большей информативностью, и, в итоге, радиометр показывает завышенное содержание железа.

Это подтверждается характером приведенной на рис. 2 зависимости интенсивности рассеянного излучения от толщины слоя руды в кювете при облучении через дно кюветы проб с содержанием железа 25,9 и 32,5 %%. В результате обработки получены аналитические выражения:

$$1 - N = 58,94h^3 - 938,22h^2 + 4590,7h + 5317,4, \text{ надежность аппроксимации } R^2 = 0,99;$$

$$2 - N = 54,19h^3 - 847,19h^2 + 4047,6h + 5311,2, \text{ надежность аппроксимации } R^2 = 0,99.$$

Это также подтверждается приведенными на рис. 3 зависимостями интенсивности рассеянного излучения от толщины слоя руды с содержанием 62 % железа при размещении руды на поверхности из алюминия (кривая 1) и свинца (кривая 2), при облучении материала пробы сверху.

Как видно из рис. 2, из общего числа регистрируемых квантов 96..97%% идет от слоя руды толщиной 3 см, причем, вклад от дна кюветы (толщина 0,8мм алюминия) составляет 44...45 %. Из рис. 2 также видно, что после толщины слоя в 3,0 см приращение интенсивности не наблюдается (незначительные колебания объясняются статистическим разбросом). Исходя из сказанного, информативный слой для руды с указанным содержанием железа

ограничен 3.0 см, а остальной материал пробы является балластом. Причем, согласно классическому определению слоя насыщения (толщина слоя, от которого рассеивается 95 % от числа квантов, рассеиваемых слоем бесконечной толщины) слой насыщения для руд с указанным содержанием железа находится в пределах 2,5 см, а для руд с содержанием 50...65 % это значение еще меньше, что подтверждается экспериментом, результаты которого приведены на рис. 3.

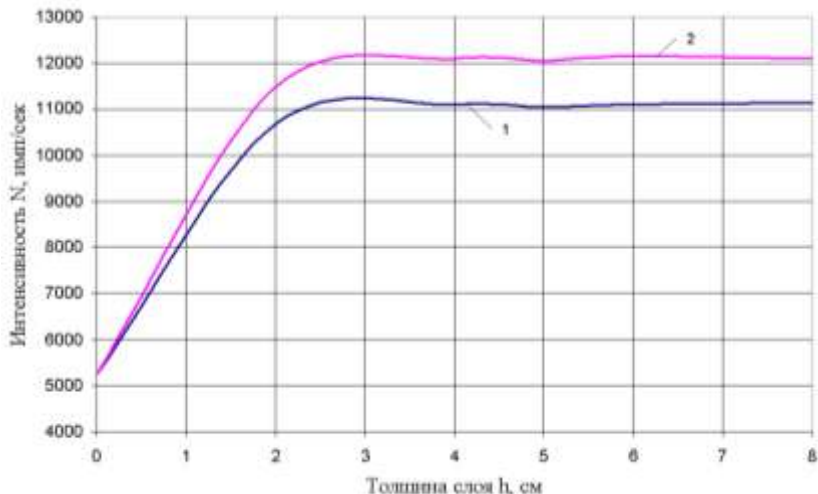


Рис. 2. Зависимость интенсивности рассеянного излучения от толщины слоя руды в кювете: 1 – Содержание железа 32,5 %, 2 – содержание железа 25,9 %

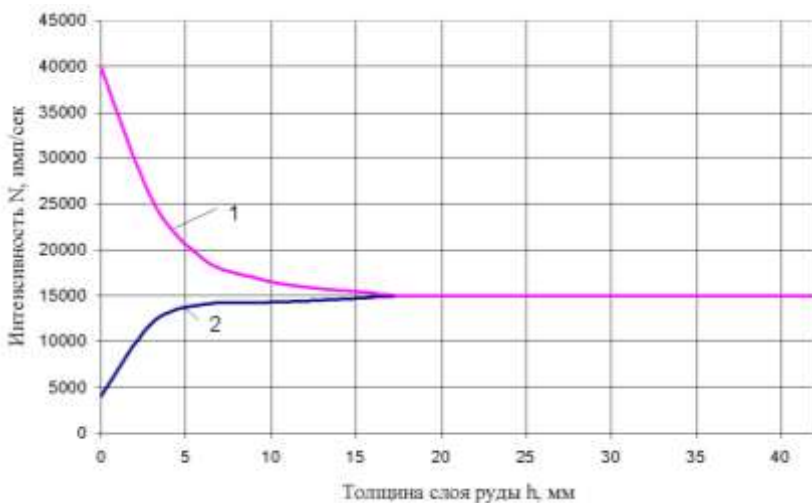


Рис. 3. Зависимость интенсивности рассеянного излучения от толщины слоя руды на поверхности из Al (1) и Pb(2)



Из рис. 3 видно, что кривые 1 и 2 сливаются при толщине слоя руды 18 мм. Это говорит о том, информативным является слой такой толщины, и материал лежащий за слоем толщиной 18...20 мм не несет никакой информации. В результате обработки получены аналитические выражения:

1-  $N = -1,8368h^3 + 142,36h^2 - 3272,2h + 36839$ , надежность аппроксимации  $R^2 = 0,93$ ;

2-  $N = 0,8196h^3 - 62,345h^2 + 1391,4h + 6119,3$ , надежность аппроксимации  $R^2 = 0,84$ .

Полученные значения толщины информативного слоя удовлетворительно согласуются с рекомендациями [1] определения толщины слоя насыщения как  $d_{\text{нас}} = 1,5/\mu$ , где  $\mu$  – линейный коэффициент ослабления интенсивности излучения,  $\text{см}^{-1}$ . Измеренные нами значения  $\mu$  для проб руды крупностью –5 мм с содержанием железа 52...63% лежат в диапазоне  $1,6...2,15 \text{ см}^{-1}$ , а отсюда  $d_{\text{нас}} = 1,7...1,9 \text{ см}$

Для сравнения можно указать что слой насыщения при использовании излучения радионуклида кобальт–57 более чем в 3 раза больший, чем для радионуклида америций –241 (например, для  $Z=20$  массовые коэффициенты ослабления равны 0,2 и  $0,637 \text{ см}^2/\text{г}$  соответственно [2]).

На рис. 4, для наглядности, приведена зависимость вклада в суммарную интенсивность рассеянного излучения от толщины слоя руды крупностью –1 мм с содержанием железа 62 %.

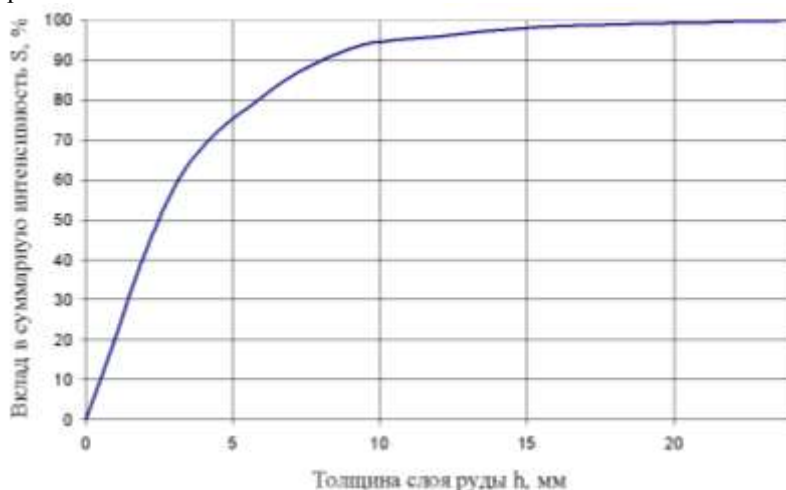


Рис. 4. Зависимость вклада в суммарную интенсивность рассеянного излучения от толщины слоя руды с содержанием железа 62 %

Из рис. 4 следует, что слой насыщения для руды этого содержания находится в пределах 6 мм, что согласуется, например, с данными Финской фирмы Оутокюмпу [3], которая гарантирует, при использовании излучения радионуклида Ам-241, глубинность контроля руд черных металлов рав-

ную 15 мм. В результате обработки получено аналитическое выражение  $S=0,027h^3 - 1,3017h^2 + 19,763h + 3,3251$ ,  $R^2=0,98$ .

Вторая причина расхождения данных экспресс-анализа и химического метода заключается в том, что наиболее крупные куски пробы (+20 мм) являются и наиболее бедными, что существенно снижает содержание железа. Поскольку они монолитны, то занимают в кювете меньший объем и поэтому меньше их вероятность попадания в информативную область пробы.

Это подтверждается проведенными нами исследованиями непосредственно на пробах товарной руды ш. Октябрьская. Эксперименты проводились с использованием радиометра ПАКС-4М.

Из аглоруды (в которой допускается 5 % фракции крупности +10 мм) была отобрана проба, которая после предварительного усреднения рассыпана по 3 кюветам. В первом случае анализ материала всех 3х кювет проводили без предварительного дробления материала пробы. В результате анализа получено значение содержания железа  $q=60,95$  %, при среднеквадратическом расхождении (СКО) в содержании между кюветами 1,01 %. После первой стадии дробления материала пробы на валковой дробилке (крупность –6 мм) прибор показал содержание железа  $q=59,24$  %, и СКО=0,3 %, после второй стадии (крупность –3 мм) -  $q=58,6$  %, СКО=0,3 %. В приведенном примере четко прослеживается связь показаний прибора с крупностью пробы – с уменьшением крупности материала пробы уменьшается значение содержания. Снижение крупности с –10 мм до –3 мм приводит к снижению показаний прибора более чем на 2%. С уменьшением крупности увеличивается достоверность результатов контроля, что видно по снижению СКО.

**Выводы.** Таким образом, на основании проведенных исследований установлено:

- воспроизводимость результатов при экспресс контроле радиометрами ПАКС проб руды крупностью –20...25 мм находится в пределах 0,8...5,3 % (средняя - 2,32), что ограничивает точность определения содержания в пределах  $\pm 2...3$  % абс. и ниже;

- причинами низкой воспроизводимости и точности являются неоднородность гранулометрического состава проб, большое количество материала крупностью более 5 мм (60...80 %) и, самое главное, существенное различие по содержанию железа в материале мелкой и крупной фракций пробы;

- основной причиной высоких расхождений результатов (>5 %) экспрессного и химического анализов руд крупностью – 20...25 мм является нетождественность материала проб поступающих на экспресс и химический анализы. Для увеличения сходимости результатов необходимо после проведения экспрессного контроля весь материал пробы, заполняющий кювету радиометра, дробить до крупности как минимум 3 мм и уже из него отбирать пробу для химического анализа;

- при невозможности обеспечить лучшее измельчение материала проб можно добиться несколько лучшей точности контроля использованием в качестве источника излучения радионуклида кобальт–57 (120 кэВ), обеспечи-

вающего в три раз большую глубинность контроля, и применение радиометра ПАКС-4М, блок измерения которого позволяет увеличить объем контролируемого материала пробы, чем повышается достоверность контроля.

#### *Список литературы*

1. А.Г. Рысенко, У.А. Улманис. Некоторые исследования альбеда гамма-лучей "Радиоактивные излучения и методы их исследования" АН Латв. ССР, Рига, 1961.
2. Г.В. Горшков. Проникающие излучения радиоактивных источников. -Л.: "Наука", 1967.
3. Проспект фирмы Оутокумпу.

УДК 658.652.64:622.3

А.В. ГОЛОВКО, Криворожский технический университет

### **СЕЛЕКТИВНЫЙ ГАММА-ГАММА КАРОТАЖ ПОДЗЕМНЫХ СКВАЖИН С ПОМОЩЬЮ УСТРОЙСТВА ПАКС-4-01**

Приведено опис пристрою та програмного забезпечення свердловинного рудничного радіометра, що використовується при каротажі підземних свердловин.

Приведено описание устройства и программного обеспечения скважинного рудничного радиометра, применяемого для каротажа подземных скважин.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Горнодобывающий комплекс занимает ведущее место в промышленности Украины. Острой и актуальной остается проблема обеспечения металлургического производства высококачественным сырьем. Известно, что процесс отработки каждого месторождения сопровождается комплексом геологоразведочных работ, в состав которых входит построение детальных геолого-технологических планов и разрезов с обязательным контролем качества сырья в естественном залегании.

Получение оперативных данных о содержании железа непосредственно в зоне залегания, а также определение контактов и контуров рудных тел по данным геофизического каротажа разведочных и эксплуатационных подземных скважин позволяет управлять процессом добычи горной массы, рассчитывать массу взрывчатых веществ и планировать объемы и качество добываемых руд. В результате этого уменьшаются потери и засорение руд, а также снижается себестоимость и повышается качество товарной продукции

**Анализ последних исследований.** Радиометрические методы занимают ведущее место в комплексе поисково-разведочных работ. Эти методы позволяют не только обнаружить повышенные концентрации химических элементов, но и оперативно получать информацию о содержании полезного компонента, как в отобранных пробах, так и в рудах на месте залегания [1]. Подобные возможности методов важны на всех этапах поисков и разведки, а также разработки месторождений полезных ископаемых. Метод гамма-гамма каротажа основан на облучении горных пород  $\gamma$ -квантами средней энергии и измерении рассеянного  $\gamma$ -излучения. Гамма-гамма каротаж используется при

разведочном бурении в качестве ведущего метода геологической документации разрезов скважин и количественной оценки полезных ископаемых при подсчете запасов [2].

Геофизические методы изучения свойств горных пород и руд в условиях естественного залегания набирают все большее значение. К преимуществам скважинных исследований относятся слабое влияние космического фона и возможность применения радиометрических методов и источников, использование которых в других случаях осложнено требованиями радиационной безопасности. Данные гамма-гамма каротажа во многих случаях оказываются гораздо достовернее сведений, получаемых при анализе образцов керна [3].

Одним из используемых в настоящее время приборов является сцинтилляционный рудничный радиометр РСР-3. Он предназначен для измерения рассеянного гамма-излучения искусственно созданного радиоактивным источником при облучении горных пород. Радиометр состоит из датчиков (скважинный прибор, прибор для экспресс-анализа руды) и панели управления, предназначенной для обработки информации, поступающей от датчиков. В процессе измерений данные, снимаемые по показаниям стрелочного прибора панели РСР-3, заносятся в журнал. С помощью переводной эталонировочной таблицы показания переводятся в значения содержания определяемого элемента. Это дает возможность установить и оконтурить рудные участки. К недостаткам данного прибора можно отнести отсутствие использования современных микропроцессорных технологий, которые позволяют существенно упростить процесс обработки полученных данных.

**Постановка задачи.** Для повышения эффективности и расширения функциональности существующего рудничного радиометра необходимо разработать программное обеспечение устройства для каротажа подземных скважин на базе селективного гамма-гамма метода и методологию построения проекций скважин на плане геологического горизонта.

**Изложения материала и результаты.** В проблемно-отраслевой лаборатории министерства промышленной политики Украины под руководством профессора Азаряна А.А. разработаны и успешно эксплуатируются в условиях шахт Кривбасса рудничные радиометры типа ПАКС.

Рудничный радиометр предназначен для измерения рассеянного гамма-излучения искусственно созданного радиоактивным источником при облучении горных пород с целью выделения рудных интервалов и количественного определения содержания железа в скважинах подземного бурения.

Конструктивно радиометр состоит из двух основных частей: скважинного зонда, заключенного в прочную стальную или иногда дюралюминиевую гильзу, и пульта, которые соединены между собой геофизическим (каротажным) кабелем. В скважинном зонде радиометра располагаются источник излучения, сцинтилляционный счетчик, усилитель-формирователь, а также преобразователь питания ФЭУ.

Световые сигналы, возникающие под воздействием гамма-излучения в детекторе сцинтилляционного счетчика, преобразуются фотоумножителем в электрические импульсы и через выходной каскад по кабелю поступают на пульт.

Пульт представляет собой переносное устройство ПАКС-4 которое применяется в качестве элемента автоматизации процессов сбора и обработки первичной информации.

Прибор реализован на базе микропроцессора 87С196КВ.

Микропроцессор, микросхема ПЗУ, микросхема ОЗУ объемом 8 кбайт с дешифратором адреса и адресный регистр образуют центральную часть вычислительного контроллера. Периферийная часть прибора содержит жидкокристаллический дисплей со встроенным контроллером управления, схему обслуживания клавиатуры, микросхему обмена с ЭВМ верхнего уровня и узел согласования с датчиком.

При каротаже скважин движение зонда по скважине осуществляется штангами, сочленяющимися друг с другом. Замеры интенсивности производятся с шагом 25 см. В случае необходимости, на рудных участках производятся повторные более детальные измерения. Для этого предназначен режим обратного хода зонда.

В процессе измерений величина интенсивности, соответствующее ей значение содержания определяемого элемента и глубина замера, снимаемые по показаниям скважинного зонда заносятся в память прибора и индицируются на дисплее. Это дает возможность непосредственно в процессе измерений установить и оконтурить рудные участки и предварительно оценить содержание железа.

Для дальнейшей обработки каротажных данных был разработан программный комплекс на ЭВМ. Данный программный продукт разработан в качестве математического обеспечения устройства для каротажа подземных скважин.

Программное обеспечение позволяет оператору принимать данные о каротаже от пульта управления, обрабатывать их и записывать в базу данных. Предусмотрен режим просмотра записей за предыдущие периоды, представленных в удобной для пользователя форме в виде таблиц и графиков. Программа позволяет разбить данные о скважине на интервалы, рассчитать их параметры, а также создать и вывести на печать каталог геофизического опробования.

После проведения каротажа информация о скважинах сохраняется в базу данных. Обработка каротажных данных включает в себя разбиение скважины на интервалы, отстройку проекции скважины на плане горизонта и формирование каталога геофизического опробования.

При разбиении на интервалы, программное обеспечение позволяет быстро и наглядно определить рудные и нерудные участки, установить контакты рудных тел и рассчитать среднее содержание железа по интервалам (рис. 1).

Затем производится отстройка проекции скважины на плане горизонта и формирование каталога геофизического опробования (рис. 2).

Каталог геофизического опробования содержит подробную информацию о скважине. Приводится поинтервальное среднее содержание полезного компонента, мощность интервалов, а также расчетное произведение мощности интервала на среднее содержание, что позволяет предварительно оценить

запасы кондиционной руды.

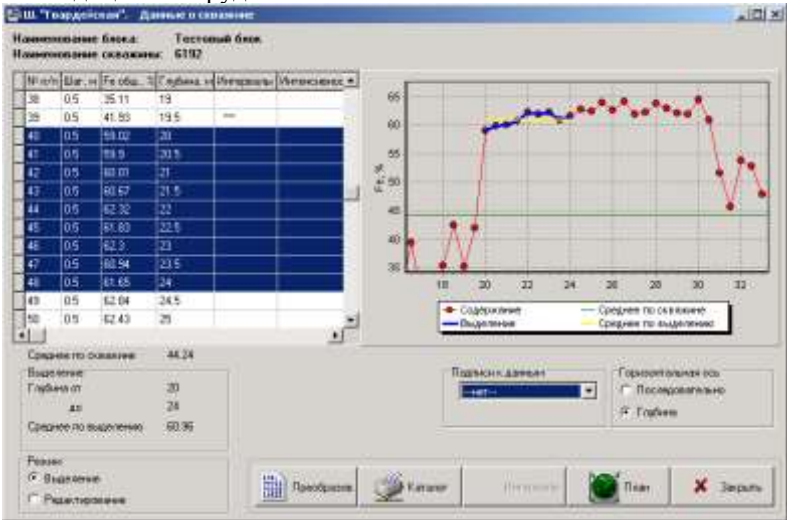


Рис. 1. Обработка прокаротированных скважин

Программное обеспечение позволяет отстраивать разрез по скважине либо проекцию скважины на плане горизонта. Предусмотрено построение разреза вдоль оси скважины и разреза по маркшейдерской оси.

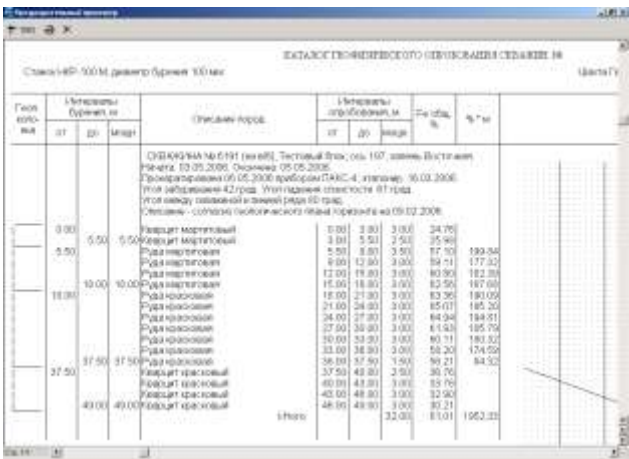


Рис. 2. Каталог геофизического опробования

При отстройке проекции скважины на плане горизонта в зависимости от угла пересечения скважиной линии простирания пласта, графическое отображение данных каротажа на геологических материалах может осуществляться двумя методами:

- 1 – методом отстройки угла слоистости в разрезе по скважине;

2 – методом треугольника.

Второй метод применяется при малых углах пересечения простирания пласта вертикальной плоскостью, в которой находится скважина, а также в случае расположения скважины в приторцевой части рудного тела или его части, примыкающей к безрудному включению.

При построениях по первому методу задача построения заключается в нахождении следа пересечения вертикальной плоскости, в которой находится пробуренная скважина, с плоскостью слоистости (простирания) пласта по имеющемуся следу пересечения вертикальной плоскости геологического разреза с плоскостью слоистости (линии контактов и слоистость на геологическом разрезе). Метод построения имеет два варианта: когда скважина пробурена в направлении висячего бока и в направлении лежачего бока.

Суть метода треугольников состоит в снесении точек пересечения скважиной геологических контактов с оси скважины на план горизонта.

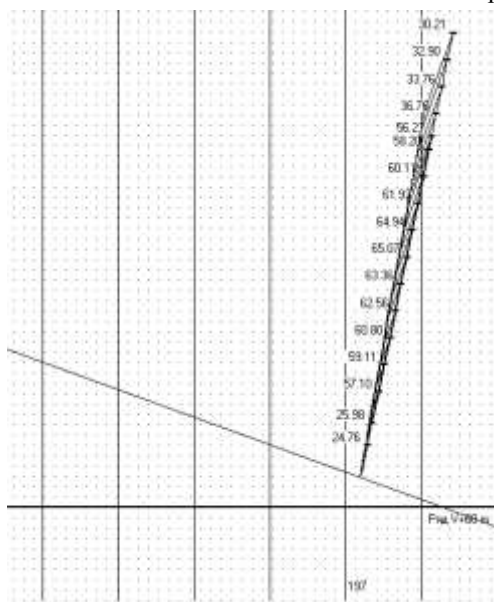


Рис. 3. Скважина на плане горизонта

Предусмотрена возможности отстройка сразу нескольких скважин в одном базисе. При этом скважины, пробуренные в плоскости близкой к горизонтальной необходимо отстраивать на плане горизонта, а скважины, пробуренные в плоскости близкой к вертикальной – в разрезе. Такие построения позволяют быстро и наглядно определять контуры рудных тел и рассчитывать запасы кондиционного железа в горной массе. Это в свою очередь разрешает более точно планировать взрывные и выемочные работы.

Описанный рудничный радиометр и модернизированное программное обеспечение были успешно опробованы и внедрены на шахтах Кривбасса.

**Выводы и перспективы дальнейшего развития.** Был разработан алгоритм и программное обеспечение скважинного рудничного радиометра. Устройство позволяет проводить каротаж подземных скважин, автоматизирует процесс записи измерений, позволяя заменить непроизводительный ручной труд машинным, обеспечивает связь с ЭВМ для передачи массива измерений. В ЭВМ осуществляется обработка данных каротажа, построение диаграмм и формирование каталога геофизического опробования.

В процессе промышленной эксплуатации появилась необходимость автоматизировать привязку данных каротажа к глубине скважины. Разработанное программное обеспечение позволяет осуществлять такую привязку в автоматическом режиме.

Так как в настоящее время глубина погружения зонда в скважину определяется при помощи насечек на подающих штангах, что значительно снижает производительность труда и не исключает появления ошибок, в дальнейшем представляется необходимым дополнить рудничный радиометр датчиком глубины расположения зонда в скважине.

#### *Список литературы*

1. **Мейер В.А.** Основы ядерной геофизики/ В.А. Мейер, П.А. Ваганов. -Л.: Изд-во Ленинградского университета, 1985. –408 с.
2. **Азарян А.А.** Качество минерального сырья/ А.А. Азарян, В.А. Колосов, Л.А. Ломовцев, А.Д. Учитель. -Кривой Рог: Минерал, 2001. –201 с.
3. **Резванов Р.А.** Радиоактивные и другие неэлектрические методы исследования скважин: Учебник для вузов. –М.: Недра, 1982. –368 с.

УДК 622.7

О.В. БУЛАХ, канд. техн. наук, О.О. БУЛАХ, ассистент,  
Криворізький технічний університет

## **ОСОБЛИВОСТІ ТЕХНОЛОГІЙ ЗБАГАЧЕННЯ ОКИСЛЕНИХ ЗАЛІЗНИХ РУД**

Проведено огляд технологій збагачення окислених залізистих кварцитів у вітчизняній та закордонній практиках та сучасних наукових розробок з підвищення якості концентрату. Показано ряд технологій та особливостей їх впровадження, які дозволяють отримати високоякісні концентрати.

Проведен обзор технологий обогащения окисленных железистых кварцитов в отечественной и зарубежной практиках и современных научных разработок по повышению качества концентрата. Показан ряд технологий и особенности их внедрения, которые позволяют получить высококачественных концентраты.

**Проблема та її зв'язок з науковим та практичним завданням.** Збагачення окислених залізних руд гематито-мартитового складу вирішується різними способами, в залежності від складу порожніх порід (кремнеземних, глиноземних або скарнових), текстурно-структурних особливостей руди і вкrapленістю рудних і нерудних мінералів. Так як ці руди є слабомагнітними



та схильними до переподрібнення, то необхідна розробка найбільш перспективної технології рудопідготовки та збагачення окислених залізистих кварцитів Кривбасу, яка зумовлена, перед усім, зростаючою потребою у високоякісній залізорудній сировині для металургійного виробництва.

**Аналіз досліджень і публікацій.** Руди різних типів відрізняються текстурно-структурними особливостями та мінеральним складом, що зумовлює необхідність використання різних методів і технологій їх збагачення. У зв'язку з цим, глибина збагачення та технологічні показники при переробці руди визначаються її речовинним складом, характером вкрапленості компонентів та ефективністю застосовуваних методів їх збагачення [1].

Як правило, окислені залізисті кварцити збагачуються магнітною сепарацією у сильному полі. Існуючі технології збагачення слабомагнітної мінеральної сировини засновані на різниці в магнітних властивостях рудної і нерудної складової, що дозволяє, використав магнітну сепарацію в сильних високо інтенсивних полях з індукцією поля більше 1,2 Тл, отримувати порівняно високі якісні показники розділення [2].

Але, при використанні цього процесу основною проблемою отримання високоякісних концентратів є взаємна флокуляція рудних та нерудних частинок, а також наявність у сировині гідроксидів заліза, що утворюють плівку на поверхні нерудних мінералів і тим самим, за рахунок вилучення цих комплексів у концентрат, знижують якість кінцевих продуктів. Для отримання високочистих та високоякісних концентратів необхідно, насамперед, розробка нових або вдосконалення процесів збагачення окислених залізистих кварцитів.

**Постановка завдання.** На сьогоднішній день у вітчизняній та закордонній практиці накопичено певний досвід підготовки та збагачення окислених залізних руд різними методами, які забезпечують підвищення ефективності та інтенсифікації цих процесів.

При переробці окислених залізистих кварцитів за кордоном використовують різні методи збагачення: гравітаційний – на гвинтових сепараторах, концентраційних столах, в конусах Рейхарта та у відсадних машинах; пряму та зворотну флотацію; магнітну сепарацію у слабкому та сильному полях; електричну сепарацію [3].

Але, окислені залізисті кварцити, що видобуваються за кордоном за речовинним складом та вкрапленістю дещо відрізняються від вітчизняних. Для окислених кварцитів Кривого Рогу необхідна крупність подрібнення до 98 % класу мінус 0,044 мм, тому просте копіювання технологій закордонних фабрик не забезпечить отримання високоякісного концентрату.

Проблема промислового впровадження технології збагачення окислених залізних руд Кривбасу пов'язана з розробкою раціональної технології рудопідготовки та збагачення. При виборі схем подрібнення й обладнання необхідно керуватися як техніко-економічними розрахунками, так і фізико-механічними та технологічними особливостями руд [4].

**Викладення матеріалу і результати.** Збагачення окислених залізних руд здійснюється за комбінованими магнітно-гравітаційними, магнітно-

флотаційно-гравітаційними схемами збагачення. Руду, крупніше 1 мм збагачують сепарацією у важких середовищах, дрібні класи – у відсадочних машинах або гвинтових сепараторах, а матеріал, крупністю від 1 до 0,045 мм – високоградієнтною магнітною сепарацією. На деяких підприємствах використовують діафрагмові відсадочні машини для вилучення гематиту з хвостів магнітної сепарації (Оленегірський ГЗК), повітряно-пульсаційні відсадочні машини (Лисаківський ГЗК). На закордонних фабриках розпочали використовувати пневматичні машини типу “Батак” і “Такуб” для некласифікованої і класифікованої руди крупністю 10-0 мм. Завдяки тому, що машини такого типу оснащені покращеними автоматизованими системами керування процесом, то досягаються високі технологічні показники і продуктивність до 450 т/год [1].

Переробка бідних і тонковкраплених, важкозбагачуваних окислених кварцитів, аналогічних вітчизняним кварцитам Кривого Рогу, за кордоном здійснюється на підприємствах США – Гровленд, Тілден, Емпайр, Ріпаблік; Канади – Лак-Женін, Порт-Картъє, Маунт Райт, Сет-Іль; Бразилії – Жерману, Кауе; КНР – Цидашань [5].

На фабриці Ріпаблік передбачається три стадії дроблення, дві стадії подрібнення та пряму флотацію залізних мінералів жирними кислотами. На багатьох фабриках у якості реагенту-збирача використовують аміни. Флотаційний метод збагачення залізорудної сировини потребує досить точного дозування реагентів і вельми важливий фактор – це температурний режим флотації. Через це більшість фабрик працює приблизно 9 місяців на рік. Бідні тонковкраплені окислені залізисті кварцити (подібні вітчизняним) у промисловому масштабі збагачують зворотною катіонною флотацією при підготовці руди у млинах самоподрібнення з частковим додаванням реагентів – регуляторів середовища та збирачів.

Основний недолік цієї технології в умовах Кривого Рогу – це екологічна напруженість через використання реагентів, які містять канцерогенні речовини.

Для покращення процесу рудопідготовки та подальшого збагачення залізорудної сировини проводилися дослідження шляхом направленої зміни властивостей мінералів. Для модифікування поверхневих та об’ємних властивостей мінералів, зниження міцнісних властивостей при подрібненні і підвищення їх контрастності при збагаченні проводилися дослідження з використанням різних видів енергетичних впливів – радіаційних, плазмених, енергії прискорених електронів, ультразвукових, електрохімічних та інших [6, 7].

Досить точні результати отримано при селективності подрібнення руди шляхом попереднього її знеміцнення електричними розрядами з енергією в імпульсі 2-3 кДж та інтенсивністю напруги 2-3 імп/кг. За даними стендових випробувань приріст продуктивного класу у розвантаженні млина склав 10–12 % без переподрібнення рудного мінералу [8, 6].

Реальність впровадження даного методу в промислових умовах практично мала за рахунок складності його впровадження за нормами безпеки експлуатації млинів та ефекту, який отримується.

Враховуючи реальність процесу подрібнення залізорудної сировини, виконано експериментальні дослідження з відтирання магнетитового концентрату останнього прийому сепарації в кульовому млині, який працює у відкритому циклі з додаванням поліелектроліту 50 г/т [9].

Реалізація такої технології, на думку автора, забезпечить отримання концентрату на ГЗК Кривбасу з масовою часткою заліза 68–69 %. Для реалізації зазначеної технології необхідно додатково задіяти кульовий млин на кожну секцію та дешламатор. Крім того, втрати мінералів, які містять залізо з відходами першої, другої стадії подрібнення, неминучі.

Виявлено можливість інтенсифікації магнітного збагачення у полі з низькою напруженістю з використанням кислотної обробки. Ефект підвищення якості залізорудного концентрату з 65,2 до 66,9 % можна досягти при витратах кислоти 2 кг/т з метою усунення адгезійної та магнітної флокуляції рудних і нерудних зерен. Така технологія, незважаючи на позитивний результат, отриманий у лабораторних умовах, не впроваджена у виробництво внаслідок високих витрат кислоти [10].

Аналогічні дослідження проведено при збагаченні магнетитових кварцитів Соколово-Сарбайського родовища з попередньою обробкою пульпи реагентами типу: гексаметафосфат натрію, ОП-4 та поліетиленполіамін, завдяки чому збільшили якість концентрату мокрої магнітної сепарації на 1–1,3 % [11]. Недоліком вказаних технологій є те, що з усього реагенту, який витрачається, лише 40 % закріплюється безпосередньо на мінералі, а решта – витрачається безцільно.

Обробка реагентами безпосередньо мінералів сприяє більш високій ефективності їх використання та одночасно забезпечує високий ступінь очистки поверхні рудних мінеральних зерен від дисперсних частинок нерудних мінералів.

За рахунок того, що у процесі рудопідготовки залізорудної сировини на активних центрах мінералів, які руйнуються, закріплюються дисперсні частинки інших мінералів, проводилися дослідження зі збагачення її за складними комбінованими схемами [12, 13]. Вдавалось підвищити якість концентрату до 65 % заліза при загальних втратах у хвостах до 18 %, при цьому витрати на збагачувальний переділ збільшуються в 1,3–1,4 рази, що викликає сумнів промислового впровадження даних технологічних схем.

**Висновки та напрямок подальших досліджень.** Отже, у світовій практиці зберігається тенденція отримання високоякісних залізорудних концентратів з тонковкраплених і середньовкраплених руд. З огляду досвіду роботи передових збагачувальних фабрик ближнього та далекого зарубіжжя, нових, досить перспективних розробок щодо отримання високоякісного залізорудного концентрату з окислених руд установлено, що необхідна особлива технологія підготовки руди та її збагачення.

Флотаційна доводка чорнових концентратів потребує великих капітальних та експлуатаційних витрат. Тому вишукування нової технології підготовки залізорудної сировини при високому ступені розкриття рудних зерен та

подальше їх збагачення за екологічно безпечною технологією буде забезпечувати вирішення завдання.

Аналіз показує, що у зв'язку зі зменшенням запасів багатих магнетитових руд зростає світовий попит на концентрати, отримані з бідних окислених руд. Для виробництва таких концентратів потрібно вдосконалення технологій рудопідготовки методом кульового подрібнення і магнітного збагачення окислених руд.

### *Список літератури*

1. **Авдохин В.М.** Современное состояние и основные направления развития процессов глубокого обогащения железных руд / В.М. Авдохин, С.Л. Губин // Горный журнал. –2007. –№ 2. –С. 58–64.
2. **Кармазин В.И.** О повышении эффективности высокоградиентного обогащения илистых фракций окисленных железистых кварцитов при использовании матрицы с вертикальным намагничиванием / В.И. Кармазин, Л.Ф. Мостепан, К.А. Левченко // Современное состояние и перспективы развития техники и технологии магнитного обогащения руд и материалов. –Кривой Рог. –1994. –С. 29–30.
3. **Voussef M.A.** Reduction roast and magnetic separation of oxidized iron ores for the production of blast furnace feed / M.A. Voussef //Canadian Metallurgical Quarterly. –Vol. 37. –№ 5. –Р. 419–428.
4. **Пирогов Б.И.** О некоторых особенностях слоистости железистых кварцитов Криворожского бассейна / Б.И. Пирогов, В.М. Малый // Геолого-мінералогічний вісник. –Кривий Ріг: КТУ, 2000. –№ 1, 2. –С. 194–196.
5. **Cleveland – Cliffs Tilden expansion features new precans technology** // Engineering and Mining Journal. –1998. –Vol. 179. –№ 10. –25 p.
6. **Юсупов Т.С.** Направленное изменение свойств минералов в условиях переработки минерального сырья на основе механического активирования / Т.С. Юсупов // Новые процессы в комбинированных схемах обогащения полезных ископаемых. –М.: Наука, 1989. –С. 202–207.
7. **Зимин А.И.** Активизация агрессивной среды при мокром измельчении / А.И.Зимин, Л.А. Минухин // Изв. вузов. Горный журнал. –2003. –№ 5. –С. 128–134.
8. **Задорожний В.К.** Повышение селективности измельчения руды путём предварительного её разупрочнения / В.К. Задорожний, А.И. Рокаев, Л.Ф. Биленко // Обогащение руд. –1985. –№ 5. –С. 2–4.
9. **Пилов П.И.** Повышение качества магнетитовых концентратов путем их механической обработки / П.И. Пилов // Горный журнал. –1999. –№ 6. –С. 30–32.
10. **Аллилуев Н.И.** Лабораторные и полупромышленные испытания для получения высококачественных магнетитовых концентратов / Н.И. Аллилуев, В.С. Уваров, Е.Ф. Ветрова // Обогащение руд черных металлов. –М.: Недра, 1973. –Вып. 2. –С. 98–105.
11. **Ломовцев Л.А.** Новые направления повышения эффективности магнитной сепарации магнетитовых руд / Л.А. Ломовцев, В.Д. Потапов, Г.М. Болотова // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. –М.: Акад. наук СССР, 1973. –№ 4. –С. 77–83.
12. **Арсентьев В.А.** Усовершенствование технологии обогащения окисленных железных руд по комбинированной схеме / В.А. Арсентьев, Т.В. Дендюк, Т.П. Алешкина // Обогащение руд. –1987. –№ 1. –С. 17–20.

13. **Губин Г.Г.** Интенсификация процесса магнитной сепарации железных руд с использованием электровоздействий / Г.Г. Губин, Г.М. Курочкин, П.В. Бушуев // Обо-  
гащение полезных ископаемых. –1989. –Вып. 39. –С. 14–19.

В.Д. СИДОРЕНКО, д-р техн. наук, И.С. ПАРАНЬКО, О.Е. КУЛИКОВСКАЯ,  
Криворожский технический университет

## **БУДУЩЕЕ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ УКРАИНЫ В КОМПЛЕКСНОМ УПРАВЛЕНИИ ИХ РАЗВИТИЕМ**

Изложены основные положения комплексной программы устойчивого развития горнодобывающих регионов, а также решения свойственных им актуальных проблем геологии, эксплуатации месторождений полезных ископаемых, маркшейдерии, экологии и экономики.

Викладені основні положення комплексної програми стійкого розвитку гірничодобувних регіонів, а також рішення актуальних проблем геології, експлуатації родовищ корисних копалин, маркшейдерії, екології та економіки, які їм властиві.

**Постановка проблемы в общем виде и ее связь с важными научными и практическими заданиями.** В Украине, как показывает опыт, экономическое и социальное развитие горнодобывающих регионов (ГДР) базировалось и базируется на извлечении из недр и переработке определенного вида сырья. Однако, нерациональное использование добытой горной массы, отсутствие энергосберегающих технологий её переработки, пренебрежение правилами защиты окружающей среды, истощение полезного минерального сырья привело к сокращению или закрытию производства, освобождению рабочих мест, ликвидации целых инфраструктур и, как следствие, вызвало обострение социальных, экономических и экологических проблем в горнодобывающих регионах. Закрытие нерентабельных шахт Донбасса привело к исчезновению отдельных населенных пунктов, приостановка добычи серы существенно повлияла на экономические, экологические и социальные показатели Львовского региона, резкое снижение добычи соли обострило экологические проблемы Прикарпатья и Закарпатья. Несложно спрогнозировать, что будет с Криворожским горнодобывающим регионом через несколько десятков лет в случае приостановки эксплуатации железорудных месторождений. Существенное нарушение экологического состояния геологической среды может обусловить активизацию обрушений, обвалов, оползней, селевых явлений; формирование техногенного ландшафта превратит Криворожье в зону экологического бедствия; освобождение сотен тысяч рабочих мест приведет к обострению социальных и экономических проблем.

**Постановка задачи.** Выход из этого сложного социального, экономического и экологического положения, в котором сегодня оказались горнодобывающие регионы Украины лежит через комплексное освоение месторождений, что даст возможность сохранить имеющиеся инфраструктуры добывающих и перерабатывающих комплексов, решить вопросы трудоустройства населения и улучшить экологическое состояние окружающей среды. Для успешной реализации такой программы необходима научно обоснованная модель комплексного управления развитием горнодобывающих регионов, пре-

дусматривающая разработку месторождений с максимальными экономическим и экологическим результатами.

**Изложение материала и результаты.** Такая модель должна базироваться на итогах детального изучения строения и состава месторождений, научно обоснованных вариантах способов добычи минерального сырья, технологиях переработки горной массы с минимальными отходами, максимальном использовании всех видов сырья, анализе экономических показателей капиталовложений и прибыли.

Создание такой модели требует, в первую очередь, переоценки горнодобывающих регионов с позиции их геологического строения, минерально-сырьевой базы, выделения приоритетных видов минерального сырья, наличия технологий обогащения полезных ископаемых, путей использования минерального сырья, влияния горнодобывающей и перерабатывающей промышленности на изменение экологического состояния регионов. Для её разработки необходима единая программа, которая бы предусматривала всестороннее развитие индустрии, экономики и науки. Основопологающими направлениями такой программы должны быть горное дело, геология, обогащение полезных ископаемых, экология, маркшейдерско-геодезический мониторинг и маркетинг.

Результаты этих исследований позволят не только выявить в регионе новые месторождения, что имеет существенное значение для улучшения его экономики в современных рыночных условиях, но и придаст действующим мономесторождениям статус комплексных, что будет иметь большое значение с позиции экологии.

В результате решения отмеченных вопросов предусматривается повысить эффективность действующих технологических схем разработки месторождений, что должно отразиться на улучшении экологического состояния геологической и географической среды региона, снижении стоимости горнодобывающих работ через применение комплексных схем по извлечению основных и сопутствующих полезных ископаемых, снижении себестоимости продукции и улучшение работоспособности горнодобывающих комплексов.

Основная задача маркетинговых служб сводится к поиску путей максимальной реализации добытой с недр минеральной массы, что позволит расширить производство горно-обогачительных комплексов, сберечь рабочие места, а также улучшить экономическое состояние предприятий и регионов.

Экологическое направление предусматривает поиск путей минимизации влияния горнодобывающей и перерабатывающей промышленности на окружающую среду.

Вышеизложенная обобщенная программа свидетельствует о том, что будущее горнодобывающих регионов в комплексном использовании недр и комплексном управлении этим процессом. Решение отдельных проблем соответствующими ведомствами, как показывает практика, не может обеспечить

эффективной работы предприятий горно-металлургического комплекса (ГМК). В целом, с учетом экологических и экономических требований времени, необходима комплексная модель, учитывающая все проблемы с позиции улучшения жизни населения горнодобывающих регионов (рис. 1).

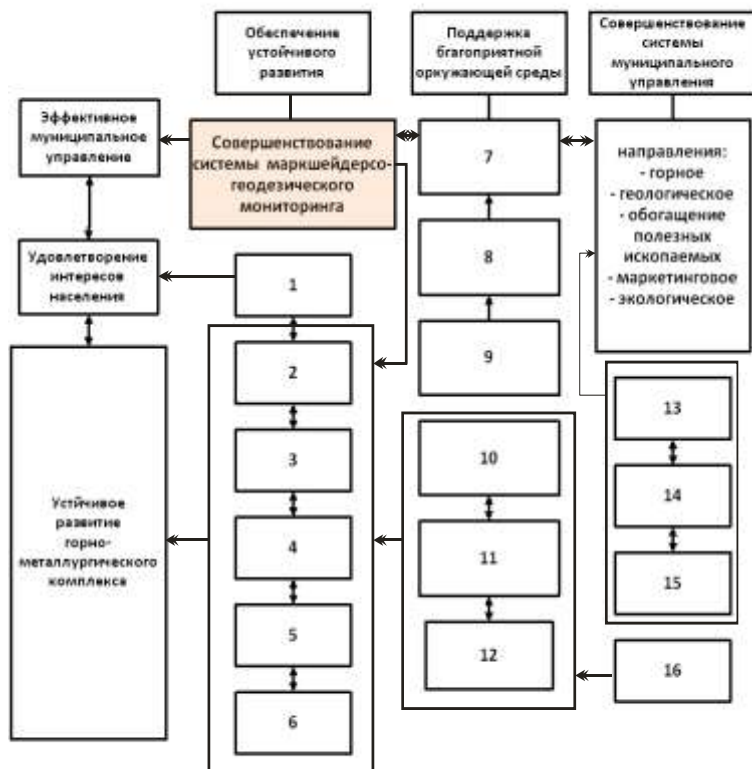


Рис. 1. Стратегическая схема устойчивого развития горнодобывающего региона

1 - обеспечение занятости населения; 2 - создание условий для инновационной и научно-исследовательской деятельности; 3 – развитие конкуренции и благоприятного инвестиционного климата; 4 – формирование финансовой базы и расширение сырьевой базы; 5 – возможность реализации продукции в Украине и на мировых рынках; 6 – интеграция с другими ГДР; 7 – внедрение автоматизированных систем контроля на потенциально опасных объектах; 8 – разработка и внедрение ресурсосберегающих технологий и экологически чистых предприятий; 9 – поддержка фонда защитных сооружений в зонах потенциального риска; 10 – использование предприятиями новейших технологий; 11 – разработка технологических факторов экологических ограничений; 12 – минимизация и переработка отходов; 13 - обеспечение нормативно-правовой базы взаимодействия власти и населения; 14 – обеспечение «открытости» власти для населения; 15 – привлечение населения к муниципальному самоуправлению; 16 – реформирование налоговой системы.



Для разработки и апробации такой модели необходимо создание в регионах **информационно-аналитических центров**, основная задача которых состоит в мониторинге геологических, экологических изменений природной среды, а также экономического и социального состояния с целью разработки рекомендаций комплексного управления прогрессивным развитием горнодобывающих регионов [1]. Создание единого геоинформационного пространства Кривбасса станет существенным элементом для достижения цели экономического, финансового и экологически безопасного развития Украины, поставленных стратегическими долгосрочными приоритетами как в целом страны, так и региона в частности. Достаточно высокий уровень социально-экономического развития Криворожского железорудного бассейна, а также степень развития социальной и инженерной инфраструктуры, сформированный научно-образовательный комплекс является благоприятным фактором для создания инфраструктуры пространственных данных в Криворожском регионе [2]. Пространственные данные будут содержать информацию о состоянии использования природных ресурсов, внедрении современных безотходных технологий, плату за убытки, которые наносятся, особенно в части загрязнения территорий, наличия всех степеней и видов контроля, характеристики государственных норм к экологическому состоянию, выявленных территориях (зонах) экологической опасности и чрезвычайных ситуациях т. д.

Разработка и создание инфраструктуры пространственных данных позволит сформировать централизованную систему оперативного обеспечения органов государственной власти Украины, органов местного самоуправления, юридических и физических лиц как сведениями о наличии, составе и местонахождение актуальной, юридически значимой, однородной и сопоставимой пространственной информации, так и самой информацией.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Реализация предлагаемой программы позволит существенно повысить конкурентоспособность экономики страны за счет снижения расходов и повышения качества продукции и услуг, обеспечит рост качества жизни населения, создаст условия для эффективного и качественного обеспечения решения стратегических и оперативных задач государственного учета, планирования и управления горнодобывающими регионами.

### *Список литературы*

1. **Куликовская О.Е.** Алгоритмические основы разработки информационно-аналитического сайта маркшейдерско-геодезического мониторинга //Научный вестник Национального горного университета. –Днепропетровск: НГУ, 2009. –№ 6. –С. 42-48.
2. **Сидоренко В.Д., Куликовская О.Е., Паранько И.С.** Концепция создания и развития инфраструктуры геоинформационного пространства горнодобывающих регионов //Вестник Криворожского технического университета. –Вып. 25. -2010. –Кривой Рог: КТУ. –С. 3-9.

В.Д. СИДОРЕНКО, д-р техн. наук, Г.И. ЕРЕМЕНКО, канд. техн. наук,  
М.В. МАРТЫНЮК, аспирант, Криворожский технический университет  
С.В. ТИЩЕНКО, д-р техн. наук, Киевский национальных институт

## **РАЗРАБОТКА И ВНЕДРЕНИЕ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА ВВ С РАДИАЛЬНЫМ ЗАЗОРОМ С ЦЕЛЬЮ УЛУЧШЕНИЯ КАЧЕСТВА ДРОБЛЕНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ ПУТЕМ СНИЖЕНИЯ ПИКОВОГО ДАВЛЕНИЯ В ЗАРЯДЕ ВВ**

Рассмотрен процесс разрушения горных пород взрывом при применении скважинного заряда ВВ с радиальным зазором и изменением соотношения его параметров, результаты его внедрения.

Розглянуто процес руйнування гірських порід вибухом при застосуванні скважинного заряду ВВ із радіальним зазором і зміною співвідношення його параметрів, результати його впровадження.

**Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями.** Основными факторами, оказывающими влияние на эффективность разрушения горных пород, являются количество энергии взрыва заряда взрывчатого вещества (ВВ), конструкция зарядов, длительность приложения взрывного импульса к разрушаемой среде, а также условия, в которых происходит работа взрыва.

**Постановка задачи.** Волны, возникающие в горном массиве при взрыве заряда ВВ, имеют очень высокое давление на первоначальном фронте волны и быстро затухают по мере распространения их в глубь массива. При этом, энергия взрыва расходуется на пластические деформации и на переизмельчение среды в ближней зоне заряда, что приводит к снижению энергии, затрачиваемой на полезную работу. В настоящее время развитие методов управления энергией взрыва происходит по двум направлениям: первое из них основано на изменении концентрации энергии в заряде ВВ и второе связано с повышением коэффициента использования энергии взрыва взрывчатого вещества за счет изменения его детонационных характеристик. Методы управления энергией взрыва двух указанных направлений не противоречат друг другу, а служат источником дальнейшего совершенствования технологии взрывных работ. Повышение коэффициента использования энергии взрыва возможно при рациональном режиме взрывного нагружения разрушаемого горного массива, осуществляемого благодаря конструктивным особенностям скважинного заряда взрывчатого вещества.

**Изложение материала и результаты.** При заполнении скважины взрывчатым веществом всплошную взаимодействие детонационной волны с взрываемым массивом зависит от угла падения последней на границу раздела «ВВ – среда». Давление у границы раздела согласно [1, 2], в зависимости от угла падения детонационной волны может быть определено зависимостью

$$P = \begin{cases} P(\varphi) = 2,4 P_n, \text{ если } \varphi = 0 \\ 1,2 \left( 2 - \frac{\varphi}{\pi} \right) P_n, \text{ если } 0 < \varphi < \frac{\pi}{3} \\ P(\varphi) = \frac{P_n}{1 - \cos \varphi}, \text{ если } \frac{\pi}{3} \leq \varphi \leq \frac{\pi}{2} \end{cases}, \quad (1)$$

где  $P_n$  – начальное давление в детонационной волне;  $\varphi$  – угол падения в детонационной волне на границу раздела «ВВ – среда».

Однако, учитывая не идеальность детонации промышленных взрывчатых веществ и, следовательно, постепенность нарастания давления определяются в скважине по формуле

$$P_{скв} = \frac{\rho D^2}{8} \Delta^\alpha \quad (2)$$

где  $\rho$  – плотность заряжения;  $D$  – скорость детонации взрывчатого вещества;  $\Delta$  – отношение объема взрывчатого вещества к объему заряжаемой части скважины;  $\alpha \approx 2,5$ .

При исследовании процесса детонации простейших взрывчатых веществ типа АС+ДТ в промышленных условиях формула (2) давала результаты, которые хорошо согласовывались с экспериментальными данными.

Формула (2) в отличие от (1) может быть использована при наличии кольцевого зазора между зазором и стенками скважины. При этом необходимо отметить, что наличие кольцевого зазора между границей «ВВ – среда» изначально изменит характер взрывной нагрузки.

Учитывая линейные размеры части скважинного заряда ВВ с использованием кольцевого зазора, определим величину  $\Delta$ . Так как по определению:

$$\Delta = V_{BB} / V_{скв},$$

то для верхней части заряда, учитывая, что  $V_{BB} = \pi \frac{d_1^2}{4} h$ , а  $V_{скв} = \pi \frac{d_2^2}{4} h$ , имеем

$$\Delta_1 = (d_1 / d_2)^2, \quad (3)$$

где  $d_2 = d$

$d_2$  – диаметр скважины;

$d_1$  – диаметр верхней части заряда ВВ, определенный из соотношения:

$$d_{кр} \leq d_1 \leq d_{кр} + 10^{-3} f$$

где  $d_{кр}$  – критический диаметр ВВ;

$f$  – коэффициент крепости по шкале проф. Н.Н. Протоdjeяконова.

Для нижней части заряда, где формируется сплошная колонка заряда,  $\Delta_2 = 1$ .

Исходя из полученных результатов значений  $\Delta_1$  и  $\Delta_2$  и формулы (2),

можно записать аналитические выражения, определяющие давление в верхней и нижней части скважины:

$$P_1 = \frac{1}{8} \rho \cdot D^2 \cdot \Delta^{2,5}, \quad (4)$$

$$P_2 = \frac{1}{8} \rho \cdot D^2, \quad (5)$$

так как  $0 < \Delta_1 < 1$ , очевидно, что

$$P_1 < P_2 \quad (6)$$

Максимальная величина давления в скважине в зависимости от величины  $\Delta$ , согласно [3] определяется выражением:

$$P_{\max} = \frac{1}{4} \rho \cdot D^2 \cdot \Delta^\alpha \cdot (1 + R), \quad (7)$$

где:  $R$  – отношение импедантов ВВ и породы, то есть  $R = (\rho \cdot V)_{ВВ} / (\rho \cdot V)_{пор}$ .

Учитывая, тот факт, верхней части заряда  $\Delta_1$  определяется формулой (3), а для нижней части, согласно определению  $\Delta_2 = 1$ , то для рассмотрения конструкции заряда максимальное давление определяется формулой

$$P_{\max} = \frac{1}{4} \rho \cdot D^2 (1 + R) \cdot \left[ 1 + \left( \frac{d_1}{d_2} \right)^{2\alpha} \right] \quad (8)$$

Условия, удовлетворяющие уравнению (8) редко реализуются при использовании промышленных ВВ, поскольку их детонация является далеко не идеальной. Поэтому верхний предел давления у стенок скважины при  $R < 1$  составляет:

$$P_{\max} (R < 1) \approx \frac{1}{4} \rho D^2 \left( \frac{d_1}{d_2} \right)^\alpha \quad (9)$$

для случая, когда  $R > 1$ :

$$P_{\max} (R > 1) \approx \frac{1}{8} \rho D^2 \left( \frac{d_1}{d_2} \right)^\alpha \quad (10)$$

Очевидно, что для случая  $\Delta = 1$  в зависимости величины  $R$  максимальное давление в зарядной скважине, согласно формуле (2), будет находиться в пределах:

$$P_{ск} \leq P_{\max} \leq 2 P_{ск} \quad (11)$$

Для нахождения величины импульса давления, определяемого из общепринятой зависимости:

$$I = \int_0^t P(t) dt, \quad (12)$$

воспользуемся определением формулы  $P(t)$ , согласно [4]:

$$P(t) = P_{\max} \cdot e^{-\frac{t}{\tau}} \quad (13)$$

где  $P_{max}$  – максимальное давление на границе «ВВ – порода»;  $t$  – время необходимое для достижения ударной волной фиксированной точки;  $\tau$  – время релаксации.

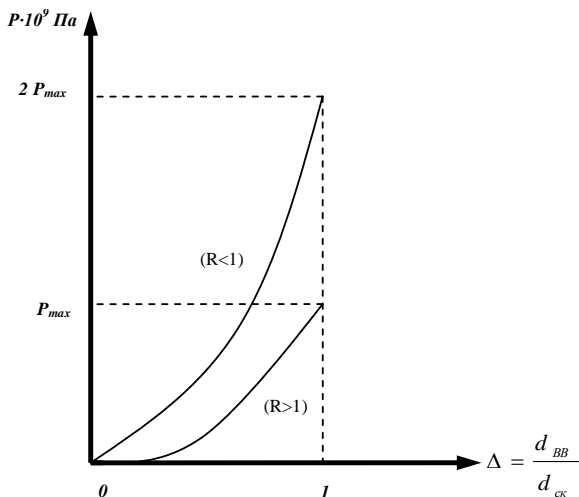


Рис. 1. Зависимость давления в зарядной камере от величины  $\Delta$  и  $R$ .

Для рассматриваемой конструкции заряда ВВ в зависимости от величины  $R$  и  $\Delta$  максимальное давление на границе «ВВ – порода» определяется по формулам (9) – (11).

Следовательно, для рассматриваемого случая, если  $0 < \Delta < 1$  то для:

$$(R < 1) \quad I_1 = \frac{\rho D^2}{4K} \left( \frac{d_1}{d_2} \right)^2 e^{Kt} \quad (14)$$

$$(R > 1) \quad I_2 = \frac{I_1}{2} \quad (15)$$

Если  $\Delta = 1$ , то в зависимости от величины  $R$  будем иметь:

$$\frac{\rho D^2}{8K} e^{Kt} \leq I \leq \frac{\rho D^2}{4K} e^{Kt} \quad (16)$$

где  $K = -\frac{1}{\tau}$ .

Полученное соотношение (14) – (16) определяет величину импульса давления в фиксированной произвольной точке разрушаемого горного массива в зависимости от величины  $d_1 / d_2$ .

Промышленные эксперименты выполнялись при производстве массовых взрывов в карьере ОАО «ЮГОК». Целью экспериментов было снижение рас-

ходов взрывчатого вещества при сохранении достигнутых качественных характеристик. Общая высота колонки экспериментальных зарядов были равны сплошной колонке заряда.

Результаты экспериментов показали, что качество дробления горных пород на контрольном и экспериментальном участках было одинаковое, при снижении удельного расхода ВВ.

При проведении хронометражу экскаваторов, было установлено, что время погрузки думпкаров экскаватором ЭКГ-8И на контрольных и экспериментальных участках блока составило 90-95 мин.

В процессе погружки взорванной горной массы выполняется, наблюдения и фотографирования на поверхности массива на контрольных и экспериментальных участках блоков. Для получения дополнительной информации, а также для оценки нарушения массиву, был проведен обзор шести других блоков после взрывов, в аналогичных геологических условиях.

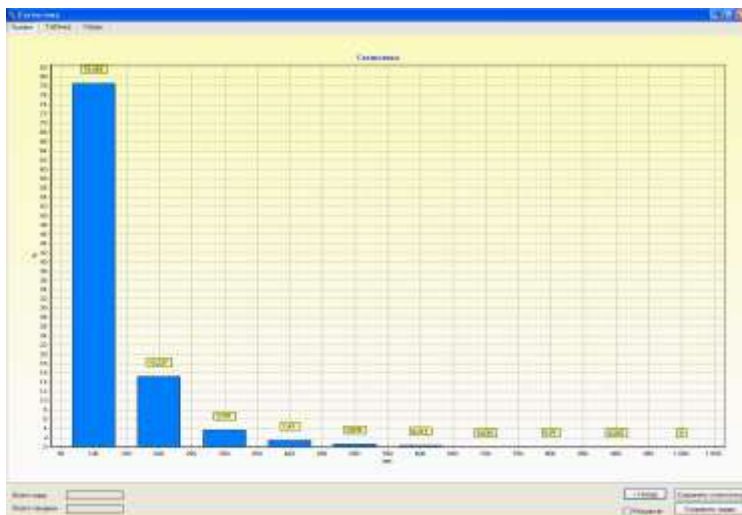


Рис. 2. Диаграмма гранулометрического состава взорванной горной массы

**Выводы и направления дальнейших исследований.** Следовательно, изменяя размеры радиального зазора между ВВ и породой, происходит изменения величины импульсной нагрузки по высоте разрушаемого уступа горных пород в зависимости от конкретных условий ведения БВР. Для этого достаточно иметь указанные соотношения диаметров зарядов ВВ в верхней и нижней части скважины и линейные размеры высоты столба ВВ с разными значениями  $\Delta$ .

Данная конструкция скважинного заряда с радиальным зазором позволяет улучшить качество взорванной горной массы с увеличением выхода фракции 0 + 400 мм на 2,5 %.

#### *Список литературы*

1. **Власов О.Е.** Основа теории действия взрыва. –М.: ВИА, 1957. –407 с.
2. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. –Новосибирск: Наука, 1977. –259 с.

УДК 622.271

В.К. СЛОБОДЯНИЮК, канд. техн. наук, доц., Ю.В. ПЕРЕГУДОВ, магистрант,  
Криворожский технический университет

### **УЧЕТ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ И РАЗНОСЕ ВРЕМЕННО НЕРАБОЧИХ БОРТОВ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА**

Исследовано влияние горно-геологических особенностей прибортового массива на безопасность открытой разработки при формировании и разносе временно нерабочих бортов карьеров

Досліджено вплив гірничо-геологічних особливостей прибортового масиву на безпечність відкритої розробки при формуванні та розносі тимчасово неробочих бортів кар'єру.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Поэтапная открытая разработка крутопадающих месторождений сопровождается работами по формированию и разносу временно нерабочих бортов. Высота участка временно нерабочего борта между смежными по высоте рабочими зонами карьера достигает 60-100 м, угол откоса временно нерабочих бортов равен углу откоса нерабочего борта и существенно превышает угол откоса рабочего борта. При этой системе разработки особую роль играют вопросы учета особенностей залегания рыхлых и плотных пород в прибортовом массиве, которые оказывают существенное влияние на устойчивость борта карьера и на обеспечение безопасных условий производства горных работ. В отечественной практике проектирования не принято выделять в проекте карьера промежуточные этапные контура, и соответственно, влиянию локальных особенностей залегания горных пород на устойчивость борта карьера не уделяется достаточного внимания. Это лишает горных инженеров проектного

обоснования для разрешения горнотехнических ситуаций, требующих в определенные периоды времени изменения конструкции борта карьера и кратковременного повышения эксплуатационного коэффициента вскрыши.

**Анализ исследований и публикаций.** В исследовании [1] управляемым параметром является угол откоса уступа. В этом случае существует множество вариантов сочетания параметров уступов, слагающих оцениваемый борт карьера, которые имеют близкие значения коэффициента запаса устойчивости. Но многие из этих вариантов изначально не являются технологически целесообразными, особенно те, в которых нижние уступы борта имеют пологий откос уступа, а необходимый коэффициент запаса устойчивости борта карьера достигается увеличением угла откоса верхних уступов, обычно сложенных рыхлыми и плотными породами.

Известно, что технико-экономические показатели открытой разработки будут наилучшими при максимально допустимом угле откоса нерабочего борта карьера. Угол откоса уступа в данном случае не является неизвестной искомой и оптимизируемой величиной, в большинстве случаев значения углов откоса уступов, обеспечивающих их краткосрочную и долгосрочную устойчивость, известны из проекта разработки и уточнены в ходе эксплуатации карьера.

Актуальной научно-производственной задачей является определение минимального количества и ширины предохранительных берм, обеспечивающих нормативное значение запаса устойчивости борта карьера. Особенно это важно в случаях, когда соблюдение нормативных параметров берм безопасности не обеспечивает безопасных условий производства горных работ в конкретных горно-геологических условиях.

**Постановка задачи.** Целью работы является разработка методики обоснования, в условиях неопределенности информации о физико-механических свойствах горных пород, безопасных конструктивных параметров борта карьера при различных условиях залегания слоев горных пород.

**Изложение материала и результаты.** Механико-математической основой современных методов расчета устойчивости откосов является теория предельного равновесия «сыпучей среды». Для практического использования в расчетах устойчивости откосов применяются методы, основанные на том, что предельное равновесие в откосе удовлетворяется не во всех точках некоторой области массива, а лишь по ее внутренней границе (по наиболее напряженной поверхности скольжения) [4]. Известно, что физико-механические свойства горных пород носят вероятностный характер, они зависят от степени обводненности массива и изменяются на протяжении периода эксплуатации карьера. Граница плотных и скальных пород во многих случаях не является горизонтальной плоскостью. В зависимости от наклона этой плоскости по отношению к выработанному пространству карьера при одних и тех же физико-механических свойствах горных пород оценка устойчивости борта карьера будет различной. Известны примеры (Приазовские железорудные месторождения, месторождения Правобережной аномалии),



когда вдоль линии простирания месторождения плоскость кристаллического фундамента имеет многочисленные подъемы и падения, то есть при разработке такого месторождения геомеханические характеристики борта карьера будут изменяться.

Применение геоинформационных технологий компьютерного моделирования [2, 3] позволяет оптимизировать геометрические и физико-механические параметры горных выработок и существенно ускорить процесс определения рациональной конструкции борта карьера. В исследовании для выполнения научно-исследовательских работ рекомендуется использовать компьютерную систему GeoStudio 2007.

Информационной основой численного эксперимента является математическая модель борта карьера и прибортового массива горных пород с учетом физико-механических свойств горных пород и положения основных водоносных горизонтов. Одной из задач данной работы являлось исследование закономерностей изменения коэффициента запаса устойчивости борта карьера при изменении параметров залегания пластов плотных (глина, каолин) и скальных пород, слагающих прибортовой массив. Были построены и изучены три упрощенные модели борта карьера:

- 1) прибортовой массив сложен пластами пород, падение которых направлено в сторону выработанного пространства карьера;
- 2) прибортовой массив сложен горизонтально залегающими пластами горных пород;
- 3) прибортовой массив сложен пластами пород, падение которых направлено вглубь массива горных пород;

Для каждой из упрощенных моделей определена высота борта карьера, угол откоса пород, его слагающих, физико-механические свойства горных пород (плотность, угол внутреннего трения, сцепление пород). Положение горных пород в плоскости откоса борта карьера во всех моделях одинаковое. Зона скальных пород в данном исследовании считается устойчивой и угол откоса борта карьера оптимизируется только в зоне расположения рыхлых и плотных пород.

Рациональные параметры борта карьера определяются в ходе последовательных итераций, уменьшающих угол откоса борта карьера до достижения значения, обеспечивающего в конкретных горно-геологических условиях нормативный коэффициент запаса устойчивости.

После определения безопасного угла откоса борта карьера строится ступенчатый профиль, состоящий из уступов (с заданным углом откоса уступа) и количеством берм безопасности, общая ширина которых определяется высотой борта и разностью начального и безопасного углов откоса борта карьера.

Для каждой из упрощенных моделей карьера было произведено 10 численных экспериментов, в которых последовательно изменялись физико-механические свойства пород: удельная масса от 1,86 до 2,13 т/м<sup>3</sup>, угол внутреннего трения от 14 до 25°, сцепление от 0,046 до 0,14 МПа. Результаты исследования приведены на рис. 1.

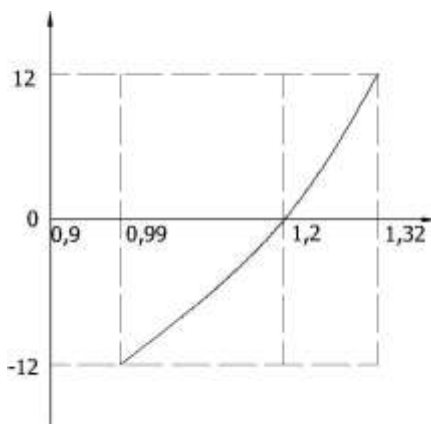


Рис. 1. Изменение коэффициента запаса устойчивости временно нерабочего борта в зависимости от угла падения стратиграфических слоев (отрицательный угол – падение пластов в выработанное пространство, положительное значение – вглубь массива)

Так как в реальных горно-геологических условиях сбор достоверной информации о свойствах пород является сложной, дорогостоящей, а иногда и неосуществимой задачей, данная методика позволяет быстро и эффективно смоделировать множество возможных вариантов поведения борта карьера. Таким образом, даже при неточных или недостающих данных, появляется возможность определить вероятную область возможных оползней и обрушений борта карьера.

**Выводы и направления дальнейших исследований.** Разработана методика обоснования в условиях неопределенности данных о свойствах прибортового массива горных пород конструктивных параметров борта карьера, обеспечивающих безопасное производство горных работ. Результаты моделирования показывают, что при оценке в проекте параметров борта карьера необходимо учитывать не только физико-механические свойства горных пород, но и параметры залегания пород в прибортовом массиве.

В дальнейших исследованиях будут проанализированы и исследованы наиболее типичные примеры геологического строения прибортовых массивов горных пород с целью разработки рекомендаций по выбору безопасной конструкции борта карьера.

#### *Список литературы*

1. **Легучий В.В.** К оптимизации параметров бортов открытых горных выработок // Научный вісник НГУ. –2010. –№ 4. –С. 64-67.
2. **Гальперин А.М.** Геомеханика окрытых горных работ. –М.: Издательство МГУ, 2003. –473с.
3. **Попов В.Н., Шпаков П.С., Знаков Ю.Л.** Управление устойчивостью карьерных откосов. –М.: Издательство МГУ, 2008. –683 с.
4. **Фисенко Г.Л.** Устойчивость бортов карьеров и отвалов. –М.: Недра, -1965. –375 с.

М.Б. ФЕДЬКО, канд. техн. наук, доц., Д.Ф. ЗЕНЮК, аспірант,  
Криворізький технічний університет

## **ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ РУДНОЇ МАСИ ПРИ ВДОСКОНАЛЕННІ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ПІДПОВЕРХОВОГО ОБВАЛЕННЯ РУДИ НА ПІДКОНСОЛЬНИЙ КОМПЕНСАЦІЙНИЙ ПРОСТІР**

В статті приведено опис удосконаленої системи розробки підповерхового обвалення з відбійкою руди на підконсольний компенсаційний простір із застосуванням самохідної техніки, а також обґрунтовується зменшення засмічення руди за рахунок застосування запропонованих технічних рішень.

В статье приведено описание усовершенствованной системы разработки подэтажного обрушения с отбой руды на подконсольное компенсационное пространство с применением самоходной техники, а также обосновывается уменьшение засорения руды за счет применения технических решений, которые предусмотрены данной системой разработки.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** В теперішній час на багатьох шахтах Кривбасу застосовуються різноманітні варіанти системи розробки підповерхового обвалення руди, які характеризуються значними показниками засмічення, рівень якого складає 15-17 %, що призводить до падіння якості рудної маси у середньому на 3-4 %. Також важливою проблемою всіх підземних рудників нашого регіону є застосування малопродуктивного гірничого обладнання, яке є морально, а у багатьох випадках і фізично застарілим, не забезпечує належних умов праці робітників та потребує значних фізичних навантажень. Тому виникає необхідність удосконалення технологій видобутку багатих залізних руд з метою покращення показників вилучення та інтенсифікації гірничих робіт шляхом застосування високопродуктивного самохідного обладнання та пошуку рішень, що забезпечують покращення якості рудної маси, що видобувається.

**Аналіз досліджень і публікацій.** З наукових публікацій відомо багато різних варіантів систем розробки з підповерховим обваленням руди та застосуванням високопродуктивного самохідного обладнання, але найбільш розповсюдженим та практично випробуваним є технологія підповерхового обвалення руди з відбійкою руди на «затиснене» середовище та самохідною доставкою руди самохідними НДМ, так званий «шведський» варіант [4]. Але даний варіант має значні недоліки, а саме застосування при відпрацюванні переважно стійких руд, не схильних до надмірного ущільнення, значне розубоження рудної маси при очисному вийманні (до 20-30%), які роблять цю технологію в класичному виконанні практично неприйнятною до застосування в умовах Криворізького басейну, оскільки наші багаті залізні руди характеризуються незначною міцністю та стійкістю, схильні до «споживування» при недостатньому об'ємі компенсаційного простору та важко піддаються збагаченню.

З теорії випуску руди відомо [2], що еліпсоїд випуску руди значно швидше досягає бокового контакту руди з пустими породами, ніж верхнього. Тому при подальшому розвиненні еліпсоїда до верхнього контакту обваленої руди з пустими породами вже спостерігається значне бокове засмічення руди. У свій час було запропоновано варіант системи розробки підповерхового обвалення з відбійкою руди на підконсольний компенсаційний простір [2, 4], який передбачає значне скорочення нарізних робіт за рахунок того, що компенсаційний простір утворюється лише на початковому етапі відробки панелі в лежачому боці покладу. Практичні випробування даної системи розробки виявили головний її недолік – для утворення компенсаційного простору достатнього об'єму необхідно значно зменшувати кут нахилу рудної консолі, що спричиняло її сколювання та призводило до втрат практично готових до виймання запасів. Це пояснюється тим, що результуюча сила гірського тиску направлена під деяким кутом до горизонталі від висячого боку родовища до лежачого [1] та спричиняє виникнення зон пониження (розтягуючих) напружень, що призводить до обвалення рудної консолі.

**Постановка завдання.** Зважаючи на основні переваги наведених вище варіантів систем підповерхового обвалення постає завдання у подальшому їх удосконаленні шляхом поєднання «шведського» варіанту з відбійкою руди на підконсольний компенсаційний простір при одночасному забезпеченні достатнього його об'єму та підвищенні стійкості рудної консолі, а також зменшення величини бокового засмічення.

**Викладення матеріалу та результати.** У попередніх дослідженнях було виконане удосконалення варіанту системи розробки підповерхового обвалення з відбійкою руди на підконсольний компенсаційний простір та замуленням контактної частини обваленої руди та пустих порід під торцем консолі, сутність якої викладено у патенті на корисну модель [3]. Дана технологія передбачає відпрацювання покладу від лежачого боку до висячого, а в якості компенсаційної камери використовується підконсольний компенсаційний простір, необхідний об'єм якого досягається за рахунок замулення (наприклад, глиною) контактної частини обваленої руди та пустих порід. Це дозволяє випустити частину руди під консоллю та сформувати компенсаційний простір достатнього об'єму. Як було вище зазначено, результуюча сила гірського тиску має напрямок від висячого боку до лежачого під деяким кутом до горизонталі, що призводить до виникнення у рудній консолі розтягуючих напружень, які призводять до її руйнування. З фізики гірських порід відомо, що межа міцності на розтягнення зразка значно менша за межу його міцності на стискання. Тому було запропоновано змінити напрямок відпрацювання ділянки покладу даною технологією від висячого боку на лежачий, що передбачає переорієнтування кута нахилу рудної консолі. При цьому в масиві під дією результуючої сили гірського тиску виникають стискуючі напруження, що у результаті підвищує стійкість консолі. Також було запропоновано кут нахилу консолі визначати у відповідності до кута дії результуючої сили гірського тиску, який в свою чергу залежить від глибини ведення очисних робіт, потужності рудного тіла, геометричних параметрів призми сповзання порід висячого боку.

Подальші дослідження також показали, що замулення контактної частини обваленої руди та пустих порід є недостатньо ефективним, так як замулена частина не має необхідної стійкості для утворення оголення необхідної висоти, що може призвести до прориву пустих порід у підконсольний простір. Зважаючи на це, необхідно відмовитися від замулення та зміцнювати контактну частину під торцем консолі за допомогою закріплюючої речовини (наприклад, цементного розчину), тим самим формуючи захисний «козирок». Додатково даний захисний «козирок» перешкоджатиме боковому засміченню руди при її масовому випуску, так як стримує попадання пустих порід у зону впливу випускного отвору.

Для реалізації даних рішень була розроблена технологія, послідовність робіт при якій полягає у наступному (рис. 1): з підповерхового транспортного штреку (10) проходять бурові та доставочні орти (1, 2), які через кожні 8-12 метрів з'єднують діагональними навантажувальними нішами (3).

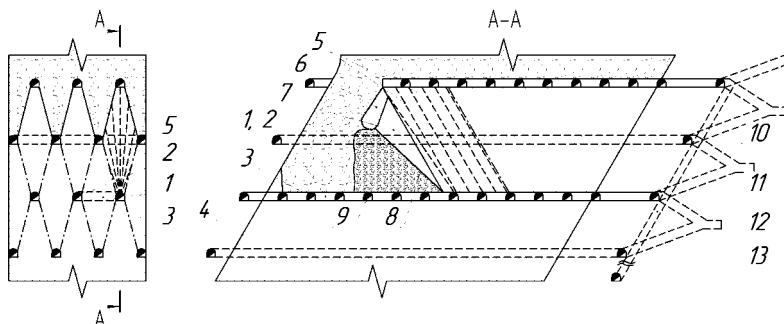


Рис. 1. Варіант системи розробки підповерхового обвалення з відбійкою руди на підконсольний компенсаційний простір та створенням штучного «козирка» за допомогою зміцнення частини обвалених руди та порід під торцем консолі та застосуванням самохідної техніки

Під висячим боком покладу формують первинну компенсаційну камеру з подальшою відробкою запасу секціями у напрямку до лежачого боку. При цьому після відбійки віялами глибоких свердловин (5) кожної секції виконують диференційований випуск та доставку у рудоспуск (11) відбитої руди: під рудною консоллю руду не випускають зовсім; з випускної виробки, розташованої (у проекції на горизонт доставки) під торцем консолі (9), здійснюють частковий випуск обваленої руди та її повний випуск з інших випускних виробок (навантажувальних ніш), що знаходяться з висячого боку. Для забезпечення утворення підконсольного компенсаційного простору (7) по периметру верхньої частини секції на границі з пустими породами та відбитою рудою створюється захисний «козирок» (6) шляхом нагнітання через свердловини, пробурені у торець консолі (8), зміцнюючої речовини. Після набуття зміцненої частини порід та руди (захисного «козирка») необхідної міцності виконують частковий випуск руди з-під рудної консолі, здійснюючи його з крайньої (зі сторони лежачого боку) випускної виробки, формуючи підконсольний компенсаційний простір необхідного об'єму, на який буде виконане

обвалення наступної секції. Також в блоці необхідно провести вентиляційні штреки лежачого боку (4), похилий з'їзд (12) та відкотний штрек (13).

#### **Висновки та напрямки подальших досліджень.**

Запропонована технологія у порівнянні з варіантами системи підповерхового обвалення, що зараз застосовуються на шахтах Кривбасу, дає змогу значно спростити конструкцію системи розробки, скоротити обсяги нарізних робіт, застосувати високопродуктивне самохідне обладнання та зменшити засмічення руди на 3-5 %, що призведе до покращення якості рудної маси на 0,5-1%. В подальших дослідженнях планується дослідити за допомогою математичного моделювання залежність стійкості рудної консолі від кута її нахилу, глибини ведення очисних робіт, фізико-механічної характеристики порід, а також обґрунтувати розміри секції та параметри штучного козирка для забезпечення його цілісності.

#### *Список літератури*

1. **Кучерявенко И.А.** Закономерности проявления горного давления и выбор порядка очистной выемки при разработке мощных и весьма мощных месторождений Криворожского бассейна // Сборник научных трудов / Криворожский горнорудный институт. –1963, №23. –С. 70-76.
2. **Малахов Г.М., Безух Р.В., Петренко П.Д.** Теория и практика выпуска руды. –М.: Недра, 1968. –311 с.
3. **Пат. 38641 UA: МПК Е 21 С 27/00.** Спосіб розробки пластоподібних крутоспадних рудних покладів/ М.Б. Федько, Д.Ф. Зенюк. –№ u200808905; Заяв. 07.07.2008; Опубл. 12.01.2009, Бюл. №1. –4 с.: ил.
4. **Чернокур В.Р., Шкребко Г.С., Шелегеда В.И.** Добыча руд с подэтажным обрушением. –М.: Недра, 1992. –271 с.

УДК 622.236.5

В.М. ТАРАСЮТИН, канд. техн. наук, Криворожский технический университет

### **ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОИЗВОДСТВА ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ НА БАЗЕ БОГАТЫХ МАРТИТОВЫХ РУД ШАХТ КРИВБАССА**

Приведены результаты исследований по дезинтеграции высококачественных мармитовых руд скважинными гидромониторами и концентрации продуктов разрушения в высококачественные мармитовые концентраты.

Приведені результати досліджень по дезінтеграції високоякісних мармитових руд свердловинними гідромоніторами й концентрації продуктів руйнування у високоякісні мармитові концентрати.

**Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями.** Наличие в Кривбассе на глубоких горизонтах действующих шахт значительных запасов богатых выщелоченных мармитовых руд создает исключительно перспективные предпосылки для производства высококачественных железорудных концентратов со стабильными химико-технологическими параметрами и широкими потребительскими свойствами [1]. Главная особенность

мартитовых массивов заключается в их неустойчивости и низкой прочности руд, что не позволяет их эффективно добывать и подготавливать к разделительным процессам обогащения на базе традиционных скважинных технологий взрывного дробления и последующего механического измельчения. В связи с этим, актуальной становится проблема разработки и освоения технологии скважинного гидромониторного разрушения, для которой низкая прочность и устойчивость железорудных массивов являются благоприятными факторами [2].

**Анализ исследований и публикаций.** Анализ теоретических представлений и практики гидравлической отбойки горных пород показал [3, 4], что вопрос об изученности гидромониторного разрушения качественных мартитовых руд, составляющих значительную часть запасов железорудных месторождений докембрия Криворожского бассейна и бассейна КМА, через скважины остается открытым. Вместе с тем новый принцип в технике разрушения руды позволяет извлечь без засорения руды требуемого сорта, характеризуется высокой безопасностью ведения горных работ; упрощает конструктивное оформление и обеспечивает устойчивость конструктивных элементов выемочных единиц; повышает концентрацию горных работ и сокращает потребность в энергоресурсах и материалах [5].

**Постановка задач исследования.** Цель выполненных исследований заключалась в установлении особенностей и изучении закономерностей и параметров, характеризующих гидромониторное разрушение богатых железных руд напорными струями воды через скважины, обеспечивающих разработку производительного процесса гидродезинтеграции руд до заданного фракционного состава.

Общая методика исследований включала поэтапное выполнение комплекса шахтных опытно-экспериментальных работ по разрушению рудных массивов напорными струями воды через скважины, лабораторное определение химико-минералогических и технологических свойств продуктов гидро-разрушения, теоретическое обобщение полученных экспериментальных результатов.

Экспериментально процесс гидромониторного разрушения качественных железных руд изучался в условиях рабочих горизонтов ш. «Юбилейная» ОАО «Сухая Балка», и ш. «Родина» ОАО «КЖРК». По структуре руды представляют собой тонкозернистые, рыхлосвязанные, пористые, преимущественно двухкомпонентные системы, состоящие по объему на 90-95 % из мартита и на 5-10 % из кварца, с содержанием железа от 65 до 68 % и незначительным (1-2 %) содержанием минералов примесного состава. Между пределами прочности руд на одноосное сжатие и их пористостью установлена зависимость имеющая вид [6]:

$$[\sigma_{сж}] = [\sigma_{сж}^0] \cdot (1 - \eta)^2 \cdot e^{-10\eta} \quad (1)$$

где  $[\sigma_{сж}^0]$  - предел прочности на одноосное сжатие образцов окисленных дже-спилитов или роговиков, аналогичных по генезису, составу и структуре пористым мартитовым рудам, МПа;  $\eta$  – общая пористость образцов руд, доли ед.

**Изложение материала с обоснованием полученных научных результатов.** Схематично гидромониторное разрушение рудного массива вращающимися струями воды через скважину (рис. 1) представляет собой нестационарный процесс, зависящий от постоянно изменяющихся по длине струи её структурно-гидродинамических параметров, расстояний до обнажения рудного массива, способа приложения струи к забою, геолого-технологических характеристик рудного массива [7].

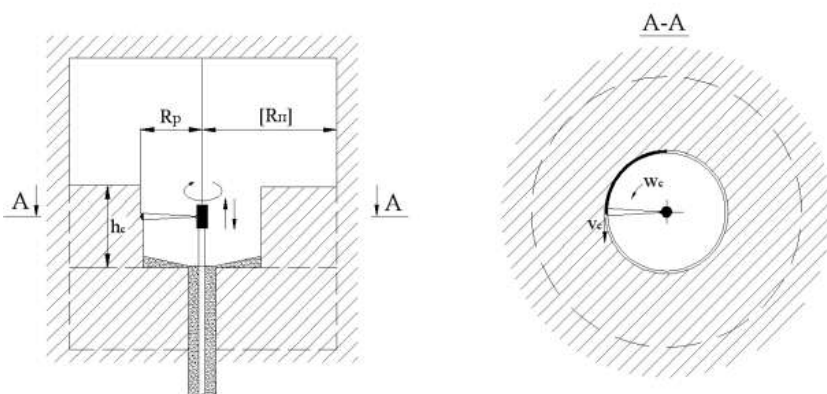


Рис. 1. Расчетная схема гидромониторного разрушения мартитовых руд вращающимися струями:  $R_p$  – текущий радиус разрушения, м;  $[R_n]$  – предельный радиус разрушения, м;  $h_c$  – высота разрушаемого слоя руды из скважины, м;  $W_c$  – угловая скорость перемещения струи, об/с,  $v_c$  – линейная скорость перемещения струи, м/с.

Экспериментально установлено следующее. Разрушение рыхлосвязанных пористых мартитовых руд в массиве гидромониторной струей воды начинается при условии, когда осевое динамическое давление струи  $P_m$  на контакте с рудным массивом превышает предельное значение  $[P_m] > 0,15[\sigma_{сж}]$ . При процессе разрушения конкретных массивов в форме врубовой борозды (при перемещении струи по забою) гранулометрический состав продуктов разрушения в зависимости от расстояния от гидромонитора до забоя характеризуется удельным импульсом силового динамического давления струи на рудный массив и может регулироваться сочетанием определенных значений переменных параметров процесса: величиной осевого динамического давления и диаметром струи, скоростью перемещения струи по забою, прочностью руд:

$$I_m = \frac{1,6d_o P_m}{R_p \cdot W_c}$$



Оптимальными являются такие сочетания указанных параметров, которые обеспечивают при данной геотехнике требуемую степень производительного разрушения рудного массива в виде:

- селективной гидродезинтеграции, при которой разрушение происходит преимущественно по межфазным границам минеральных зерен и их агрегатов с почти полным ( $>70\%$ ) раскрытием рудных минералов;
- гидродезинтеграции, при которой разрушение происходит как по межфазным границам минеральных зерен, так и по микротрещинам с высокой степенью ( $50\ldots 70\%$ ) раскрытия рудных минералов;
- гидроотбойки, при которой разрушение происходит преимущественно по системам микротрещин и трещин с нераскрытыми рудными минералами.

Результаты исследований показали, что в мармитовых рудах с пористостью  $20\div 35\%$  и пределом прочности на сжатие  $5\div 10$  МПа перемещающиеся со скоростью  $0,5\div 3$  м/с гидромониторные струи, формируемые насадкой диаметром 10 мм под давлением воды  $2,5\div 3,0$  МПа, обеспечивают следующие диапазоны параметров процесса разрушения рыхлосвязанных высокопористых мармитовых руд: производительность по пульпе от 40 до 60 т/час, производительность по твердому  $12\div 25$  т/час, удельный расход воды от 0,7 до 3 м<sup>3</sup>/т; плотность пульпы от 1,3 до 1,5 т/м<sup>3</sup>, радиусы разрушающего воздействия струи на рудный массив достигает  $2,0\div 3,0$  м.

Химико-минералогический и технологический анализ проб продуктов разрушения показал, что поточный процесс скважинного гидромониторного разрушения мармитовых руд, доставки и обезвоживания продуктов разрушения является по существу комбинированным процессом рудоподготовки, заменяющим обогатительные операции измельчения руды, классификации продуктов измельчения по крупности и их отмывки от минералов примесного состава. При этом происходит повышение содержания железа в рудном концентрате на  $1,5\div 2,5\%$  по сравнению с природным и снижение массовой доли кремнезема от  $3,0\div 1,5$  до  $0,9\div 0,5\%$ .

При гравитационном обогащении продуктов гидродезинтеграции на концентрационных столах были получены железорудные концентраты с массовым содержанием железа  $69,8\div 70,00\%$  и двуокиси кремния 0,1-0,2%, удовлетворяющие требованиям производств восстановленных железных и ферритовых порошков высшего качества (табл. 1).

Таблица 1

Сравнительная характеристика химического состава мармитовых концентратов и железных порошков ПЖВ – 1,2

Продукт	Химический состав, %									
	Fe	Si	Al	S	Ca	Mg	Mn	K	Na	п.п.п.
Концентрат	70	0,1	0,03	0,01	0,01	0,01	0,01	0,001	0,001	0,3
ПЖВ-1,2	70	0,1	0,1	0,01	0,01	0,02	0,04	0,01	0,03	0,3

Обобщение результатов проведенных исследований позволило разделить богатые мартитовые руды залежей Кривбасса на геотехнологические типы по основным критериальным геолого-технологическим характеристикам (табл. 2).

Таблица 2

## Классификация геотехнологических типов богатых маритовых руд Кривбасса

Геотехнологический тип руд		
Характеристика руд	Параметры	
	Пористость, $\eta, \%$	Прочность $[\sigma_{сж}], \text{МПа}$
Селективно-дизинтегрируемые		
Исключительно пористые, рыхло-сыпучие зон гипергенного разуплотнения железослюдково-маритовые и маритовые массы, рассыпающиеся при любой незначительной нагрузке в порошок. Структура губчатая с повсеместным развитием микрогранулированного кварца. Очень слабый межзерновой контакт. Легко выносятся при дренаже рудничных вод и разрушаются напорной струей воды до состояния рудо-породных зерен	$>35$	$0 \div 2$
Дизинтегрируемые		
Очень пористые, рыхлосвязанные с ослабленным контактом между зернами гранобластовой и объемной структуры, слаболитифицированные маритовые и железослюдково-маритовые массы, разрушающиеся напорной струей воды до состояния порошка.	$30 \div 35$	$2 \div 4$
Частично дезинтегрируемые		
Высокопористые, рыхлые маритовые умеренносцементированные массы с ковалентными связями, разрушающиеся напорной струей воды на мелкие фракции и порошок.	$25 \div 30$	$4 \div 7$
Отбиваемые		
Пористые, полурыхлые сцементированные маритовые массы разрушающиеся напорной струей воды по микротрещинам, трещинам высших порядков и порам	$20 \div 25$	$7 \div 15$

Общие ресурсы перспективных для скважинной гидродобычи геотехнологических типов богатых железных руд, составляют по рабочим горизонтам действующих шахт Кривбасса оценивается до глубины 2000 м в 22,7-45 млн. т.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Результаты исследований показали следующее:

закономерности и зависимости процесса гидромониторного разрушения богатых маритовых руд через скважины, учитывающие горно-геологические характеристики рудного массива, гидродинамические параметры и способ приложения гидромониторных струй, позволяют рационально управлять гранулометрическим составом руды, производительностью разрушения, формой и размерами образуемых полостей;

возможность гидромониторной отбойки в режиме селективной дезинтеграции высококачественных массивов маритовых руд с рабочих горизонтов шахт Кривбасса создают исключительно благоприятные предпосылки для организации производства уникальных по чистоте окислов железа с предельно высокими технолого-экономическими параметрами - продукции нового

технологического уровня для металлургии электросталей, железных порошков и ферритов.

#### *Список литературы*

1. **Ломовцев Л.А.** Технология комплексной переработки и использования богатых руд КМА. / Ломовцев Л.А., Максимов А.В., Журавлев Ф.М. и др. // Горный журнал. 1995. -№1. -С. 39-42
2. **Бабичев Н.И., Николаев А.Н.** Скважинная гидротехнология – новый способ освоения земных недр. / Горный журнал, -1995, -№1, -С. 14-18.
3. **Шавловский С.С.** Основы динамики струй при разрушении горного массива. –М.: Наука, 1979. -173 с.
4. **Никонов Г.П., Кузьмич И.А., Гольдин Ю.А.** Разрушение горных пород струями воды высокого давления. – М.: Недра, 1986. -143 с.
5. **Аренс В.Ж.** Физико-химическая геотехнология. -М.: Изд-во МГГУ, 2001. -655 с.
6. **Тарасютин В.М.** Горнотехнологическое обеспечение безопасной выемки рыхлосвязанных маритовых руд глубоких горизонтов месторождений Кривбасса // Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах гірничо-металургійного комплексу: Збірник наукових праць. –Кривий Ріг.: ДП «НДІБПГ». – 2008. –Вип. 9. -С. 19-30.,
7. **Тарасютин В.М.** Обоснование безопасного и эффективного процесса гидромониторного разрушения богатых железных руд через скважины // Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах гірничо-металургійного комплексу: Збірник наукових праць. – Кривий Ріг.: ДП «НДІБПГ». –2010. –Вип. 11. -С. 84-94.

УДК 622.8: 622.23.02

В.Я. ТАРАПАТА, канд. техн. наук, Криворожский технический университет  
Ф.И. КАРАМАНИЦ, В.С. РИЧКО, Ю.А.ПЛУЖНИК,  
ПАО «Кривбассжелезрудком»

### **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД И ЕГО ТРЕЩИНОВАТОСТИ СЕЙСМИЧЕСКИМ МЕТОДОМ**

Разработан и апробирован опытный образец сейсмоакустического прибора для определения физико-механических характеристик массива горных пород

Розроблений і апробований дослідний зразок сейсмоакустичного приладу для визначення фізико-механічних характеристик масиву гірських порід

Знание физико-механических свойств горных пород необходимо для обоснования геометрических параметров систем разработки, оценки устойчивости массива пород, их прочностных характеристик, расчета вида крепи и буровзрывных работ.

При определении физико-механических характеристик горных пород используются статический и динамический методы испытаний.

Наибольшее распространение получил статический метод, который по технологии производства является довольно трудоемким, требует мощного оборудования, тщательной подготовки образцов к испытаниям.

Преодолеть эти недостатки во многом позволяет динамический метод, с помощью которого физико-механические свойства пород определяются непосредственно в массиве. Характерной особенностью сейсмического метода является то, что результаты испытаний получают не в виде непосредственных значений свойств пород, а в виде косвенных показателей – скорости или времени распространения упругих волн, собственной частоты колебаний исследуемого образца или горного массива.

В скальных массивах решающее влияние на устойчивость выработок оказывает трещиноватость горных пород. Раздробленность массива системами трещин приводит к возникновению эффекта структурного ослабления, который проявляется в снижении прочности трещиноватого массива, по сравнению с прочностью образца. На величину структурного ослабления оказывают влияние ориентировка трещин, интенсивность трещиноватости, сцепление по трещинам.

Предельные напряжения на сжатие имеют связь с сцеплением, которое выражается эмпирической зависимостью [1].

$$K = (0,4 \div 0,5) \sigma_{сж} \operatorname{tg} (45 - \frac{\varphi}{2}), \quad (1)$$

где  $\sigma_{сж}$  - сопротивление одноосному сжатию Н/м<sup>2</sup>;

$\varphi$  - угол внутреннего трения.

Трещиноватость пород массива и качество межтрещиноватых контактов можно оценить сейсмическим методом, используя геофизические показатели трещиноватости  $B_e$  и  $K$  [2].

$$B_e = (\frac{V_{po}}{V_{pi}})^2 - 1 \quad (2)$$

$$K = (\frac{\mu_i}{\mu_o}) \quad (3)$$

где:  $V_{po}$  - скорость продольной сейсмической волны в отдельностях, составляющих массив;

$V_{pi}$  - скорость продольной волны в направлении  $i$ ;

$\mu_i$  и  $\mu_o$  - коэффициенты Пуассона в нарушенном и сохранном массиве соответственно.

В окрестностях подземных горных выработок в массиве, после пробуривания скважины в начале определяют местоположение чередующихся концентрически расположенных вокруг выработок трещиноватых и ненарушенных зон (зон дезинтеграций). Исходя из этих данных определяют тип крепи для горных выработок.

Для руд и железистых кварцитов установлена зависимость между скоростью распространения продольных волн и временным сопротивлением одноосному сжатию [ 3 ].

Уравнение имеет вид степенной функции

$$C_p = 340 + 24,4 \cdot 10^{-3} \sigma_{сж} \quad (4)$$

где  $C_p$  - скорость распространения продольной волны.

Приближенная оценка прочности руд и пород может быть определена по следующей формуле [ 3 ]

$$\sigma_{сж} = 11,2 (C_p)^{11,96} \quad (5)$$

Зависимость между продольной волной и крепостью  $f$  имеет вид степенной функции

$$C_p = 340 + 736 \cdot f^{0,64} \quad (6)$$

График зависимости скорости продольных волн от крепости  $f$  построен по данным представленным в работах [3,4] (рис. 1). Скорость прохождения импульсной звуковой волны определяется по формуле

$$C_p = l / t, \text{ м/сек} \quad (7)$$

где  $l$  - длина базы измерений, м;  $t$  - время прохождения импульсов через массив, сек.

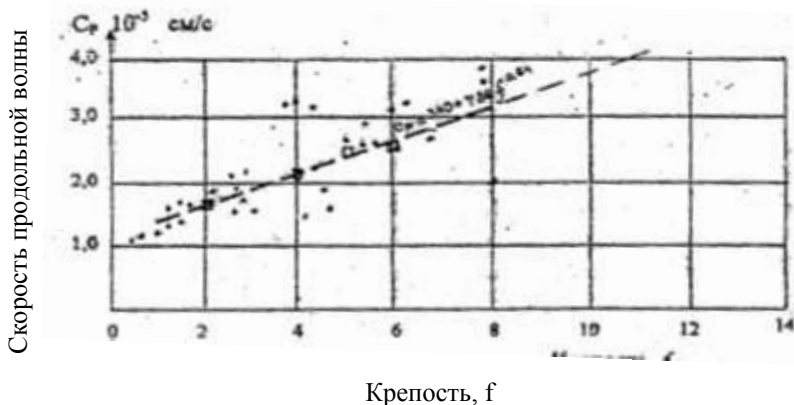


Рис. 1. График зависимости скорости продольных волн от крепости  $f$

На рис. 2 показан сейсмоакустический зонд состоящий из двух датчиков соединенных между собой специальной штангой. С помощью такой штанги можно менять шаг профилирования от 1 до 2 м.

Датчики разработаны под скважину диаметром 105 мм. Он состоит из корпуса, где размещен пьезодатчик, который в скважине на определенной глубине при помощи пневматической системы прижимается к стенке, создавая акустический контакт.



Рис. 2. Сейсмоакустический зонд

С помощью высокочастотного кабеля датчики подключают к ноутбуку.

Высокую точность определения скорости упругих волн в скважине можно получить методом продольного профилирования.

Для этого в скважину с помощью штанг помещают сейсмоакустический зонд и пьезодатчики. На заданной базе (1-2 м) прижимают к стенке скважины. Создают импульс (удар, взрыв детонатора), который фиксируют пьезодатчики и по высокочастотному кабелю попадают в ноутбук записывая информацию на двух каналах. По формуле (7) при заданной длине базы измерения  $\ell$  и времени прохождения импульсов через массив  $t$  определяют скорость продольной волны. Затем по формулам (5; 6) определяют прочность и крепость рудного массива.

Проведены лабораторные испытания разработанной аппаратуры на бетонных сваях (скорость прохождения волн 3200-4000 м/с), где скорость составила в среднем 3390 м/с.

Результаты шахтных сейсмоакустических измерений скорости продольных волн в блоке 144-149 гор. 1152 м представлены в таблице.

Таблица 1

Результаты шахтных сейсмоакустических измерений скорости продольных волн в блоке 144-149 гор. 1152 м на ш. «Октябрьская»

№	Расстояние закладки прибора от устья скважины, S, м.	Расстояние между датчиками прибора, база. S. м.	Частота дискретизации (норма отбора), Гц.	Битовая глубина bit.	Кол-во импульсов, N.	Время N импульсов, дельта t, сек. $\Delta t = \frac{N}{\nu}$	Скорость прохождения звуковой волны в породе. V, м/сек. $V = \frac{S}{\Delta t}$	Крепость, f
	Скважина 35°							
1	1,5	2,0	22050	24				
2	3,0	2,0	22050	24				
3	4,5	2,0	22050	24	21	$9,5 \cdot 10^{-4}$	2100,0	4,5

Продолжение таблицы 1

№	Расстояние за- кладки прибора от устья скважи- ны, S, м.	Расстояние между датчиками прибора, база. S. м.	Частота дискрип- тов (норма отбора), Гц	Битовая глубина bit.	Кол-во импульсов, N.	Время N импульсов, дельта t, $\Delta t = \frac{N}{\nu}$ сек.	Скорость прохождения звуковой волны в по- роде. V, м/сек. $V = \frac{S}{\Delta t}$	Кр еп ост ь , f
4	6,0	2,0	22050	24	12	$5,4 \cdot 10^{-4}$	3675,0	9,5
5	7,5	2,0	22050	24	14	$6,3 \cdot 10^{-4}$	3150,0	8. 0
6	8,5	2,0	22050	24	8	$3,6 \cdot 10^{-4}$	5512,5	
	Скважина 47°							
7	1,5	2,0	22050	24	21	$9,5 \cdot 10^{-4}$	2100,0	4,5
8	3,0	2,0	22050	24	18	$8,1 \cdot 10^{-4}$	2450,0	5,5
9	4,5	2,0	22050	24	24	$10,8 \cdot 10^{-4}$	1837,5	2,5
10	6,0	2,0	22050	24	95	$43 \cdot 10^{-4}$	464,2	1,0
11	7,5	2,0	22050	24	33	$14,9 \cdot 10^{-4}$	1336,4	1,0
12	9,0	2,0	22050	24				
13	10,5	2,0	22050	24	40	$18,1 \cdot 10^{-4}$	1102,5	1,0
14	11,5	2,0	22050	24	30	$13,6 \cdot 10^{-4}$	1470,0	1,5
	9 веер, скважина 41°							
15	1,5	2,0	22050	24	41	$18,5 \cdot 10^{-4}$	1075,6	1,0
16	3,0	2,0	22050	24	103	$46,7 \cdot 10^{-4}$	428,2	1,0
17	4,5	2,0	22050	24	26	$11,8 \cdot 10^{-4}$	1696,2	2,5
18	6,0	2,0	22050	24	105	$47,6 \cdot 10^{-4}$	420,0	1,0
19	7,5	2,0	22050	24				
20	9,0	2,0	22050	24	18	$8,1 \cdot 10^{-4}$	2450,0	5,5
21	10,5	2,0	22050	24	110	$49,8 \cdot 10^{-4}$	400,9	1,0
22	12,0	2,0	22050	24	36	$16,3 \cdot 10^{-4}$	1225,0	1,0
23	13,5	2,0	22050	24				
24	15,0	2,0	22050	24				
	10 веер 47°							
25	1,5	2,0	22050	24	29	$13,1 \cdot 10^{-4}$	1520,7	2,0
26	3,0	2,0	22050	24				
27	4,5	2,0	22050	24	45	$20,4 \cdot 10^{-4}$	980,0	1,0
28	6,0	2,0	22050	24				
29	7,5	2,0	22050	24				
30	9,0	2,0	22050	24	80	$36,3 \cdot 10^{-4}$	551,3	1,0
31	10,5	2,0	22050	24	37	$16,8 \cdot 10^{-4}$	1191,9	1,0
32	12,0	2,0	22050	24				
33	13,5	2,0	22050	24				

Таким образом, разработанная сейсмоакустическая аппаратура позволяет определить прочностные характеристики горного массива и его трещино-



ватость с меньшей трудоемкостью, повышая степень надежности опытных данных.

#### *Список литературы*

1. **Ю.И. Туринцев.** Прочность скальных горных пород в массиве. Изв. вузов, Горн. Ж. 1966. -№7.
2. **Н.Н. Мельников, Ю.А. Епимахов, Н.Н. Абрамов.** Научные основы интенсификации введения большепролетных подземных сооружений в скальном массиве – Апатиты: Издательство Кольского научного центра РАН, 2008.
3. **В.Т. Глушко, В.Г. Борисенко.** Инженерно - геологические особенности железорудных месторождений. –М.: «Недра», 1978.
4. Типовые проекты формы технического расчета массового взрыва и методические указания по их составлению. –НИГРИ, 1977.

УДК 622.235

А.П. СТАНКОВ, аспирант, Криворожский технический университет

### **ВЛИЯНИЕ МАСШТАБА ВЗРЫВА И УДЕЛЬНЫХ ЗАТРАТ ЭНЕРГИИ НА КАЧЕСТВО ДРОБЛЕНИЯ ВЗОРВАННЫХ ПОРОД**

Основываясь на общепринятых представлениях о механизме разрушения горных пород, приведены аналитические зависимости, позволяющие решать технологические задачи буровзрывного комплекса.

Ґрунтуючись на загальноприйнятих уявленнях про механізм руйнування гірських порід, наведені аналітичні залежності, які дозволяють вирішувати технологічні завдання буро-вибухового комплексу.

**Ключевые слова:** масштаб взрыва, удельные затраты энергии, буро-взрывные работы, взорванные породы.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Известно, что качество дробления горных пород взрывом зависит во многом от масштаба взрыва. Однако, каких либо зависимостей, в этом плане, которые позволили бы решать технологические задачи, нет.

**Постановка задачи.** Целью данной работы является проведение аналитических исследований по влиянию удельных затрат энергии на качество дробления взорванных пород.

**Изложения материала и результаты.** Гранулометрический состав взорванной массы наилучшим образом описывается широко известным двухпараметрическим уравнением Розина-Раммлера:

$$\gamma_{+n} = e^{-\left(\frac{H}{d_{cp}}\right)^n}, \quad (1)$$

где  $\gamma_{+n}$  - весовой выход кусков (в долях единицы) размерами больше 400 мм;

$d_{cp}$  - диаметр среднего куска, мм;

$n$  - показатель рассеяния значений кусков вокруг среднего.

Исследования, проведенные на фактическом материале в 1000 раз и удельных расходов ВВ в 30 раз величина показателей  $n$  от этих факторов не зависит и для значений  $H > d_{cp}$  равен  $n=1$ . Однако при определении выходов фракций меньше  $d_{cp}$  показатель  $n$  имеет тенденцию к уменьшению. Уточненная зависимость (1) выглядит следующим образом

$$\gamma_{+n} = e^{-\frac{H}{d_{cp}}} \begin{matrix} n=1 & H \geq d_{cp} \\ n = \frac{2}{3} & d_{cp} > H \end{matrix} \quad (2)$$

В практике горных работ интерес представляют выходы крупных кусков размером больше  $d_{cp}$ , что можно определить по упрощенной формуле:

$$\gamma_{+n} = e^{-\frac{H}{d_{cp}}} \quad (3)$$

Влияние основных линейных параметров взрыва- линии наименьшего сопротивления, диаметра заряда и удельного расхода ВВ на диаметр среднего куска посвящено достаточно много исследований. В ряде работ установлено, что диаметр среднего куска увеличивается пропорционально диаметру заряда в степени 1, 2/3, 1/2 [1-3]. В этих же и других работах даны формулы и зависимости от удельного расхода ВВ и прочностных свойств пород. Общий недостаток этих зависимостей тот, что они применимы только в том узком диапазоне экспериментальных данных, в котором они получены.

Аналитическая обобщенная зависимость диаметра среднего куска от линии наименьшего сопротивления и удельного расхода ВВ равна

$$d_{cp} = \frac{A^{\frac{2}{3}} \cdot \omega^{\frac{1}{3}}}{q^{\frac{2}{3}}}, \text{ м}, \quad (4)$$

где  $A$  - удельная энергоемкость взрывного разрушения, кг/м<sup>2</sup>;

$\omega$  - линия наименьшего сопротивления, м;

$q$  - удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Проверка зависимости (4) осуществлялась по данным лабораторных и промышленных взрывов железистых кварцитов, проведенных по данным литературных источников.

В силу больших трудностей в подборе данных по взрыванию одной разновидности были отобраны взрывы, произведенные в кварцитах и гранодиоритах, имеющих примерно равную сопротивляемость разрушению.

По результатам лабораторных взрывов железистых кварцитов карьера ИнГОКа была определена удельная энергоемкость разрушения  $A=0,05$  кг/м<sup>3</sup>. Таким образом, для прогноза диаметра среднего куска получена расчетная формула:

$$d_{cp} = \frac{0,13 \cdot \omega^{\frac{1}{3}}}{q^{\frac{2}{3}}}, \text{ м}. \quad (5)$$

По этой формуле вычислены значения  $d_{cp}$ . Анализ расчетов показывает, что при изменении линии наименьшего сопротивления с 0,1 до 125 м, удельного расхода от 0,7 до 25 кг/м<sup>3</sup>, величины заряда от 5 кг до 60 тыс. тонн, то есть более чем на 10 порядков, относительные отклонения расчетных  $d_{cp}^*$  до фактических  $d_{cp}$  по величине не превышает 15 %, что свидетельствует о хорошей сходимости модели с фактическими данными о взрывном дроблении. Анализ формулы (4) показывает, что зависимость диаметра среднего куска от удельного расхода ВВ более острая, чем от масштаба взрыва. Значения удельной энергоемкости этих пород ( $A=0,05$  кг/м<sup>3</sup>), что по своему порядку близко к значению этого же показателя для шведских пород - 0,07 кг/м<sup>3</sup>, приведенного в работе [4]. Из формулы (5) вытекают важные следствия:

$$\frac{d_{cp1}}{d_{cp2}} = \frac{\omega_1}{\omega_2} = \left( \frac{d_{zap1}}{d_{zap2}} \right)^{\frac{1}{3}}, \text{ при } q=\text{const}, \quad (6)$$

$$\frac{d_{cp1}}{d_{cp2}} = \left( \frac{q_1}{q_2} \right)^{\frac{2}{3}}, \text{ при } \omega=\text{const}, \quad (7)$$

$$\frac{q_1}{q_2} = \left( \frac{\omega_1}{\omega_2} \right)^{\frac{1}{2}} = \left( \frac{d_{zap1}}{d_{zap2}} \right)^{\frac{1}{2}}, \text{ при } d_{cp}=\text{const}, \quad (7)$$

Формула (6) показывает, что при переходе на диаметр заряда, больший предыдущего в  $K$  раз, для достижения равного дробления необходимо удельный расход ВВ увеличить в  $\sqrt[3]{K}$  раз.

Формула (7) показывает, что при переходе на диаметр заряда, больший предыдущего в  $K$  раз, для достижения равного дробления необходимо удельный расход ВВ увеличить в  $\sqrt{K}$  раз.

Согласно работе [1] диаметр среднего куска пропорционален  $d$ , а в работе [2] -  $d^{\frac{2}{3}}$ . В этом случае расчет диаметра среднего куска для ядерного взрыва с линией наименьшего сопротивления 125 м дала бы значение соответственно 21 м и 2,0 м, т.е. намного больше, чем фактическое значение (0,25 м). Формула (4) выведена из предположения, что размеры кусков определяются густотой радиальных трещин, образованных прямой волной, то есть эта густота не зависит от наличия свободной поверхности. Вследствие этого формулу (4) можно интерпретировать следующим образом:

$$d_{cp} = l_{cp} = \frac{A^{\frac{2}{3}} R^{\frac{1}{3}}}{q_R^{\frac{2}{3}}}, \quad (8)$$

где  $l_{cp}$  – среднее расстояние между трещинами в сфере, ограниченной радиусом  $R$ ;

$q_R$  – удельный расход ВВ в объеме породы, ограниченном радиусом  $R$ .

**Выводы.** Разработанные зависимости (2-7) позволяют решать ряд технологических задач, связанных с производством буровзрывных работ. Так в силу ряда причин в настоящее время на карьерах просматривается тенденция к увеличению диаметра скважин при обурировании блоков. При переходе на большие диаметры, новые параметры сетки скважин определяются опытным путем. Найденные зависимости позволяют произвести более строгий анализ изменения качества дробления при различных подходах к этому процессу. При сохранении удельных расходов ВВ постоянными, постоянными останутся также удельные объемы бурения. При этом удельные затраты по ВВ останутся неизменными, но уменьшатся удельные затраты бурения, так как согласно работе [4] они уменьшаются с увеличением диаметра скважины обратно  $\sqrt{d_{ск}}$ . Согласно зависимости (7), чтобы сохранить достигнутое качество дробления, с увеличением диаметра необходимо увеличить удельный расход ВВ пропорционально  $\sqrt{d}$ , то есть суммарные затраты будут возрастать.

#### *Список литературы*

1. **Азаркович А.Е.** Определение параметров взрывания скважинными зарядами, обеспечивающими заданный выход негабарита. –М.: Горный журнал, №8, 1985, -С. 30-31.
2. **Ковлер И.М., Резник Я.И.** Определения диаметра среднего куска взорванной горной массы // Горный журнал, №5, 1977, -С. 40-41.
3. **Кугузов Б.Н., Вареничев А.А.** Выбор рационального диаметра взрывных скважин на карьерах // Горный журнал, №8, 1976, -С. 37-39.
4. **Лангефорс Х., Кильстрем Б.** Современная техника взрывной отбойки горных пород. –М.: Недра, 1968, -150 с.

УДК 621.3.029.4:622.785

S.V. FILATOV, A.S. FILATOV, Krivoy Rog Technical University

### **DECREASE OF IRON-ORE TRANSPORTATION COST PRICE BY SUPERSIZE TRUCKS AT THE EXPENSE OF ROLLING COEFFICIENT REDUCTION**

The article considers the methods, which will help reduce the consumption of combustible-lubricating materials, increase the efficiency of supersize trucks and complexity of maintenance, current repair, thereby ensuring that will enhance the safety of movement of supersize trucks, and their exchange rate stability, as well as will reduce the volume of stripping at the widening of pitwalls.

В статье рассматриваются методы, которые помогут снизить расход горючесмазочных материалов, повысить эффективность работы большегрузных карьерных автосамосвалов и трудоемкость технического обслуживания, текущего ремонта, который тем самым повысит безопасность движения карьерных автосамосвалов, и их кур-

совую стойкость, а также уменьшит объем вскрышных работ при разное бортов карьеру.

В статті розглядаються методи, які допоможуть знизити витрати паливно-мастильних матеріалів, підвищити ефективність роботи великовантажних кар'єрних автосамоскидів та працеемкість технічного обслуговування, поточного ремонту, що тим самим підвищить безпеку руху кар'єрних автосамоскидів, і їх курсову стійкість, а також зменшить об'єм вскрышних робіт при рознесенні бортів кар'єру.

**The problem and its connection with scientific and practical tasks.** The work theme coincides with the project program «TACIS» introduced in Ukraine, concerning increase of combustive-lubricating materials efficiency use. This project has the purpose to help Ukrainian government to develop and introduce power saving technologies into motor transport and to reduce requirements for combustive-lubricating materials. Relative density of transportation costs in overall specific expenses of mining operations at pit depth of 50-70 m makes 35-40 %, and at depth of 50-65 % - 250-300 m. Still the bigger cost transportation expenses will have in pits with project depth of 650-700 m. Thus transportation can expenses up grow to 70 % from the overall expenses on mining operations.

**The analysis of researches and publications.** Nowadays, part of mining by open-pit method in ferrous metallurgy exceeds 80 %, non-ferrous – 70 %, to coal industry – 50 %, non-metallic – almost 100 %. The analysis of work of operating pits, studies of mining-technical terms, their exploitation, testifies that the main problem of the open-pit mining is becoming by the transport problem. Without regarding to the equipment of pits by a new transport equipment, trucks by a carrying capacity 110 tons and higher, improvement of technology and organization of production, the prime price of mining of 1 t of raw ore grows with every year.

By such method a decision of task on the grounding of parameters of pit motorways is actual.

With a transition from the planned economy to to market relations considerable changes happened in the structure of domestic mining-metallurgical complex of Ukraine. Extraordinarily quickly, passing the row of the organizational stages, it began to develop due to conception about development of mining-metallurgical complex of Ukraine to 2016 year, which is approved by Decision of Verkhovna Rada. It is in particular marked that one of basic operating of mining-metallurgical complex conditions is reorientation of production process on resource-saving technologies. Exactly to this pressing question for Ukraine this article is devoted, with the purpose of the cost cutting on transporting of iron-ore heavy pit trucks and the same considerably to cut prime cost the finished good, that enable to compete Ukrainian mining raw material at the international market of iron-ore.

**Statement of the problem.** The substantiation of parameters of a pit ramp and its cross-section profile, and working out of methodical recommendations concerning building of a new cross-section profile of a pit ramp which will raise overall performance of supersize trucks is offered. The cost price of transportations, expenses of combustive-lubricating materials means, deterioration of autotypes, labor input of maintenance service and servicing at the expense of decrease in fac-

tor of resistance of movement and pressure in a stain of contact of a wheel with road, thereby will raise trucks safety, and also will reduce stripping at pit-walls widening.

**Statement of a material and results.** Influence of constructive corners of installation of operated wheels on parameters of movement of a supersize truck.

As it is known from a car design, a wheel, has incline and toe-in. In a design of a supersize truck there is a incline and toe-in. If to look at front of the car at wheels (a Fig. 1) it is visible that the prout-axle pivot deviates a vertical on a corner  $\alpha$  – a corner of inclined. In this connection, the distance between the top and bottom parts of a wheel isn't identical. From above this distance will be bigger, and from below – smaller.

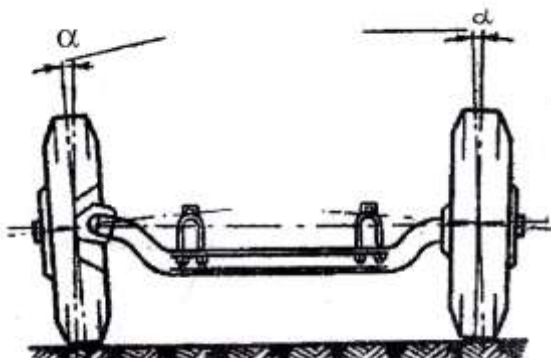


Fig. 1. Wheels disorder angle

If to look at front wheels from above, we will see that planes in which lie wheels, deviate a longitudinal vertical axial plane of the car, that is wheels have ascensions. (A Fig. 2). The ascension size is a difference of distance between wheels along the edges of their rims in front and behind (A-B); regulate it, changing length of cross-section draft.

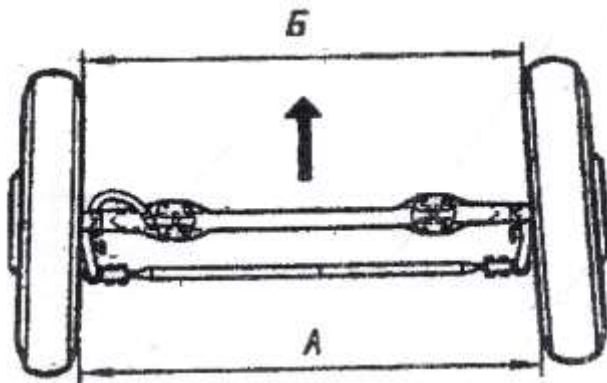


Fig. 2. Convergence of wheels angles

Prout-axle pivot and wheels are established so that to raise firmness of operated wheels during the car movement and to facilitate driving of them. Sizes of angles of installation prout-axle pivot, a angle of disorder of wheels and their ascension for each car of a steel [1-2].

Thus, by means of an inclination prout-axle pivot in longitudinal and cross-section directions automatic stabilization of forward wheels which supervise over direction of movement and forces which arise at rotation of inclined wheels also is provided.

On supersize trucks of mark of BelAZ, KOMATSU, KATERPILLAR various designs of a steering trapeze are applied. The steering trapeze is applied to truck of BelAZ-7512 with rotary cylinders 1, damping the device 2, and cross-section steering draft 3. The difference between the sizes A and B also should be no more than 5 mm, and an exit to a rod, the cylinder of turn  $B=325\pm 2$  mm (a Fig. 3) [3-6].

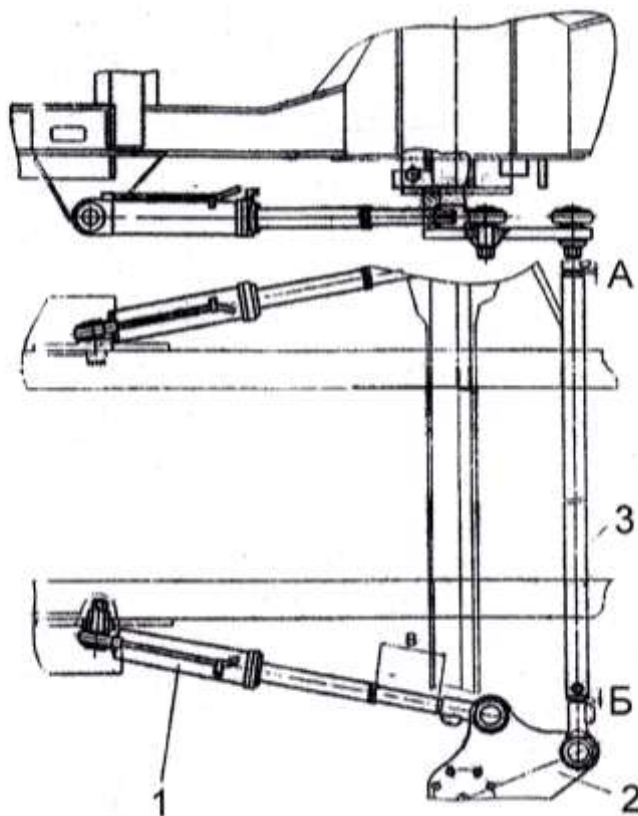


Fig. 3. A steering trapeze of a supersize truck BelAZ-7512

At angle of lift, equals to  $4-5^\circ$ , capacity which is spent on wheel movement, approximately exceeds capacity by 3 times which is spent at rectilinear movement

of these wheels. Thus the momentum force necessary for rolling of a wheel with input, can be several times more forces which needs to be put to it at rolling without pull.

Slope angles of front axle pivot on some supsize trucks are resulted in Tab. 1

Table 1

Angles of slope front axle pivot on supsize trucks

Truck mark	angle of camber	Angle of wheels convergence A-B, (mm)
БелА3-7512	0,5-1	5-7
KOMATSUHD-1200	0,5-1	5-7
KAT 725	0,5-1	5-7

Force which establishes operated wheels in a rectilinear direction is called as force of lateral input of a wheel and she constantly tries to turn out wheels to perpendicularly longitudinal axes of the car, this force also causes also a lateral deflection of the tire. Truck wheels which move, should slide in parallel each other, thus under the influence of the lateral elastic tire and force of withdrawal, a wheel, want to be developed: right – on the right, and left – on left. It will cause some sliding of the tire and will increase its deterioration. To reduce this sliding, a wheel is assembled with some convergence.

Change of the tire form under the influence of normal loading.

The tire directly adjoins to a road surface. Being pumped with air, it becomes elastic and capable to accept the big loadings. Under the influence of external loading the tire receives difficult deformation. This deformation for convenience of studying usually divide on simpler: normal (radial), circular (tangential), longitudinal, cross-section (lateral) and angular.

Under the influence of normal loading whole tire, all its elements is deformed. In different points of a circle of a wheel and a tire profile this deformation has different size. If rolling wheels is absent, tire deformation on a circle is distributed symmetrically concerning a vertical plane which passes through a wheel axis. The tires of a radial and diagonal design pumped up by air in a longitudinal plane of a wheel have the circle form. Under the influence of normal loading this form of various types of tires changes differently.

On size and character of distribution of specific pressure considerable influence has a wheel inclination to road.

With growth of slope angle of a wheel to road non-uniformity of distribution of specific pressure grows. Especially big non-uniformity of distribution of specific pressure is observed in a direction of a cross-section axis of contact. Pressure diagram on a contact plane has symmetry axes. The contact form is very deformed and isn't similar to an ellipse or an oval [7]. A Fig. 4.



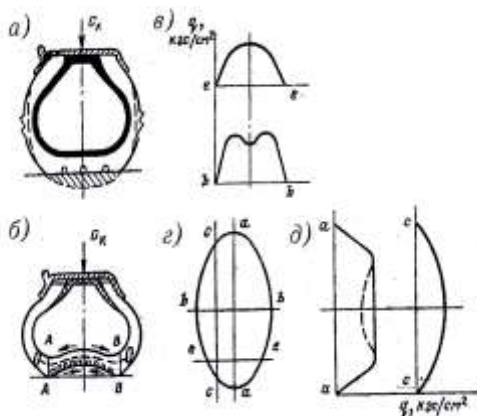


Fig. 4. Distribution of pressure on a plane of contact of a motionless wheel which leans against a rigid surface: – a tire profile at normal loading on a wheel; – a tire profile at very heavy load; – distribution of specific pressure in contact; – section of a stain of contact of a wheel; – pressure diagram of distributions of specific pressure

Analyzing influence of loading on the tire of a supersize truck, it is possible to draw a conclusion that deformation of the tire of a supersize truck is difficult physical process because the tire is deformed not only under weight of vertical load, but also under size horizontal and tangents of forces.

In practice operation normal rigidity depends on a number of factors, namely from dynamic modes of load, the form of a basic surface, the form and the sizes non-uniformity, temperature and tire materials.

Influence of deformation of the tire of a supersize truck on its resistance of movement.

At transition from a motionless wheel to what rotating in a range of speeds 0-5 км/ч, and for separate tires, – to 30 км/ч, falling of rigidity of the tire which for diagonal tires makes from 10 to 20 %, for radial – from 2 to 8 % is observed. This phenomenon is connected with a relaxation in rubber and a cord, and also with non-uniform rigidity on a circle of the tire and with sliding places in a stain of contact which in radial tires is much less, than at the diagonal.

With growth of speed, from 3-5 км/ч, rigidity of all tires which is connected with increase in lateral walls to a frame grows.

Resistance of movement of the tire on a road surface is found out mainly through a material hysteresis, that is a tire deflection. On the basis of experimental data, energy expenses are distributed thus: internal hysteresis expenses make 90-95 %, a friction between the tire and road of 2-10 %, air resistance of 1,5-3,5 % [7-8]

**The conclusions and recommendations.** That's why, decrease in the cost price of transportation of iron ore by supersize trucks at the expense of factor reduction growing rolling wheels, is an actual problem both mining-metallurgical industry and economy, ecology and transport.

## References

1. Доценко І.К., Шагомяло М.І. Автомобіль. -К.: Радянська школа 1961, -329 с.
2. Белорусский автозавод «Карьерный самосвал БелАЗ-7512 и его модификации. Дополнения к руководству по ремонту и эксплуатации» Жодино. –1996, -313 с.
3. Карьерный самосвал БелАЗ-7512. На англ. яз.; Изд-во «Внешторг Белавто-МАЗ». -М.: 1999.
4. Caterpillar, KAT-785. Caterpillar, Inc., Printed in Switzerland 1990
5. Komatsu Mining Systems, Inc., Komatsu-530M., Printed in USA 1997.
6. Komatsu Mining Systems. Каталог продукции, напечатано в США, 1998.
7. Кнороз В.И. и др. Работа автомобильной шины. -М.: Транспорт, 1976. –238 с.
8. Дж. Вонг. Теория наземных транспортных средств. Перевод с англ. –М.: «Машиностроение», 1982, -238 с.

УДК 624.046

О.І. ВАЛОВОЙ, канд. техн. наук, доц., О.Ю. СРЬОМЕНКО, канд. техн. наук.  
Криворізький технічний університет

## **ЕФЕКТИВНІСТЬ ДЕФОРМАЦІЙНОЇ МОДЕЛІ РОЗРАХУНКУ ПРИ ОЦІНЦІ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ ЗАЛІЗОБЕТОННОГО ЗГІНАЛЬНОГО ЕЛЕМЕНТА**

Наведено алгоритм та методика розрахунку міцності нормальних перерізів залізобетонних згинальних елементів за проектом нових національних норм. Виконано порівняння ступеню надійності розрахункових формул. Проведено обробку дослідних даних, зроблено висновки.

Приведён алгоритм и методика расчёта прочности нормальных сечений железобетонных изгибаемых элементов по проекту новых национальных норм. Выполнено сравнение степени надёжности расчётных формул. Проведена обработка экспериментальных данных, сделаны выводы.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** Класична теорія розрахунку залізобетонних елементів багаторазово зазнавала критики, але, перші намагання побудувати розрахунок залізобетонних конструкцій, виходячи зі стадії руйнування, завдяки чисто емпіричному напрямку не були конкурентом теорії пружного бетону. Разом з цим, вчені відмічали, що майбутня теорія залізобетону буде побудована на базі пружнопластичних деформацій бетону та арматури.

Сучасний етап розвитку теорії залізобетону тісно пов'язаний з деформаційною моделлю перерізів Євростандартів.

**Аналіз досліджень і публікацій.** Останніми роками знаходить широке застосування метод перерізів з використанням деформаційної моделі, яка дозволяє з єдиних універсальних позицій розраховувати залізобетонні елементи будь-якої форми поперечного перерізу, з різноманітними арматурою та бетоном. Характерною особливістю моделі є застосування, крім рівнянь рів-

До впровадження деформаційних методів розрахунку в теорії залізобетону традиційно розглядали переріз, який проходить по тріщині. Останнє положення має ряд недоліків. По перше, будь-які припущення про форму епюри напружень і її максимальну ординату в перерізі з тріщиною – дуже наближені, тому що над тріщиною виникає занадто складний напружений стан, помножений на неоднорідність бетону. По-друге, для перерізу з тріщиною практично неможливо скористатися законом розподілу деформацій за висотою, а саме поняття деформацій умовне.

- за розрахунковий приймають переріз, деформації якого дорівнюють середнім по довжині блоку між тріщинами, якщо вони утворюються;

- зв'язок між напруженнями та деформаціями стиснутого бетону приймають у вигляді криволінійних діаграм з додільною гілкою, при цьому допускається використання спрощеної – білінійної діаграми (рис. 1, а);

- опір розтягнутої зони бетону допускається не враховувати;

- опір розрахункового перерізу вважається вичерпаним, якщо деформації крайніх стиснутих волокон бетону та деформації розтягнутої арматури досягають граничних значень.

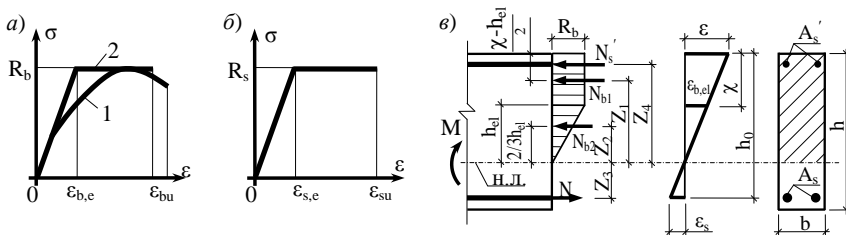


Рис. 1. До розрахунку міцності нормальних перерізів залізобетонних невідсилених елементів: а – дійсна (1) та спрощена (2) діаграма “напруження-деформації” важкого бетону; б – діаграма “напруження-деформації” м’якої арматурної сталі; в – схема зусиль, напружень і деформацій у розрахунковому перерізі.

283

формування бетону, арматури та деформаційному способі розрахунку (рис. 1, а, б).

**Постановка завдання.** Метою проведених досліджень була перевірка ступеню надійності розрахункових формул наближеної (згідно з діючими нормами) і більш точної (деформаційний метод) методик розрахунку залізобетонних елементів за першою групою граничних станів, шляхом розрахунку міцності нормальних перерізів експериментальних зразків балок.

**Викладення матеріалу та результати.** У відповідності до програми випробувань були виготовлені балки прямокутного поперечного перерізу розміром 100×200 мм і довжиною 2000 мм. При цьому армування балок приймали з такого розрахунку, щоб у нормальному перерізі виконувалась нерівність  $\xi > \xi_R$ .

Короточасні випробування балок проводили за схемою однопрольотної вільно лежачої балки, навантаженої двома зосередженими силами в третинах прольоту.

Визначення міцності нормального перерізу балок у відповідності до проекту норм було здійснено як для прямокутного залізобетонного елементу з подвійним армуванням (рис. 1, в).

Основною дією в процесі визначення міцності перерізу залізобетонного елемента є перевірка рівняння рівноваги суми проекцій внутрішніх сил, що діють у перерізі, на повздовжню вісь елемента [1]

$$N_{b1} + N_{b2} + N'_s - N_s = 0 \quad (1)$$

або в розгорнутому вигляді

$$\frac{R_b \cdot b}{2 \cdot \chi} [2 \cdot (\varepsilon_{b1} - \varepsilon_{b,ei}) + \varepsilon_{b,ei}] + \sigma'_s \cdot A'_s - \sigma_s \cdot A_s = 0 \quad (2)$$

за умови  $\varepsilon_{b1} = \varepsilon_{bu}$  та  $\varepsilon_s = R_s / E_s$ ;  $\varepsilon_{su} = 1 \cdot 10^{-5}$ ;  $\sigma'_s = R_{sc}$ ;  $\sigma_s = \varepsilon_s \cdot E_s$ .

$$\text{У формулі (2) } \chi = \frac{1}{r} = \frac{\varepsilon_{b1} + \varepsilon_{si}}{h_0};$$

$$\varepsilon_{b,ei} = \frac{R_b}{E_b} \quad (3)$$

Значення величин  $\varepsilon_{bu}$ ,  $R_b$ ,  $E_b$ ,  $R_s$ ,  $E_s$  - фактичні значення дослідних міцнісних та деформативних характеристик матеріалів.

За результатами обчислення рівняння (2) можуть бути реалізовані два випадки: 1) ліва частина – більша за нуль, що свідчить про недостатність армування перерізу; 2) ліва частина – менша за нуль, що означає переармування перерізу.

Перевірку рівняння рівноваги (2) виконують методом послідовних наближень [1]. Коли переріз переармовано, послідовно зменшують величину відносних деформацій арматури  $\varepsilon_{s1}$  на величину  $\Delta \varepsilon'_{s1} = 0.1 \cdot \varepsilon_{su}$ . Послідовне зменшення відносної деформації виконують, доки ліва частина рівняння (2) не змінить знак.

Граничний згинальний момент  $M_{uit}$ , що сприймає переріз, визначається відносно нейтральної вісі перерізу балки за формулою

$$M_{uit} = \frac{R_b \cdot b}{6 \cdot \chi^2} (3 \cdot \varepsilon_{b1}^2 - \varepsilon_{b,ei}^2) + \sigma_s \cdot A_s \left( h_0 - \frac{\varepsilon_{b1}}{\chi} \right) + \sigma'_s \cdot A'_s \left( \frac{\varepsilon_{b1}}{\chi} - a'_1 \right) \quad (4)$$

При обчисленні згинального моменту  $M_{uit}$  використовують величини  $\varepsilon_{b1}$ ,  $\varepsilon_s$ ,  $\chi$ ,  $\sigma_s$  отримані на останніх циклах ітерацій при рішенні рівняння (2).

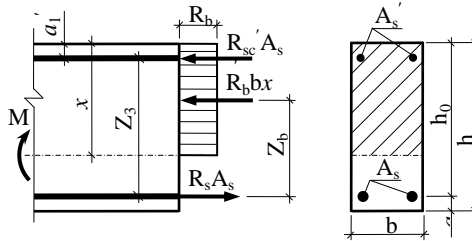


Рис. 2. Схема зусиль та епюра напружень у розрахунковому перерізі

Згідно з вимогами норм [3], визначення міцності нормальних перерізів залізобетонних балок, зважаючи на те, що вони проектувалися з підвищеним відсотком армування розтягнутої зони, тобто  $\xi > \xi_R$  (рис. 2) зводилося до обчислення співвідношення

$$M_u = a_R \cdot R_b \cdot b \cdot h_0^2 + R'_{sc} \cdot A'_s (h_0 - a'_1) \quad (5)$$

де  $R_b$ ,  $R'_{sc}$ ,  $b$ ,  $h_0$ ,  $a'_1$  - фактичні значення дослідних міцнісних та геометричних величин балок;  $a_R$  - коефіцієнт, який приймають в залежності від величин граничної відносної висоти стиснутої зони  $\xi_R$  [4].

Результати обчислень міцності балок наведеними методами, а також середні експериментальні значення міцності дослідних балок наведено у табл. 1.

Таблиця 1

Порівняння дослідних і розрахункових результатів міцності балок

Назва величин	Величини міцності балок
Середній експериментальний згинальний момент при руйнуванні, $M_u^{експ}$ , кН·м	13.2
Теоретична міцність нормальних перерізів балок за згинальним моментом (згідно СНиП), $M_u^{теор}$ , кН·м	12.9
Теоретична міцність нормальних перерізів балок за згинальним моментом розрахованих за проектом ДБН, $M_u^{теор}$ , кН·м	13.5

**Висновки та напрямок подальших досліджень.** Порівняння розрахунків за обома формулами (4) і (5) (табл. 1) показують цілком прийнятну точність отриманих результатів у порівнянні з експериментальними даними.

Зважаючи на те, що деформаційна методика більш повно враховує фактичні фізико-механічні характеристики матеріалів і те як вони впливають на

напружено-деформований стан елемента, можна зробити наступні припущення про доцільність її використання в тому або іншому випадку. Так при розрахунку статично невизначуваних конструкцій, коли йдеться про перерозподіл зусиль, чи коли повністю використовується опір бетону стисненої зони, розрахунок міцності бажано вести за більш точною деформаційною методикою. Зрозуміло, що останнє припущення може носити лише рекомендаційний характер, оскільки твердження про неприйнятність або доцільність тієї чи іншої методики розрахунку, повинно бути обґрунтовано додатковими експериментальними перевірками.

#### *Список літератури*

1. **Барашиков А.Я., Бамбура А.М., Гурьківський О.Б.** Основні положення розрахунку бетонних та залізобетонних конструкцій по національному нормативному документу (ДБН), що розробляється // Будівельні конструкції. Вип. №62. –К.: НДИБК, 2005. –с. 36-43.
2. **Голишев О.Б., Бамбура А.М.** Курс лекцій з основ розрахунку будівельних конструкцій і з опору залізобетону. –К.: Логос, 2004. –340 с.
3. СНиП 2.03.01-84\*. Бетонные и железобетонные конструкции /Госстрой СССР. –М.: ЦИТП Госстроя СССР, 1991. –79 с.
4. **Байков В.Н., Сигалов Э.С.** Железобетонные конструкции. –М.: Стройиздат, 1984. –728 с.

УДК 622.274.3

С.С. БАШТАНЕНКО, В.М. ТАРАСЮТИН, канд. техн. наук,  
Криворожский технический университет

### **РЕСУРСОБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ ВЫЕМКИ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ С ПОСЛЕДУЮЩЕЙ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ**

Приведены результаты обоснования конструктивных и технологических параметров этажно-камерной системы разработки железистых кварцитов с последующей твердеющей закладкой очистного пространства, обеспечивающие максимальное качество рудной массы.

Приведені результати обґрунтування конструктивних і технологічних параметрів поверхово-камерної системи розробки залізистих кварцитів з наступним твердінням закладанням очисного простору, що забезпечують максимальну якість рудної маси.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Обеспечение максимального качества рудной массы за счет обоснования конструктивных и технологических параметров этажно-камерной технологии очистной выемки магнетитовых кварцитов в условиях сохранения дневной поверхности на базе применения самоходного оборудования является актуальной научно-технической задачей [1].

**Анализ исследований и публикаций.** В работах [2, 3] показано, что перспективы развития этажно-камерных систем разработки крепких руд с последующей твердеющей закладкой связаны с приданием выемочным камерам устойчивых форм и максимальных геометрических размеров; обеспечением улучшения качественных и количественных показателей извлечения полезного ископаемого; установлением рационального соотношения между геометрическими размерами добычных камер и порядками очистной выемки, видами и типоразмерами применяемой геотехники; организацией совмещенного во времени выполнения технологических процессов; заменой переносного технологического оборудования на комплексы самоходных машин; использованием малопрочных твердеющих смесей или пород для последующего заполнения камер. Главными факторами, определяющими качественные показатели извлечения руды являются параметры камер, технология отбойки и интенсивность ведения горных работ.

**Постановка задач.** Целью исследований является снижение технологического разубоживания руды в очистных камерах за счет установления устойчивых параметров конструктивных элементов и рационализации технологических процессов очистной выемки этажно-камерной системы разработки магнетитовых кварцитов с твердеющей закладкой.

Исследования проведены для горно-геологических и геомеханических условий залегания и разработки Западного пласта железистых кварцитов Желтореченского месторождения [4]. Залежь залегает на глубине от 150 до 1500-2000 м в макрослоистом массиве представленном мощными, от десятков до сотен метров, чередующимися между собой пластообразными стратиграфическими горизонтами кварцитов и сланцев с резко отличающимися (в 3-5 раз) геолого-физическими свойствами. Мощность залежи – 20÷60 м; угол падения залежи – 82÷90°; крепость железистых кварцитов по шкале проф. Протодьяконова  $f=14-16$ ; крепость пород висячего бока  $f=12-13$ ; крепость пород лежачего бока  $f=10-12$ ; массовая доля железа магнетитового в рудном массиве –  $Fe_m=30,3\%$  и, соответственно, породах висячего бока –  $Fe_m=13,4\%$  и лежачего бока –  $Fe_m=1,2\%$ .

Для решения поставленных задач использовались структурно-геологический анализ месторождения железистых кварцитов, численное моделирование напряженно-деформированного состояния рудопородного массива месторождения и конструктивных элементов систем разработки методом конечных элементов, методы оптимизации параметров технологических процессов отбойки и доставки, конструирование и технико-экономическая оценка системы разработки.

**Изложение материала и результаты.** Геомеханические модели отработки месторождения железистых кварцитов реализованы численно методом конечных элементов. Результаты расчетов позволили определить устойчивые параметры очистных камер для условий первого этапа отработки: высота - 70...210 м, длина вкрест простирания - 30-40 м, и длина по простиранию –

30...40 м, кровля - ассиметричной ромбовидной или шатрообразной формы с высотой свода от 10 до 20 м (рис. 1).

Учитывая то, что контакт рудного пласта с сильнотрещиноватыми, слабой устойчивости и не содержащими железа биотитовыми сланцами лежачего бока четкие, а контакт со средней устойчивости сланцами висячего бока диффузионный - направление отбойки рационально проводить от висячего к лежачему боку.

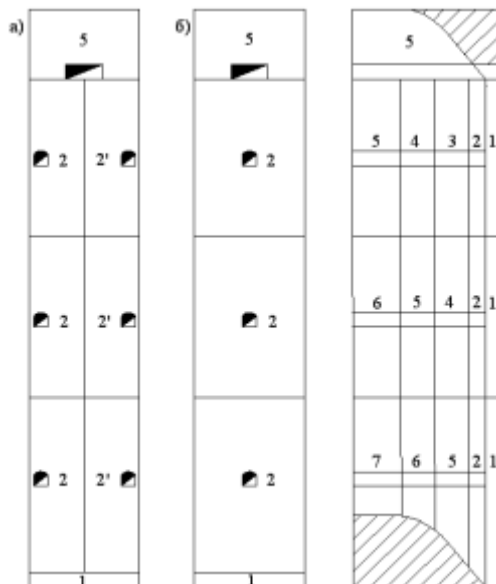


Рис. 1. Порядок секционной отбойки запасов руды камер первой (а) и второй (б) очереди отработки: 1-7- порядок отбиваемых секций руды

Формирование очистной камеры производится секциями вертикально ориентированных вееров скважин, с опережением в верхней части камеры, образуя уступы. Данное решение позволяет уменьшить время существования обнажения пород лежачего бока, склонных к вывалообразованию, и как следствие, снижает технологическое засорение руды пустыми породами.

Отбойка руды в камерах I очереди производится глубокими скважинами ориентированными параллельно рудным обнажениям камеры, что обеспечивает качественное ее оконтуривание, а при отбойке камер II очереди глубокие скважины направлены торцами к закладочному массиву, что обеспечивает минимальное воздействие на закладочный массив, и уменьшение засорения руды закладкой (см. рис. 1).

Для определения рациональных параметров секций отбиваемой руды, по условию минимизации выхода негабаритных фракций руды, необходимо произвести оптимизацию диаметров и длин скважин, в зависимости от их ориентации в пространстве (рис. 2, 3). В условиях отработки крупноблочных



железистых кварцитов системами с твердеющей закладкой целесообразно применение для отбойки рудного массива скважин малого диаметра, что позволит снизить сейсмические нарушения обнажений и максимально сократить выход негабарита.

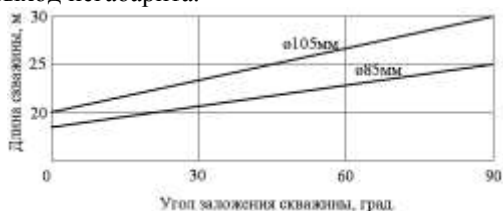


Рис. 2. Зависимость оптимальной длины скважины от угла ее заложения

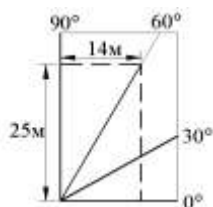


Рис. 3. Оптимальные параметры секции отбиваемой руды для скважин  $\varnothing 105$  мм

Основными принципами при конструировании этажно-камерных систем разработки (рис. 4) являлись:

- придание очистным камерам криволинейных устойчивых форм и размеров, которые максимально учитывают начальное геомеханическое состояние в пределах выемочных единиц - технологических участков и которые обеспечивают возможность гравитационного выпуска руды и последующего максимально возможного гидравлического заполнения объема камер твердеющими смесями;

- отбойка камерного запаса осуществляется секциями вертикальных слоев руды на вертикальную отрезную щель, образованную с учетом структурно-геологических особенностей рудного массива и вмещающих пород, что способствует равномерному дроблению руды до заданного гранулометрического состава и снижает технологическое засорение руды;

- независимость и совмещение во времени выполнения основных технологических процессов на всех стадиях отработки блока, что позволяет максимально концентрировать и интенсифицировать очистную выемку запасов.

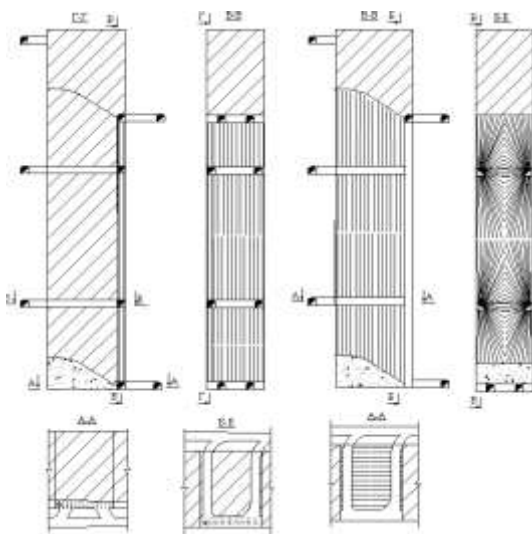


Рис. 4. Этажно-камерная система разработки с наклонным дном и последующей закладкой

Эффективность результатов исследований приведена в таблице.

Таблица

Сравнительные технико-экономические показатели этажно-камерной системы разработки железистых кварцитов с последующей закладкой

Наименование показателей	Предлагаемые технологии		Базовая технология
Высота этажа (блока), м	140	70	70
Производительность очистного забоя, тыс. т/мес	300	150	27
Производительность труда рабочего, т/ чел. смену			
на бурении глубоких скважин	624	624	400
на доставке руды	3500	2000	450
по системе	222	123	45
Потери, %	2	2	10
Разубоживание, %	3	3	7

#### Выводы и направление дальнейших исследований.

Результаты исследований показали, что ресурсосбережение этажно-камерной системы разработки достигается за счет снижения потерь руды в 5 раз, минимального технологического разубоживания в 2-3 раза, в 4-5 раз более интенсивной их отработки за счет применения высокопроизводительного горного оборудования, а также использования твердеющей закладки.

#### Список литературы

1. **Волков Ю.В.** Тенденции мирового развития горнорудной промышленности / Ю.В. Волков, Б.М. Завьялов, И.В. Соколов // Научно-технический журнал «Горная Промышленность». –Свердловск: ИГД УрО РАН, 2006. №2. –С. 62-64.
2. **Бабаянц Г.М.** Подземная разработка железистых кварцитов / Г.М. Бабаянц, Л.К. Вертлейб, Н.Я. Журин и др. –М.: Недра, 1988. -168 с.

3. **Малахов Г.М.** Подземная разработка магнетитовых кварцитов в Криворожском бассейне / Малахов Г.М., Колодезнов А.С., Сиволобов Л.И., Лубенец В.А. – Киев: Наукова думка, 1983. -148 с.

4. **Тарасютин В.М.** Выбор пролетов камер при отработке железистых кварцитов Западного пласта Желтореченского месторождения. / Тарасютин В.М., Баштаненко С.С. // Геотехническая механика: Міжвід. зб. наук. праць., Днепропетровск: ИГТМ НАН України, 2007. -Вып. 72. -С. 167-174.

УДК 339.5

Е.К. БАБЕЦ, канд. техн. наук, проф., ГП «НИГРИ», директор  
С.Я. ГРЕБЕНЮК, магистрант, Криворожский технический университет

### **ПОВЫШЕНИЕ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ УКРАИНЫ ЗА СЧЕТ УЧАСТИЯ В БИРЖЕВОЙ ТОРГОВЛЕ**

Проанализирован опыт стратегического управления на основе эффективных инструментов управления рисками. Предоставлена методика хеджирования для горно-металлургических предприятий.

Проаналізовано досвід стратегічного управління на основі ефективних інструментів управління ризиками. Надано методику хеджування для гірничо-металургійних підприємств.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Потребность в управлении рисками в Украине возникла в связи с выходом большинства предприятий горно-металлургического комплекса (ГМК) на высококонкурентные международные рынки. Конкуренция требует быстроты принятия решений, неопределенность требует появления дополнительной информации для принятия верного решения. Для стабилизации работы компаний необходимо уже не только минимизировать возможный ущерб, но и затраты по его минимизации. Таким образом, управление рисками становится одним из резервов повышения конкурентоспособности. Отсутствие адаптированных к украинским условиям подходов к построению системы управления рисками на промышленных предприятиях является одним из основных препятствий для встраивания риск-менеджмента в процесс управления предприятиями ГМК Украины.

**Анализ исследований и публикаций.** Решению проблемы управления рисками предприятий ГМК уделялось большое значение в работах [1-4], а также Е.К. Бабца, О.А. Юзefовича., А.С. Астахова, В.С. Власюка, Н.П. Федоренко и др. Но на современном этапе развития глобальной экономики, данная проблема должна решаться в принципиально иных социально-экономических условиях, что предопределяет повышенный интерес к управлению рисками предприятий ГМК. Повышение эффективности управления рисками является одним из направлений стабилизации развития ГМК. Это, в свою очередь вызывает необходимость совершенствования методологии экономических обоснований, создания адекватных методов, исходя из общемировой практики.

**Постановка задачи.** Задача данной работы состоит в определении методов оценки и управления ценовым риском для предприятий ГМК.

**Изложение материала и результаты.** Снизить уровень риска до нуля невозможно, а приблизить к нулевому значению достаточно проблематично из-за высоких дополнительных затрат на мероприятия по снижению риска. Необходимо выбрать наиболее оптимальный компромиссный вариант соотношения «риск - выгода». Рыночные инструменты управления финансовым риском используются для того, чтобы заранее зафиксировать цены на желаемом уровне и тем самым сократить ценовой риск. Кроме того, они помогают сделать ценовую информацию более доступной участникам рынка. Они, однако, не меняют ценовых тенденций или уровня цен на сырьевых рынках. Этим подразумевается, что данные инструменты являются способом повышения предсказуемости размеров будущей выручки предприятия, а не средством стабилизации цен на товар. В действительности, одним из необходимых условий существования инструментов управления риском (прежде всего фьючерсных контрактов) считается неопределенность будущих цен на данный товар.

Наиболее эффективным для ГМК механизмом управления рисками является хеджирование. Для понимания механизма хеджирования необходимо учитывать, что существует четкая взаимосвязь между ценами наличного рынка и фьючерсными ценами. Цена на фьючерсном рынке - это не случайная величина, а результат взаимодействия спроса и предложения для реальных активов на наличном рынке, спроецированная в будущее. Изменение спроса и предложения вызывает, практически, пропорциональное изменение цен по наличным и фьючерсным сделкам (рис. 1). Необходимость ведения биржевой торговли объясняется ростом волатильности цен на мировом рынке железорудного сырья (ЖРС), стали и проката при трансформации традиционных циклов в нетрадиционные и росте общей непредсказуемости. При этом в отрасли не развиты инструменты управления рисками. Определенные инструменты хеджирования имеют только продавцы и покупатели, работающие в режимах разных валют, но это не дает им инструментов защиты от рисков колебаний цен на рынках ЖРС и стали.

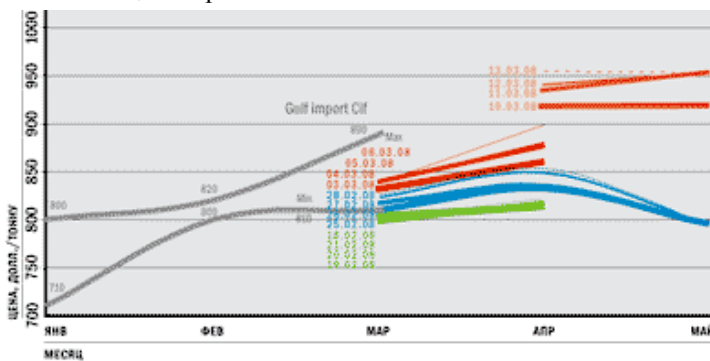


Рис. 1. Котировки на арматуру дубайской биржи и цены импорта стран персидского залива в 2008 г. (Источник: SBB.)

Стратегия хеджирования - это совокупность конкретных инструментов хеджирования и способов их применения для уменьшения ценовых рисков. Существует два основных типа хеджирования - хедж покупателя и хедж продавца. Хеджирование рисков ценовых колебаний с использованием инструментов фьючерсного рынка для поставщиков стальной продукции состоит в заключении встречных сделок по отношению к реальным сделкам с продукцией на рынках стали. Фактически, такая стратегия может гарантировать компании продажу товара в будущем по цене на форвардной кривой, т. е. по цене, которую рынок прогнозирует (рис. 1). Этим производитель может защитить себя от риска того, что цена на реальном рынке упадет ниже форвардной кривой, хотя и он при этом жертвует дополнительной прибылью, если реальная цена вырастет. Подобным образом могут хеджировать свои риски покупатели металлопродукции, и посредники.

При инвестировании финансовых средств на фьючерсном рынке действует аналогичная схема, только отсутствует физическая поставка товара контрагенту, как и сам контрагент на реальном рынке стали. На фьючерсном рынке, в случае если рынок будет падать ниже форвардной кривой, инвестор может играть в шорт, т. е. продавать фьючерсы на поставку товара с целью выкупа позже по меньшей цене, а при ожидании роста большего, чем форвардная кривая, - в лонг (приобретать контракты для последующей продажи по более высокой цене).

Стоит обратить внимание на возможности использования инсайдерской информации, которой владеют компании, и на их в целом более глубокое понимание рынка стали, чем финансовых инвесторов. При этом использование инсайдерской информации в данном случае не нарушает никаких законов.

В настоящее время ряд информационных и консалтинговых агентств публикуют индексы цен на сталь в целом и на отдельные продукты и регионы (SteelBenchmarker WSD, SBB, Metal Bulletin, Dow Jones, MEPS и др.). Однако эти индексы рассчитываются опросным и экспертным путем, могут оказаться под влиянием субъективных факторов, зависеть от методологии, отражать неполный ряд мнений, зависеть от оперативности и аккуратности их обработки, и даже от возможных ошибок в формулах аналитиков. В отличие от индексов, биржевые котировки, хотя и могут быть подвержены влиянию деятельности спекулянтов, являются в целом объективным рыночным индикатором, так как отражают реальные сделки. Биржевые котировки и производные финансовые инструменты на продукты из стали будут способствовать уменьшению рисков финансирования отрасли, а следовательно, снижению ставок финансирования и общего уровня требований банков в связи с переоценкой ими отраслевых рисков. Выпущенные London Metal Exchange (LME) варранты на товары, поступившие на склады в рамках фьючерсных программ, являются ликвидными бумагами, принимаемыми банками в каче-

стве обеспечения. Строгая система постоянного аудита LME является дополнительным фактором снижения рисков для участников торговли через площадки LME.

Наравне со снижением рисков операции хеджирования уменьшают и доходность сделок за счет убытка на срочном рынке. Чем более полное хеджирование, тем значительно нивелируется прибыль и убытки. Поэтому опытные портфельные менеджеры страхуют лишь часть позиций. Используя эти инструменты, можно строить сложные стратегии, использовать полное и частичное хеджирование. Полное, предполагает страхование всей стоимости активов, а частичное - лишь ее доли.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Если менеджмент предприятий ГМК нацелен на обеспечение успешной деятельности в долгосрочной перспективе, система целей компании должна включать цели роста, развития, финансового результата и уровня риска. Нестабильность рынка в значительной степени влияет на цены на стальную продукцию, что делает необходимым хеджирование рисков, с целью ограничить финансовые потери. Это возможно за счет комбинации сделок на рынке спот и срочном рынке. Поэтому для производителей и их портфельных менеджеров актуальным будет страхование части контрактов на сталь с помощью финансовых операций, способных обеспечить защиту капитала инвесторов от неблагоприятной рыночной конъюнктуры.

#### *Список литературы*

1. The international effect of mining projects. Alfredo Lopes da Silva Neto. Department of Economics, Federal University of Vicosa, Brazil. 2004.
2. Safeuards, China and the Price of Steel. Benjamin H. Liebman. Department of Economics, St. Joseph's University. 2007.
3. An Econometric Model of the steel trade. Richard Dion. Technical Report 33. Bank of Canada. October 1982.
4. Death of a system. Bob Jones. Metal Bulletin, 2005 #8882.

#### УДК

Т.П. ДУБИНИНА, студентка, Криворожский технический университет

### **ИССЛЕДОВАНИЯ ТЕМПЕРАТУРНОГО РЕЖИМА ФОРМИРОВАНИЯ ОКАТЫШЕЙ**

В статье описаны исследования температурного режима формирования окатышей, а также приведены рекомендации для выбора оптимальной температуры обжига.

У статті описані дослідження температурного режиму формування окатишів, а також наведені рекомендації для вибору оптимальної температури випалу.

**Проблема и её связь с научными и практическими задачами.** При производстве окатышей большое внимание уделяется проблемам снижения затрат энергоресурсов и повышение качества конечного продукта. Значи-

тельный резерв для решения этих задач заключается в усовершенствовании управления процессом. Методы управления обжига окатышей, которые применяются в Украине в сегодняшнее время не позволяют минимизировать затраты энергоресурсов и улучшить металлургические свойства продукта. Это является результатом недостаточного эффективного, с позиции термодинамики и кинетики, подбора компонентов шихты и выбора режима термообработки.

**Анализ публикаций.** В настоящее время опубликовано много научно-технического материала, описывающего технологии обжига окатышей. Каждая технология разработана для конкретного предприятия и предлагается как рекомендуемая, имеющая свои достоинства и недостатки. На данный момент не существует единой оптимальной технологии, которая могла бы применяться на любых предприятиях по производству окатышей.

**Постановка задачи.** Для оптимизации температурного режима обжига окатышей необходимо анализировать входные параметры – состав шихты, учитывать влияющие факторы – температура, время, высота слоя, и прогнозировать температурный режим обжига на каждом этапе.

**Изложение материала и результаты.** К задаче оптимизации процесса формирования окатышей применима функциональная зависимость:

$$\Phi_i = f(x_i, y_i, z_i, t_i)$$

где,  $x_i$  - входные параметры;  $y_i$  – выходные параметры;  $z_i$  – возмущающие факторы;  $t_i$  – вектор времени.

**Входными параметрами** данной системы являются:

- концентрат;
- бентонит;
- известняк;
- торф.

**Возмущающие факторы:** время, скорость перемещения, температура газа, пройденное расстояние.

**Выходные параметры:** база данных и графики зависимостей температуры от времени воздействия газом и от пройденного расстояния.

**Вектор времени** обязательно учитывается, так как процесс обжига окатышей является динамическим.

**Цели и задачи исследования.**

**Целью** данного исследования является оптимизация процесса формирования окатышей.

Для достижения поставленной цели были решены следующие **задачи**:

- Разработка функциональной схемы процесса
- Разработка алгоритма оптимизации процесса
- Исследование зависимости температуры от времени воздействия теплоносителями и от пройденного расстояния.

**Технология производства окатышей**

**Окатыши** – твердые шарообразные тела, полученные путем окомкования тонкоизмельченных рудных материалов с добавкой связующих веществ с

флюсами или без них с последующим упрочнением способами обжига, цементации или автоклавирования.

По соотношению содержания основных и кислых пород (основности) окатыши разделяют на офлюсованные (частично или полностью) и неофлюсованные (окисленные). Производство окисленных окатышей включает окомкование шихты (получение сырых окатышей) в барабанных, тарельчатых или чашевых окомкователях и упрочнение их обжигом или безобжиговыми методами. В зависимости от использования добавок различают железорудные, железомарганцевые, железоникелевые и другие окатыши. Железорудные окатыши, в которых часть оксидов железа (до 95 %) восстановлена до металла, называются металлизированные (используются, главным образом, в электросталеплавильных печах для получения качественной стали).

Качество окатышей выражают большим перечнем показателей, отражающих их свойства и функциональных признаков. Обычно их группируют на следующие четыре признака: 1) химико-минеральный состав; 2) механические свойства; 3) физико-химические свойства и 4) стабильность качественных параметров.

По химико-минеральному составу окатыши делят на неофлюсованные, офлюсованные и доломитизированные.

Параметрами качества, выражающих механические свойства окатышей являются: крупность, прочность на разрушаемость и истираемость, содержание лимитируемого класса < 5 мм и пористость.

В группу физико-химических свойств входят следующие признаки: 1) восстановимость; 2) прочность при восстановлении (при различных температурах: а – 600-800°C; б – 800-950°C); 3) газодинамические свойства расплава, измеряемые путем перепада давления при восстановлении; 4) размягчаемость; 5) набухаемость.

Стабильность качественных параметров оценивают по их колеблемости, которую регламентируют указанием двух величин: пределами колебаний ( $\pm$  % от среднего значения) и количество проб, укладываемых в обозначенные пределы.

Для производства окатышей в цехе используют железорудный концентрат, доломитизированный известняк, глину бентонитовую, активированный торф и газообразное топливо.

На рис. 1 приведена функциональная схема формирования окатышей.





Рис. 1. Функциональная схема формирования окатышей

**Блок 1.** Пульпа подается по пульпопроводу, магнитно блокируется и поступает в сгустители.

**Блок 2.** В сгустителе взвешенные твердые частицы (с содержанием твердого 30...45 %) осаждаются на дно и сгребаются к центру разгрузочной воронки. Сгущенный продукт-пульпа с плотностью 55...65 %, удаляется со дна сгустителя насосами и размагничивается. Затем перегоняется в резервуары с механическими мешалками для усреднения. Из резервуаров насосами пульпа перегоняется в распределитель принудительной подачи. Для поддержания постоянного давления в распределителе приводы насосов имеют бесступенчатую регулировку.

**Блок 3.** Подача пульпы на фильтр регулируется автоматически, так чтобы количество поступающей пульпы соответствовало производительности фильтра. Для каждой технологической линии предусмотрено 10 фильтров, в том числе один резервный. Влажность кека составляет 9,5 %. Концентрат подается в дозирочные бункера, а распределение по бункерам производится при помощи плужковых сбрасывателей.

**Блок 4.** Измельчение известняка.

**Блок 5.** Бункерование.

**Блок 6.** Концентрат, известняк, бентонит и торф при помощи автоматических весодозаторов выдаются на сборный конвейер в заданной пропорции.

**Блок 7.** Смешивание осуществляется в роторном смесителе, установленном на ленте, а затем однородная шихта поступает в барабанные окомкователти.

**Блок 8.** За счет перекатывания материалов и поверхностного натяжения воды, которая впрыскивается для регулирования процесса окомкования в барабане. Рост размера гранул прекращается, когда в барабане не остается мелких частиц. Дальнейшее перекатывание материала в окомкователе обеспечивает механическое уплотнение окатышей, для транспортировки, загрузки на решетке и тепловой обработки на ней без разрушения. Для получения необходимой влажности шихты, предусматривается подача воды в окомкователь.

**Блок 9.** После окомкования окатыши проходят **грохочение** на роликовом грохоте с разделением на 2 класса: минус 9,5 мм и плюс 9,5 мм. Окатыши с размером менее 9,5 мм ленточными конвейерами возвращаются в окомкователь для дальнейшей доработки. Сырые окатыши размером крупнее 9,5 мм подаются на роликовый грохотоукладчик с помощью которого производится дополнительно отделение мелочи и укладка кондиционных окатышей на колосники движущейся решетки равномерным слоем высотой около 180 мм. Мелочь после роликового укладчика возвращается на конвейер концентрата после фильтров.

**Блок 10.** Сушка и предварительный нагрев окатышей осуществляется на движущейся колосниковой решетке. Изменение температуры в зоне сушки показано на (рис. 8). Окатыши проходят три зоны: сушка в восходящем потоке, сушка в нисходящем потоке и предварительный подогрев в нисходящем потоком. При сушке в восходящем потоке горячие газы с температурой 400°C нагнетаются в слой окатышей снизу, выпаривают из окатышей влагу и нагревают слой до средней температуры примерно 230°C. Увлажненные газы, покидающие слой после сушки в восходящем потоке, охлаждаются в слое приблизительно до 93 °C и после очистки пыли до санитарных норм выбрасываются в атмосферу. При сушке в нисходящем потоке газы с  $t$  400°C просасываются через слой сверху вниз. Целью этой операции является обеспечение удаления влаги с верхнего слоя окатышей для предотвращения разрушения их в зоне предварительного нагрева. При предварительном нагреве газы с температурой 1040...1050°C просасываются через слой сверху вниз. Целью этой операции является получение необходимой прочности окатышей, при которой они могут быть подвергнуты обжигу во вращающейся печи без заметного разрушения. Средняя температура окатышей после решетки - 980°C. Тепловая обработка окатышей на решетке осуществляется горячими газами, отходящими из вращающейся печи. Перекачка газов по зоне решетки осуществляется тремя технологическими вентиляторами, из которых два просасывают газ сверху вниз через слой окатышей в зоне предварительного нагрева, сушки нисходящим потоком и подают его в зону сушки восходящим потоком и один вентилятор отсасывает газ из колпака указанной зоны. Схемой

предусмотрена возможность сброса излишков газа, поступающего из вращающейся печи в зону предварительного нагрева и подаваемого в зону восходящим потоком (байпасная система). Решетка оснащена промежуточной сухой газоочисткой, установленной перед вентиляторами зоны предварительного нагрева (циклоны), мокрой очистки (скруббер) перед сбросным вентилятором зоны сушки восходящим потоком.

**Блок 11.** Обжиг окатышей осуществляется во вращающейся печи диаметром – 6700 мм, длиной – 45720 мм. Для обжига применяется природный газ, который сжигается в торцевой горелке, установленной на разгрузочном конце печи. Обжиг окатышей в печи происходит за счет излучения факела горелки и раскаленной футировки печи, а также конвекционного теплообмена между газовым потоком циркулирующим противопотоком, через печь, огнеупорной футировкой и поверхностью слоя окатышей. Печь оборудована вентилятором для подачи воздуха на сжигание газа и газорегуляторной станцией, обеспечивающей давление газа перед горелкой не более 2 кг/см<sup>2</sup>. Окатыши перемещаются вдоль печи за счет ее вращения, при этом происходит постоянное пересыпание слоя окатышей и равномерный их обжиг при оптимальной температуре 1260 + 15-30°C.

**Блок 12.** После печи окатыши попадают на стационарный охлажденный грохот, с помощью которого удаляются спеки окатышей или настыли с вращающейся печи крупностью 200 мм и более.

**Блок 13.** После грохочения окатыши подаются на охлаждение в кольцевой охладитель. Кольцевой охладитель представляет собой решетку в форме кольца шириной 3111.5 мм и средний диаметр (полу суммой внешнего и внутреннего диаметров) 20116.8 мм. В загрузочной части охладителя установлена разравнивающая стенка для формирования равномерного слоя окатышей высотой 762 мм. Охладитель имеет привод бесступенчатой регулировки скорости, за счет чего осуществляется автоматическая регулировка высоты слоя окатышей. Охладитель вращается в горизонтальной плоскости и конструктивно разделен на три зоны: рабочая зона, где происходит охлаждение окатышей, составляет 303 градуса окружности; загрузочная зона - дуга в 25 градусов, разгрузочная зона-дуга в 32 градуса. Охлаждение окатышей осуществляется продувом холодного воздуха снизу вверх. Рабочая зона подразделяется, в свою очередь, на две зоны: зона рекуперационного охлаждения, в которой от окатышей отбирается 70....80 % тепла и зона окончательного охлаждения, в которой температура окатышей доводится до 120°C. Из зоны рекуперационного охлаждения нагретый воздух передается во вращающуюся печь частично через загрузочный желоб охладителя и частично по отдельному газопроводу, соединяющему свод рекуперационной зоны охлаждения с разгрузочной частью печи. Из зоны окончательного охлаждения газы сбрасываются в атмосферу без предварительной очистки с содержанием пыли не более 60 мг/м<sup>3</sup>. Забор охлаждающего воздуха осуществляется с атмосферы. Работу кольцевого охладителя обеспечивают два охлаждающих вентилятора, по одному на каждую зону охлаждения.

**Блок 14.** Охлажденные окатыши подаются на вибропитатель-грохот, где производится отделение класса плюс 50 мм, который убирается пластинчатым конвейером через специальный желоб, за пределы цеха в открытый штабель. Класс минус 50 мм (кондиционные окатыши), системой ленточных конвейеров транспортируется на склад или на отгрузку. Схемой грузопотоков предусматривается возможность подачи окатышей на склад, непосредственно на погрузку в баржи или в железнодорожные вагоны, а также одновременная подача окатышей на погрузку непосредственно с фабрики и со склада в железнодорожные вагоны или в баржи. Укладка готовых окатышей на склад и отгрузка его со склада осуществляется соответственно одноконсольным штабелеукладчиком и роторным заборщиком напольного типа на рельсовом ходу импортной поставки.

На рис. 2 приведена принципиальная схема производства окатышей, подробное описание приведено выше.

Как правило, для производства окатышей используются небогатые железом руды, различные железосодержащие отходы. Для удаления минеральных примесей исходную (сырую) руду мелко измельчают и концентрируют различными способами. Процесс изготовления окатышей часто называют окатывание руды. Шихта, то есть смесь тонко измельченных концентратов железосодержащих минералов, флюса (добавок, регулирующих состав продукта), и упрочняющих добавок (обычно это бентонитовая глина), увлажняется и подвергается окатыванию во вращающихся чашах (грануляторах) или барабанах-окомкователях.

В результате окатывания получают близкие к сферическим частицы диаметром 1÷30 мм. Они высушиваются и обжигаются при температурах 1200÷1300°C на специальных установках - обжиговых машинах. Обжиговые машины (обычно конвейерного типа) представляют собой конвейер из обжиговых тележек (паллет), которые движутся по рельсам. В верхней части обжиговой машины над обжигowymi тележками располагают отопительный горн, в котором происходит сжигание газообразного, твердого или жидкого топлива и формирование теплоносителя для сушки, нагревания и обжига окатышей. Различают обжиговые машины с охлаждением окатышей непосредственно на машине и с выносным охладителем.

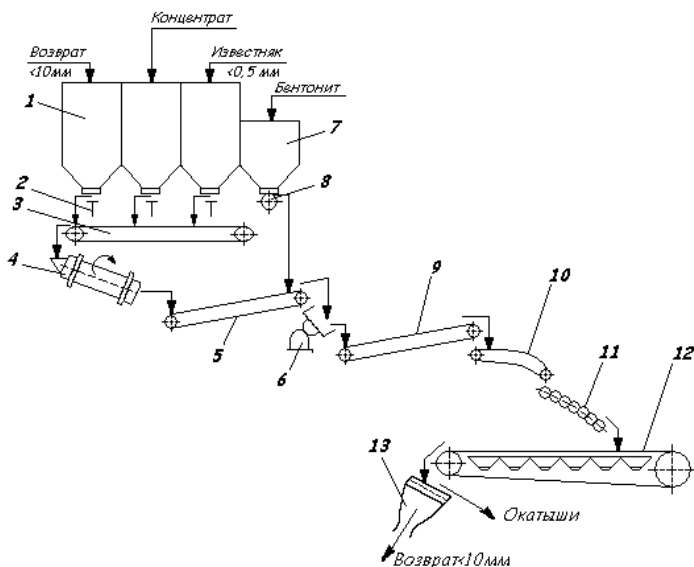


Рис. 2. Принципиальная схема производства окатышей

1 – бункера; 2 – питатели; 3 – конвейер; 4 – смесительный барабан; 5 – конвейер; 6 – чашеобразный окомкователь; 7 – бункер; 8 – питатель; 9 – конвейер; 10 – укладчик; 11 – питатель; 12 – машина упрочняюще-восстановительного обжига; 13 – грохот

Обоженные окатыши приобретают высокую механическую прочность. При обжиге удаляется значительная часть сернистых загрязнений.

При использовании окатышей исключается раздельная загрузка в доменную печь руды и флюсов, значительно сокращается количество шлака при переработке руд с низким содержанием железа. Кроме того, повышается производительность плавки чугуна в доменной печи.

В мировой науке не прекращаются работы по поиску новых добавок и технологических приёмов изготовления окатышей.

На рис. 3 проведен общий алгоритм вычисления температурного режима обжига окатышей. В качестве входных данных используется: концентрат, бентонит, известняк и торф. В зависимости от входных параметров рассчитывается оптимальное значение температуры. В результате получаем графические и табличные зависимости полученных значений.

Температура в зоне обжига зависит одновременно от многих параметров. В общем алгоритме вычисления температурного режима обжига окатышей (рис. 3) учитывается длина зоны, скорость тележки. В блоке под номером 2 учитывается длина зоны обжига окатышей. В блоке под номером 4 – скорость передвижения тележки. В блоке №6 происходит вычисление оптимальной температуры. После расчета каждого из параметров, проверяется остался ли выбранный режим оптимальным. Далее формируется база данных и выводятся рекомендации.

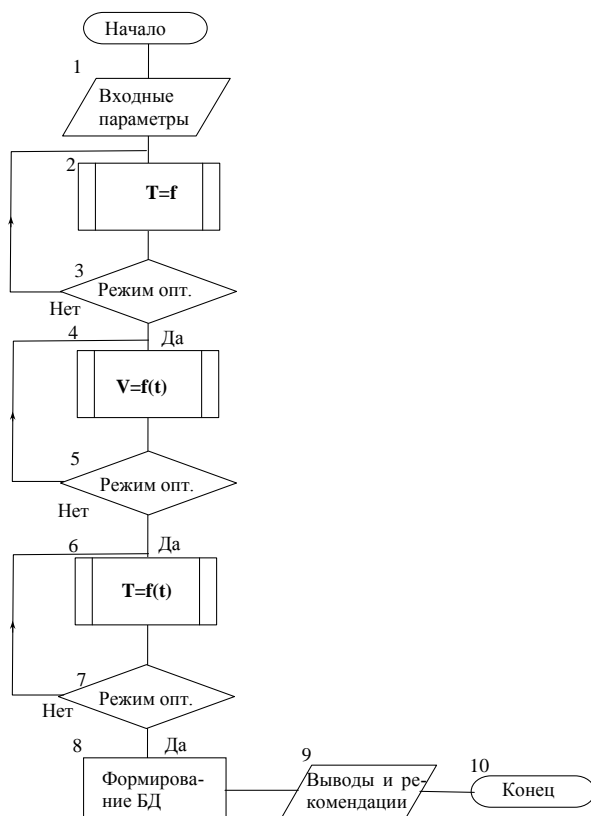


Рис. 3. Общий алгоритм вычисления температурного режима обжига окатышей

Алгоритм вычисления температурного режима в данной области (рис. 4) показывает процесс определения температуры в каждой из зон. Входными параметрами являются значение предыдущей зоны и температура, с которой поступили окатыши. Далее происходит расчет температуры для данной зоны обжига. Если окатыши достигли нужной температуры в слое, тогда осуществляется переход в следующую зону. Если же нет, то учитываются заново все параметры и происходит расчет температуры.

Каждая зона имеет свое индивидуальное предназначение, поэтому необходим расчет температуры обжига в каждой из них. Поэтапное вычисление температуры заносятся в базу данных для последующей работы с этими данными.

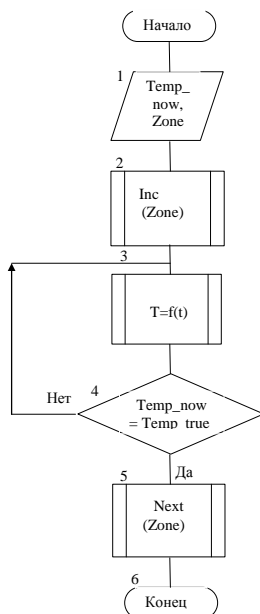


Рис. 4. Алгоритм вычисления температурного режима в данной области

На рис. 5 приведена структура базы данных процесса исследования температурного режима формирования окатышей и оптимизации их параметров.

Разработка структуры базы данных исследования температурного режима формирования окатышей и оптимизации их параметров.

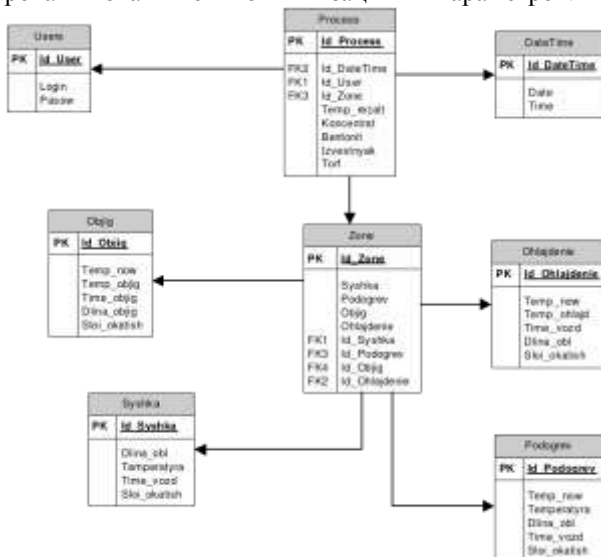


Рис. 5. Структура базы данных

## Расшифровка таблиц БД

Таблица Process (табл. 1) содержит все информацию о процессе обжига.

Таблица 1

Описание полей таблицы Process

Название поля	Тип поля	Назначение
Id_Process	AutoInc	Уникальный номер процесса. Необходим для связи с другими таблицами. Генерируется автоматически.
Id_DateTime	Integer	Идентификатор даты и времени. Вторичный ключ. Необходим для связи с таблицей DateTime
Id_User	Integer	Идентификатор пользователя. Вторичный ключ. Необходим для связи с таблицей Users
Id_Zone	Integer	Идентификатор зоны. Вторичный ключ. Необходим для связи с таблицей Zone
Temp_rezalt	Integer	Результирующая температура
Koncentrat	Integer	Количество концентрата
Bentonit	Integer	Количество бентонита
Izvestnyak	Integer	Количество известняка
Torf	Integer	Количество торфа

Таблица Zone (табл. 2) содержит все данные о зонах: сушки, подогрева, обжига и охлаждения.

Таблица 2

Описание полей таблицы Zone

Название поля	Тип поля	Назначение
Id_Zone	AutoInc	Уникальный номер зоны. Необходим для связи с другими таблицами. Генерируется автоматически.
Syshka	String (30)	Сушка
Podogrev	String (30)	Подогрев
Objig	String (30)	Обжиг
Ohlajdenie	String (30)	Охлаждение
Id_Syshka	Integer	Идентификатор зоны сушки. Вторичный ключ. Необходим для связи с таблицей Syshka
Id_Podogrev	Integer	Идентификатор зоны подогрева. Вторичный ключ. Необходим для связи с таблицей Podogrev
Id_Objig	Integer	Идентификатор зоны обжига. Вторичный ключ. Необходим для связи с таблицей Objig
Id_Ohlajdenie	Integer	Идентификатор зоны охлаждения. Вторичный ключ. Необходим для связи с таблицей Ohlajdenie

Таблица Ohlajdenie (табл. 3) необходима для сохранения информации про зону охлаждения.

Таблица 3

Описание полей таблицы Ohlajdenie

Название поля	Тип поля	Назначение
Id_Ohlajdenie	AutoInc	Уникальный номер зоны охлаждения. Необходим для связи с другими таблицами. Генерируется автоматически.
Temp_now	Integer	Температура, с которой окатыши поступают в зону охлаждения
Temp_ohlajd	Integer	Температура охлаждения



Название поля	Тип поля	Назначение
Time_vozd	DateTime	Время воздействия
Dlina_obl	Integer	Длина зоны охлаждения
Sloi_okatish	Integer	Слой окатышей

Таблица Objig (табл. 4) содержит данные про зону обжига.

Таблица 4

## Описание полей таблицы Objig

Название поля	Тип поля	Назначение
Id_Objig	AutoInc	Уникальный номер зоны обжига. Необходим для связи с другими таблицами. Генерируется автоматически.
Temp_now	Integer	Температура, с которой окатыши поступают в зону обжига
Temp_objig	Integer	Температура обжига
Time_objig	DateTime	Время обжига
Dlina_objig	DateTime	Длина зоны обжига
Sloi_okatish	Integer	Слой окатышей

Таблица Podogrev (табл. 5) содержит информацию про зону подогрева.

Таблица 5

## Описание полей таблицы Podogrev

Название поля	Тип поля	Назначение
Id_Podogrev	AutoInc	Уникальный номер зоны подогрева. Необходим для связи с другими таблицами. Генерируется автоматически.
Temp_now	Integer	Температура, с которой окатыши поступают в зону подогрева
Temperatyra	Integer	Температура подогрева
Dlina_obl	Integer	Длина зоны подогрева
Time_vozd	DateTime	Время воздействия
Sloi_okatish	Integer	Слой окатышей

Таблица Syshka (табл. 6) содержит информацию про зону сушки.

Таблица 6

## Описание полей таблицы Syshka

Название поля	Тип поля	Назначение
Id_Syshka	AutoInc	Уникальный номер зоны сушки. Необходим для связи с другими таблицами. Генерируется автоматически.
Dlina_obl	Integer	Длина зоны сушки
Temperatyra	Integer	Температура в зоне сушки
Time_vozd	DateTime	Время воздействия
Sloi_okatish	Integer	Слой окатышей

Таблица DateTime (табл. 7) хранения даты и времени, в которых происходил процесс.

Таблица 7

## Описание полей таблицы DateTime

Название поля	Тип поля	Назначение
Id_DateTime	AutoInc	Уникальный даты и времени процесса. Необходим для связи с другими таблицами. Генерируется автоматически.
Date	DateTime	Дата процесса.
Time	DateTime	Время процесса

Таблица Users (табл. 8) необходима для сохранения информации о пользователе (сотруднике). Т.е. база данных рассчитана на её использование несколькими сотрудниками.

Таблица 8

Описание полей таблицы Users

Название поля	Тип поля	Назначение
Id_User	AutoInc	Уникальный номер пользователя. Необходим для связи с другими таблицами. Генерируется автоматически.
Login	String (30)	Логин для входа в систему
Passw	String (30)	Пароль для входа в систему

Исследование зависимости температуры окатышей от расстояния по длине машины и от изменения скорости тележек обжиговой машины.

Исследование зависимости температуры окатышей от расстояния по длине машины.

На рис. 6 приведена зависимость температуры окатышей от расстояния по длине машины. Данные для получения этой диаграммы были получены опытным путем.

По результатам исследований установили:

- От 0 до 20 м приходится на зону сушки. Из зависимости видно, что температура в этой зоне повышается от 0° до 300°.
- 20-30 м – зона подогрева. В этой зоне температура повышается от 300° до 600°.
- 30-55 м - зона обжига. Температура растет от 600° до 1290°.
- 55-100 м – зона охлаждения. В этой зоне температура спадает от 1290° до 0°.

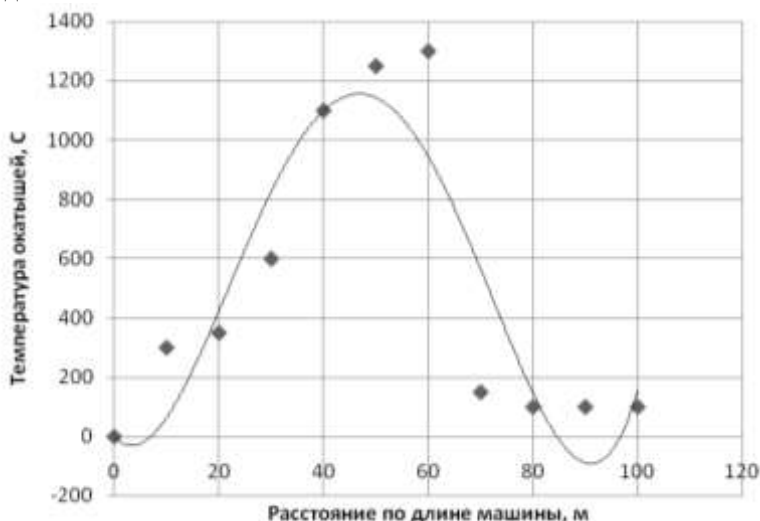


Рис. 6. Зависимость температуры окатышей от расстояния по длине машины

Получено аналитическое выражение данной зависимости:

$$y = -5E-05 * x^4 - 0.06 * x^3 + 3.12 * x^2 - 19.19 * x$$

При этом надежность аппроксимации составляет  $R^2=0.81$

Исследование зависимости температуры окатышей от изменения скорости тележек обжиговой машины.

На рис. 7 приведена зависимость температуры окатышей от изменения скорости тележек обжиговой машины. Окатыши в обжиговой машине перемешаются на специальных тележках. В зависимости от скорости передвижения окатышей, последние успевают нагреваться до нужной температуры.

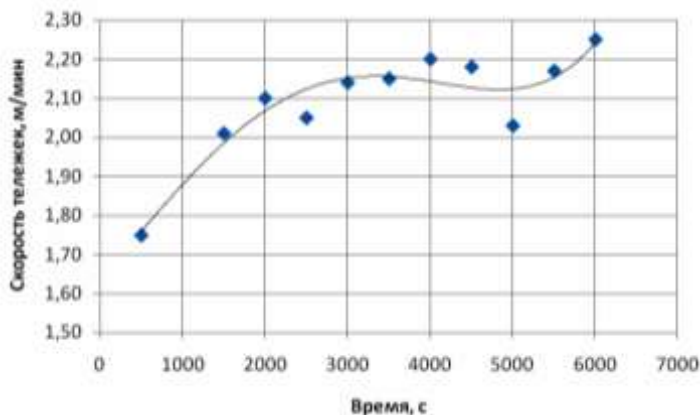


Рис. 7. Зависимость изменения скорости тележек обжиговой машины

Аналитическое выражение данной зависимости:

$$Y = 3E-15 * x^4 - 3E-11 * x^3 + 3E-08 * x^2 + 0.0002 * x + 1.63$$

Надежность аппроксимации:  $R^2=0.9$

В результате исследований получена зависимость изменения температуры в зоне сушки от времени (рис. 8).

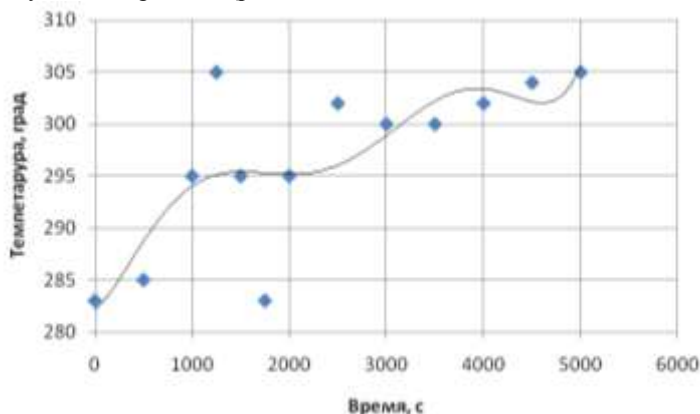


Рис. 8. Зависимость изменения температуры в зоне сушки от времени

Видно, что изменение температуры является нелинейной функцией. Это сложный термодинамический процесс требующий детального изучения, для того чтобы можно было эти процессы описывать математическими формулами и производить соответствующие вычисления.

Исследуемый процесс является многофакторной задачей, следовательно, в рамках студенческой научной работе сложно полностью исследовать данный процесс.

Для повышения качества окатышей и улучшения технологии производства обратили внимание на соблюдение режима шихтовки и расчета оптимальной температуры обжига. Исследования и анализ факторов, влияющих на температуру окатышей в отдельных технологических зонах машины показали, что можно обеспечить прогнозирование и оптимизацию процесса в режиме реального времени, что позволит повысить точность соблюдения температурного режима выжигания и увеличить производительность машины примерно на 2 % за счет уменьшения выхода некондиционных окатышей.

Несомненно, качество окатышей зависит от качества исходного сырья. Но это лишь один параметр из многих, которые нужно учесть, чтобы получить качественный продукт, конкурентоспособный на сегодняшнем рынке.

### **Выводы.**

- Оптимизация температурного режима окатышей позволит сократить энергозатраты, долю некондиционных окатышей, что повысит качество, и снизить себестоимость продукта. А также приведет к повышению производительности обжиговой машины примерно на 2 %.

- Для каждой зоны обжиговой машины можно рассчитать идеальную температуру в слое окатышей, которой будет достаточно для спекания последних, и при которой не будет разрушаться их структура.

- Установлено, что от 0 до 20 м приходится на зону сушки, а температура в этой зоне повышается от 0° до 300°. 20-30 м является зоной подогрева. В этой зоне температура повышается от 300° до 600°. 30-55 м - зона обжига. Температура растет от 600° до 1290°, а 55-100 м – зона охлаждения. В этой зоне температура спадает от 1290° до 0°.

- Экономия энергозатрат достигается путем подогрева газа, пропуская его через окатыши после обжига для их охлаждения. Таким образом, достигается две цели: охлаждение окатышей и подогрев газа, который потом подается на предшествующие стадии.

- Следующим технологическим прогрессом в этой области является создание систем прогнозирования и оптимизации контроля температуры во всех зонах обжиговой машины.

- Управление процессом температурной обработки окатышей позволит уменьшить среднеквадратичное отклонение температуры в технологических зонах от заданного значения и следовательно, энергозатраты более, чем на 0,7 % по сравнению с существующими системами, реализованными на базе ПИ-регуляторов.

- Ожидаемый экономический эффект от внедрения системы управления процессом температурной обработки окатышей, например, на ЦГОКе составит более 100 тыс. грн. за год.

#### *Список литературы*

1. **Ксендзовский В.Р.** Автоматизация процесса производства окатышей / В.Р.Ксендзовский. –М.: Металлургия, 1971. –216 с.
2. Разработка математических моделей для расчета теплотехнических параметров обжига окатышей на конвейерных машинах / Г.М. Майзель, А.П. Буткарев, Ф.Р.Шкляр [и др.] // Сталь. –1981. №4. –С. 21-25.
3. **Графман Семен Михайлович.** Теплотехнические и аэродинамические исследования обжига и охлаждения железорудных окатышей в кипящем слое: дисс. канд. техн. наук: 05.14.04 / Графман Семен Михайлович. –Донецк, 1975. –179 с. –Библиогр.: -С. 165–178.
4. **Федченко Николай Николаевич.** Исследование процесса термообработки железорудных окатышей и разработка системы автоматической оптимизации: дисс. канд. техн. наук: 05.13.07 / Федченко Николай Николаевич. –К., 1979. –178 с.
5. **Петрушов С.И.** Современный агломерационный процесс./ Петрушов С.И. –Алчевск, ДонГТУ, 2006. -357 с.

#### УДК

Д.Н. ВОРНИКОВ, студент, Криворожский технический университет

### **ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА СИСТЕМЫ КОНТРОЛЯ И УПРАВЛЕНИЯ РЕЖИМОМ РАБОТЫ МЕЛЬНИЦЫ**

Приведен обзор существующих методов измельчения минерального сырья, а также описание исследований и разработки системы и программного обеспечения контроля управления режимом работы мельницы.

Наведено огляд існуючих методів здрібнювання мінеральної сировини, а також опис досліджень і розробки системи й програмного забезпечення контролю управління режимом роботи млина.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Измельчение и классификация минерального сырья являются основными подготовительными операциями перед его обогащением. Измельчение сырья производится в стержневых и шаровых мельницах, а также в мельницах мокрого измельчения. Мельница и классификатор могут работать последовательно, раздельно или в замкнутом цикле друг с другом. Измельчение полезных ископаемых - это один из наиболее важных процессов в обогащении и перерабатывающей промышленности.

**Постановка задачи.** Создание программного продукта предназначенного для выполнения следующих задач:

- управления технологическим процессом измельчения и классификации, руды на различных стадиях;

- непрерывного измерения, контроля и регулирования технологических параметров;
- диагностики и контроля состояния оборудования цеха измельчения.

**Изложения материала и результаты.** Измельчение и классификация минерального сырья являются основными подготовительными операциями перед его обогащением. Измельчение сырья производится в стержневых и шаровых мельницах, а также в мельницах мокрого измельчения. Мельница и классификатор могут работать последовательно, отдельно или в замкнутом цикле друг с другом.

Измельчение полезных ископаемых - это один из наиболее важных процессов в обогащении и перерабатывающей промышленности. На горно-обогатительных комбинатах на него тратится 5-20 % всей электроэнергии мира. При стандартной рудоподготовке измельчение осуществляют преимущественно в шаровых мельницах в три стадии. Около 14 % руд стран СНГ перерабатываются по технологии самоизмельчения, однако ожидаемые экономические преимущества от их использования в полной мере не достигнуты. Более эффективным является комбинированное измельчение и полусамоеизмельчение, которые повышают массовую долю железа в концентрате на 0,3 %.

Среди последних разработок - усовершенствованные шаровые мельницы с низким уровнем слива и повышенной на 14 % удельной производительностью. В целом на процессы измельчения приходится 50-70 % общих капитальных и эксплуатационных затрат и наибольшие затраты металла. Основной причиной этой ситуации является доминирование традиционных барабанных мельниц с недостаточно удовлетворительными металлоемкостью, эффективностью, удельными производительностью, площадью и объемом производственных зданий, а также повышенным расходом измельчающих тел и футеровок. Попытки улучшить ситуацию увеличением размеров мельниц часто не оправданы, в частности из-за усложнения приводов. Большое значение приобретают вопросы поиска новых путей ресурсосбережения, направлений интенсификации и повышения эффективности процессов измельчения, разработка нового оборудования со сниженными приведенными затратами.

Одним из основных направлений является критический анализ преимуществ и недостатков существующего измельчающего оборудования с целью выявления возможностей дальнейшего улучшения его показателей, в том числе благодаря оптимизации конструкции и технологических схем применения, режимов измельчения и автоматического управления. Среди перспективных - научное обоснование современных принципов эффективного разрушения и разработка для их практической реализации нового типа барабанных мельниц, которые сохраняют преимущества существующего оборудования и лишены его недостатков.

К перспективному оборудованию относится мельница принудительного ресурсосберегающего измельчения, которая работает как на до-, так и на сверхкритических частотах вращения, нередко имеет на порядок выше

удельную производительность по сравнению с шаровыми мельницами, намного меньшие Удельные затраты металла, более простые электромеханические системы и повышенный коэффициент движения. Научно-исследовательские работы в указанном направлении осуществлялись ведущими проектными, научными и производственными объединениями и организациями, а также промышленными предприятиями.

Экспериментальные мельницы нового типа испытаны в полупромышленных условиях предприятий черной и цветной металлургии, строительной области и т. д. Измельчению подвергали различные рудные и нерудные материалы. Полученные результаты подтвердили перспективность промышленного использования этого типа мельниц, особенно при необходимости получения тонких продуктов. В перспективе - возможности обоснования принципов интенсификации измельчения и ресурсосбережения, усовершенствование технологии процесса измельчения и изучение конструктивных особенностей перспективных ресурсосберегающих мельниц, усовершенствование технологии разрушения и изучение ее закономерностей при измельчении и самоизмельчении различных материалов. Рассмотрены также вопросы энергетической и технологической эффективности традиционных и новых мельниц, приведены принципы автоматизации процессов работы мельниц, данные по определению их основных размеров, статистически обоснованные модели энергетических и технологических показателей и рекомендации по использованию новых мельниц.

1. Автоматический контроль состояния механизмов:
  - a) температуры подшипников механизмов и машин;
  - b) параметров системы маслосмазки;
  - c) состояния перегрузочных узлов отделения измельчения;
  - d) длительности работ и простоя технологических механизмов.
2. Автоматический контроль технологических параметров цикла измельчения:
  - a) производительности цикла по исходной руде;
  - b) расхода воды, подаваемой в цикл измельчения;
  - c) гранулометрического состава продукта измельчения (слива классифицирующего аппарата);
  - d) заполненности барабана мельницы рудой;
  - e) загрузки мельницы дробящей средой;
  - f) уровня пульпы в зумпфах насосов гидроциклонов;
  - g) циркуляционных нагрузок цикла измельчения.
3. Автоматическое управление циклом измельчения:
  - a) Стабилизацией технологических параметров цикла;
  - b) Оптимизацией работы цикла.

Зачем нужна автоматизация процессов измельчения? С одной стороны, автоматизация данного процесса предназначена для поддержания требуемых режимов измельчения и классификации в условиях изменяющегося качества измельчаемого сырья и других условий измельчения (загрузки мелющих тел,

водных режимов, циркуляционной нагрузки и прочее). С другой, автоматизация – снижение издержек производства и максимизация прибыли. Оба мнения справедливы, поэтому следует учитывать как мнение технологов, так и мнение инвесторов, поскольку они не противоречат, а взаимно дополняют друг друга.

Что мы имеем на сегодняшний день? Уровень автоматизации процессов измельчения сильно отличается на различных предприятиях: от практически нулевого уровня до достаточно развитых систем интеллектуальной оптимизации процесса. Наиболее типичные задачи автоматизации, решаемые посредством введения контуров стабилизации соответствующих технологических параметров в порядке уменьшения их распространенности:

- стабилизация расхода руды в мельницу;
- стабилизация соотношения «руда-вода» посредством подачи воды в мельницу;
- стабилизация плотности слива классифицирующего аппарата (классификатора или гидроциклона) подачей дополнительной воды в классификатор или ЗУМПФ.

В 95 % случаев автоматизация процессов измельчения этим и ограничивается.

В данной научной работе я попытаюсь создать ПО управления процессом измельчения воздействием на подачу исходной руды в цикл и расхода воды в мельницу.

Целью научной работы является обучение практическим приемам математического моделирования автоматизированных информационных систем.

Целью создания автоматизированной системы является повышение эффективности функционирования технологического комплекса за счет улучшения системы регулирования и контроля подачи исходной руды и расхода воды в мельницу.

Условием достижения поставленной цели является улучшение качества и оперативности обработки информации.

На территории Кривбаса получили распространение мельницы типа МШ-4, МШ-5, МШ-6 из-за простоты конструкции, надежности, стоимости и производительности.

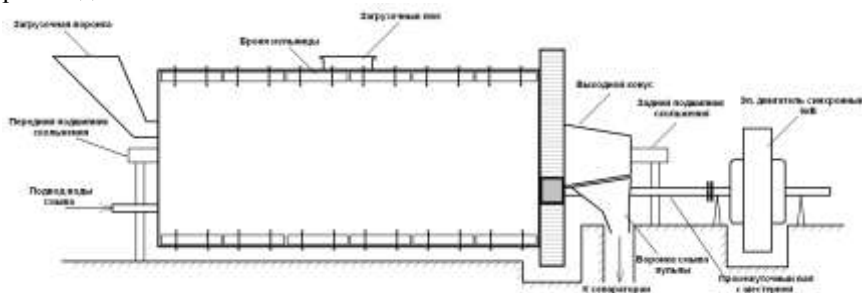


Рис. 1. Шаровая мельница МШ-6



При повышении частоты вращения барабана до критической наступает момент, когда центробежные силы уравнивают силы тяжести мелющих тел, которые, не отрываясь, начинают вращаться вместе с внутренней поверхностью барабана, и измельчение руды практически прекращается.

Критической частотой вращения барабана называют такую частоту, при которой мелющие тела прижимаются центробежной силой к внутренней поверхности барабана и вращаются вместе с барабаном, не отрываясь. Критическая частота вращения вычисляется по формуле:

$$n_{кр} = 42,3 / \sqrt{D} \text{ (об/мин)}$$

где  $D$  — диаметр барабана мельницы, м.

На рис. 2 изображена схема движения мелющих тел в барабане мельницы:

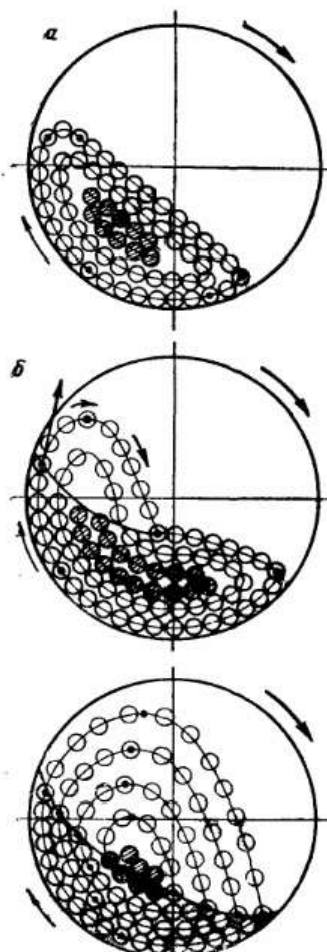


Рис 2. Схема движения мелющих тел в барабане мельницы

а) При каскадном режиме; б) При смешанном режиме; в) при водопадном режиме

При работе мельницы частота вращения барабана должна быть меньше критической. В зависимости от частоты вращения барабана в мельнице создаются различные режимы измельчения.

Если фактическая частота вращения барабана составляет не менее 0,76-0,88 критической, создается так называемый водопадный режим измельчения, когда основная масса мелющих тел поднимается вместе с внутренней поверхностью вращающегося барабана на некоторую высоту, а затем, отрываясь, свободно падает под действием сил тяжести по траекториям, близким к параболическим. Измельчение рудных зерен в данных условиях происходит преимущественно ударом. Водопадный режим применяется при измельчении более крупного материала (в первой стадии).

Смешанный режим измельчения характеризуется тем, что одна часть мелющих тел участвует в свободном полете, другая часть - перекачивается внутри барабана по замкнутым траекториям, подвергая руду измельчению ударом и истиранием. Смешанный скоростной режим имеет место при мокром измельчении руд в шаровых мельницах; скорость вращения составляет 0,6-0,76 от критической.

Каскадный режим наиболее тихоходный, скорость вращения барабана составляет 0,5-0,6 от критической. При измельчении в каскадном режиме свободный полет мелющих тел исключен. При установившемся каскадном режиме мелющие тела непрерывно циркулируют внутри барабана, поднимаясь по круговым траекториям на некоторую высоту, затем скатываясь под углом, близким к углу естественного откоса. При каскадном режиме руда измельчается преимущественно путем истирания.

Производительность барабанных мельниц зависит от диаметра, рабочего объема и скорости вращения барабана, от массы и размера мелющих тел, от конструктивных особенностей мельницы, от измельчаемости руды, от крупности исходного и измельченного материала, от выхода циркулирующего продукта, от плотности пульпы в исходном питании.

*Моделирование ПО.* Основой разработки ПО является построение моделей производственных процессов, а также процессов сбора и обработки информации о ходе этих процессов. Общая цель моделирования подчинена цели любых естественно – научных исследований – прогнозировать результаты предстоящих экспериментов.

Создание автоматизированной системы управления технологическим процессом измельчения является одним из этапов реконструкции обогатительной фабрики. АСУ ТП процесса измельчения предназначена для выполнения следующих задач:

1. управления технологическим процессом измельчения и классификации, руды на различных стадиях;
2. непрерывного измерения, контроля и регулирования технологических параметров;
3. диагностики и контроля состояния оборудования цеха измельчения.

*Концептуальная модель.* Построение концептуальной (содержательной) модели конкретного объекта является первым этапом моделирования. Основным содержанием этого этапа является переход от словесного описания к его математической модели.

Процесс измельчения как управляемый объект

Как управляемый объект, замкнутый цикл измельчения характеризуется следующими параметрами (рис. 3):

**1. входные:**

- производительность цикла по исходной руде  $Q$ ;
- расход воды в мельницу  $W_m$  и классифицирующий аппарат  $W_{кл}$ ;
- гранулометрический состав  $C_{x1}$  и физико-механические свойства руды  $u$ ;
- частота вращения барабана мельницы  $n$ ;
- количество мелющей среды  $\pi$ ;
- влажность  $\psi$ ;
- температура  $T_1$  исходной руды.

**2. выходные:**

- объемный расход слива классифицирующего аппарата  $q_{сл}$ ;
- плотность  $d_{сл}$ ;
- гранулометрический состав  $C_{x2}$ ;
- производительность цикла по готовому классу  $q_r$ ;
- мощность, потребляемая электроприводом мельницы  $P$ .

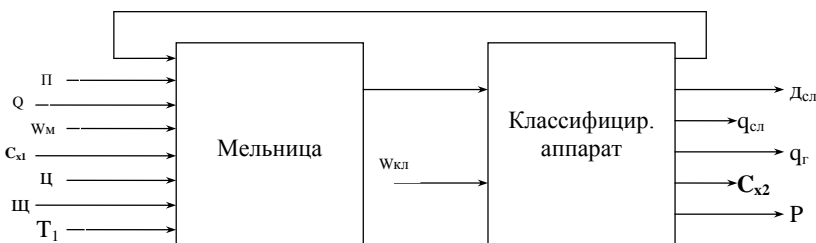


Рис. 3. Структура замкнутого цикла измельчения

Управляющими воздействиями могут служить: производительность цикла по исходной руде  $Q$ ; расход воды в мельницу  $W_m$ .

Цель моей работы создать систему управления процессом измельчения воздействием на подачу исходной руды в цикл и расхода воды в мельницу, т.е. регулировать и контролировать параметры  $Q$  и  $W_m$ , а также следить за состоянием оборудования.

Контроль загрузки барабана мельницы рудой и циркулирующая нагрузка замкнутого цикла измельчения – естественные индикаторы, отражающие ход процесса измельчения и реагирующие на изменение всех параметров цикла.

Степень загрузки мельницы рудой наиболее просто контролировать по уровню шума, производимого мелющими телами в зоне их падения. При

уменьшении уровня загрузки уровень шума возрастает, при увеличении – уменьшается.



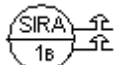
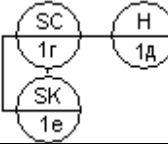

Техническая реализация контроля наиболее проста при использовании амплитуды шумового сигнала. В этом случае в состав датчика входят микрофон, выпрямительная приставка, сглаживающий фильтр и выходной делитель напряжения. Датчик устанавливается вблизи мельницы в зоне падения шаров со стороны разгрузочной цапфы. Звуковые колебания воспринимаются микрофоном, преобразующим звуковые колебания в э.д.с. шумового сигнала. Ток выпрямляется, сглаживается и используется в системе контроля и регулирования.

Недостаток этого метода контроля – чувствительность датчика к внешним звуковым помехам, например, от работающих рядом мельниц. Для устранения этого недостатка динамик или микрофон, воспринимающие шум мельницы, заключаются в специальный корпус с тройной звукопоглощающей решеткой на входе.

В состав системы автоматического регулирования САР I (рис. 4), реализующий этот принцип, входят следующие элементы:

Таблица 1

Состав системы автоматического регулирования САР I




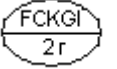

1. Микрофон направленного действия	300 - 400 Гц	
2. Преобразователь частоты в унифицированный сигнал тока или напряжения (Е/Е), расположенный на местном щите		
3. Вторичный прибор Диск-250 М показывающий, записывающий, со встроенной звуковой сигнализацией (звонок громкого боя)		
4. Автоматический регулятор системы "Каскад-2" Р-17, расположенный на щите оператора		
5. Блок управления тиристорами		
6. Блок тириستоров	800 – 1200 об/мин	

Вторая задача - стабилизация расхода воды в барабан мельницы ( $W_m = \text{const}$ ) с воздействием на положение регулирующего клапана трубопровода, подающего воду в мельницу. Этот принцип применим при условии стабилизации расхода руды в барабан мельницы,

Принцип прост в технической реализации САР II (рис. 4). В качестве датчика расхода воды 2а используют различного рода сужающие устройства. Регулятор расхода воды 2г через исполнительный механизм 2е воздействует на клапан трубопровода воды в мельницу. В состав системы автоматического регулирования САР II входят следующие элементы:

Таблица 2

Состав системы автоматического регулирования САР I I

1. Преобразователь электромагнитный измерительный расхода жидкости (ПИР-1)	0,5 - 10 м <sup>3</sup> /ч	
2. Преобразователь датчика ПИР-1 (преобразует естественный электрический сигнал в унифицированный токовый сигнал (Е/Е)), расположенный по месту		
3. Вторичный прибор Диск-250 М показывающий, записывающий, расположенный на местном щите		
4. Автоматический регулятор системы "Контур-2" РС-29, расположенный на щите оператора		
5. Пускатель бесконтактный реверсивный ПБР-2М, расположенный на местном щите	0 - 100 % хода вала ИМ	
6. Электрический ИМ типа МЭО-1,6/40		2е
7. Регул. клапан двухседельный Ду=50 мм		2ж

Vi – ввод информации на ЭВМ оператора

Vo – вывод информации с ЭВМ оператора

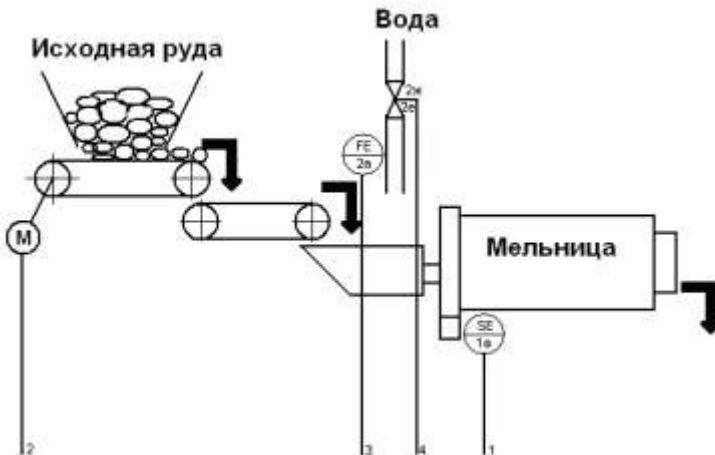


Рис. 4. Схема подачи в мельницы руды и воды

Существующая система на предприятии должна иметь два уровня системы управления, так все данные фиксируются на местном щите мастера и на ЭВМ оператора.

Первый (нижний уровень) должен осуществлять контроль результатов измерений и непосредственное цифровое управление по датчикам, исполнительным механизмам, выполнение необходимых переключений по командам верхнего уровня, автоматическим переключениям.

Второй (верхний уровень) выполняет функции отображения данных о состоянии технологического процесса, архивировании полученных данных. Кроме того, на этом уровне нужно организовать сохранение всех изменений всех параметров, которые осуществил оператор, в базу данных, справочную систему и удобный интерфейс.

В общем случае все режимы функционирования технологического процесса управления процессом измельчения можно разделить на следующие группы:

1. Режим нормальной эксплуатации;
2. Предаварийные режимы эксплуатации;
3. Аварийные режимы эксплуатации.

Допустимость тех или иных режимов работы определяется характеристиками и возможностями оборудования. В соответствии с общими принципами установка считается безопасной, если при длительной ее эксплуатации во всех режимах, включая аварийные, будет исключено серьезное повреждение потенциально опасных узлов, а также обеспечена соответствующая защита персонала установки.

Режимы нормальной эксплуатации включают в себя основные фазы производственного процесса:

- непосредственно сам технологический процесс;
- подготовку к пуску технологического комплекса (ТК);
- запуск ТК;
- останов ТК.

Предаварийные режимы работы соответствуют следующим случаям:

- параметры регулирования системы находятся в допустимых, но близких к критическим значениям;

К числу аварийных режимов работы ТК следует отнести:

- отключение электрического питания;
- прекращение подачи воды;
- режим работы, при появлении различного рода больших и малых течей на оборудовании и трубопроводах;
- режим работы при выходе за определенные границы различных параметров регулирования;
- при выходе из строя различных контролирующих устройств (датчиков);
- при обрыве связи с объектом.

Описание режимов должно быть представлено в виде логических правил, образующих базу знаний (БЗ).

Логические правила, описывающие возникновение аварийных ситуаций в технологическом комплексе измельчения руды:

Если прекращение подачи воды, то остановка мельницы, питателя и конвейера, перекрытие вентилей на водоподводящих трубах.

Если нарушение герметичности оборудования и трубопроводов, то остановка мельницы, питателя и конвейера, перекрытие вентилей на водоподводящих трубах.

Если прекратилась подача исходной руды, то остановка мельницы, питателя и конвейера, прекращение подачи воды.

Если вышли из строя контролирующие устройства, то остановка мельницы, питателя и конвейера, прекращение подачи воды.

Если обрыв ленты, то остановка мельницы, питателя и конвейера.

Если заклинивание ленты, то остановка мельницы, питателя и конвейера.

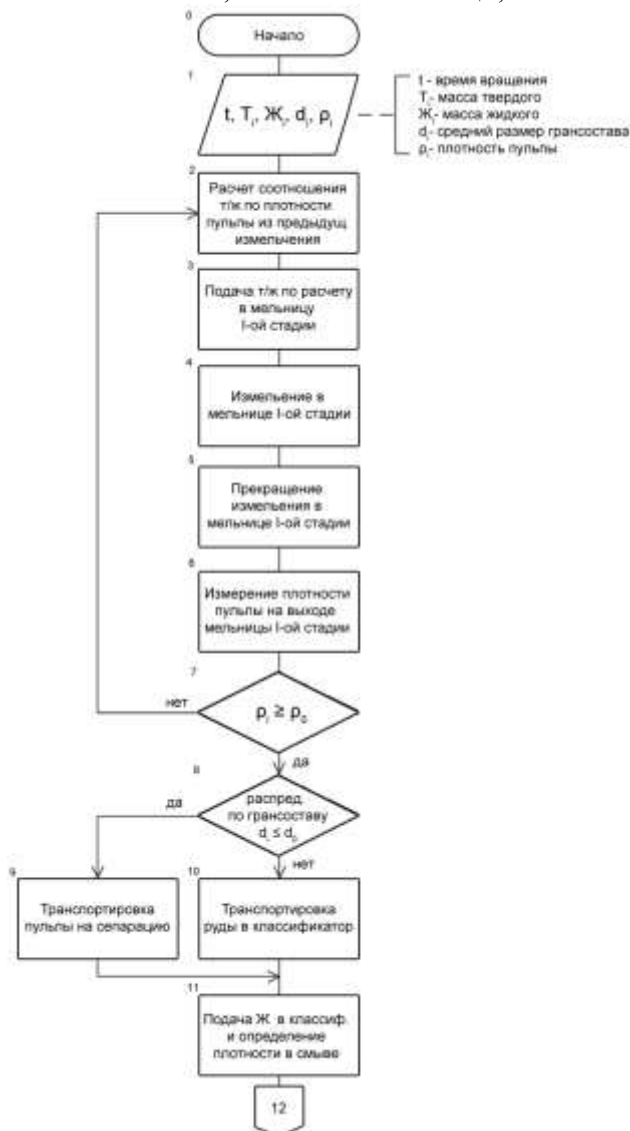


Рис. 5.1. Алгоритм программного продукта

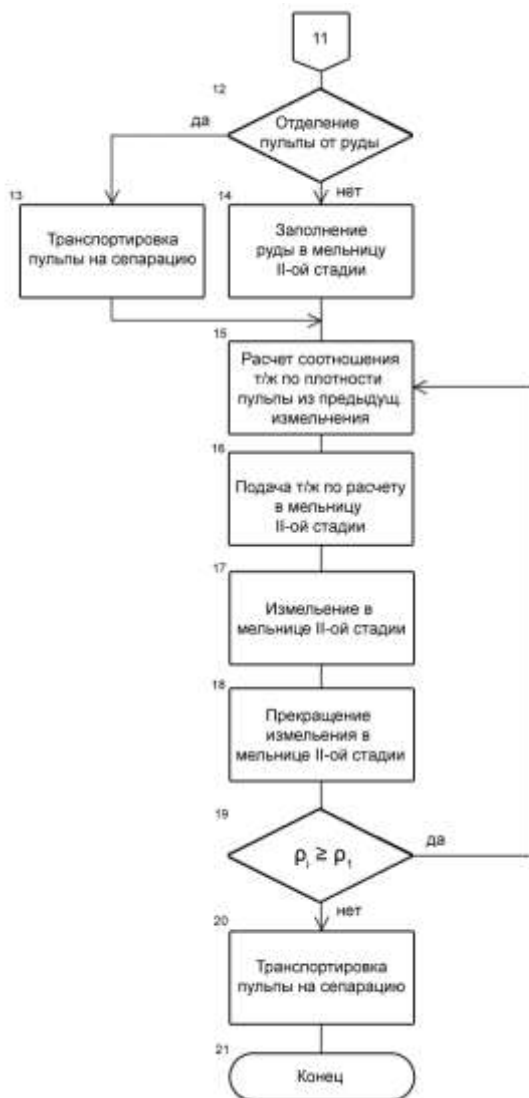


Рис. 5.2. Алгоритм программного продукта

Обеспечение нормального функционирования системы включает в себя функции, ориентированные на решение задач управления, документального обоснования (оценки и обработки данных о технологических параметрах и аварийных ситуациях), контроля, направленного на предотвращение и устранение аварийных режимов работы модуля, анализ причин отклонения.





Рис. 6. Диаграмма функциональной системы

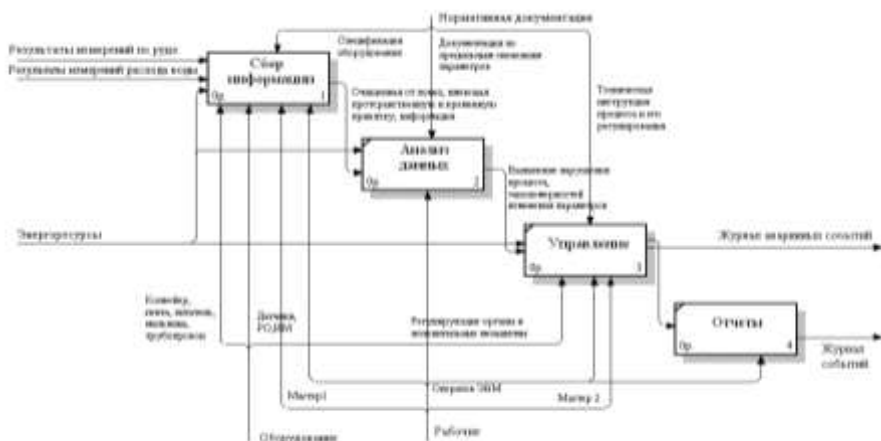


Рис. 7. Мониторинг процесса измельчения

### Список литературы

1. Арестова А.В., Ефремов В.Н. Теоретические основы автоматизированного управления. Автоматизация обогатительных фабрик. Уральский государственный горный университет. Екатеринбург. 2005.
2. Автоматизация технологических процессов на горнорудных предприятиях / под редакцией В.С. Виноградова. –М.: Недра. 1984.
3. Троп А.А., Козин В.З., Прокофьев Е.В. Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик. –М.: Недра. 1986.
4. Пивняк Г.Г., Вайсберг Л.А., Кириченко В.И., Пилов П.И., Кириченко В.В. Измельчение. Энергетика и технология: Учебное пособие для вузов.

А.В. АЗАРЯН, аспирант, А.И. КУПИН, д-р техн. наук, доц.,  
Криворожский технический университет

## **ОБЗОР СУЩЕСТВУЮЩИХ ЭКСПЕРТНЫХ СИСТЕМ ДЛЯ ПОДДЕРЖКИ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЙ В ОБЛАСТИ ГОРНОГО ДЕЛА**

В данной статье приведены наиболее известные экспертные системы для поддержки принятия решений в области горного дела, их основные характеристики и сферы применения.

У даній статті наведені найбільш відомі експертні системи для підтримки прийняття рішень в області гірничої справи, їх основні характеристики та сфери застосування.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** По некоторым оценкам в мире насчитывается более 10 тыс. горно-металлургических компаний и около 20 тыс. рудников и перерабатывающих предприятий. Растущий мировой спрос на полезные ископаемые в сочетании с благоприятным экономическим и политическим климатом для инвестиций привели к тому, что районы ранее недоступные для крупномасштабных разработок сегодня становятся все более доступными и привлекательными в инвестиционном плане [1].

Экспертные системы (ЭС) для поддержки принятия решений в области горного дела предназначены для решения основных задач, возникающих на каком-либо этапе производства, а именно: оптимизации процесса обогащения, уменьшения потери концентрата в хвостах, стабилизации качества выходного продукта относительно заданного значения и т.д. Прежде всего, их использование производится для информационного обслуживания работников предприятий, связанных с принятием управленческих решений. В этом случае информация представляется в виде регулярных или специальных управленческих отчетов и содержит сведения о прошлом, настоящем и возможно будущем предприятия. Автоматизация предполагает организацию и поддержку коммуникационных вопросов как внутри производства, так и с внешней средой на базе компьютерных сетей и других современных средств передачи и работы с информацией.

**Анализ исследований и публикаций.** В настоящее время технология ЭС используется для решения различных типов задач: интерпретация, предсказание, диагностика, планирование, конструирование, контроль, отладка, инструктаж и управление в любых сферах, в том числе и в области горного дела. Примером ЭС может служить широко известная и эффективно используемая в горном деле система PROSPECTOR.

Функциональность ЭС позволяет создавать системы для поддержки принятия решений при:

- экологическом мониторинге горнопромышленных регионов;
- анализе и прогнозе освоения месторождений;

- управлении горной компанией;
- оценке геомеханических условий разработки месторождений;
- геологическом моделировании и планировании горных работ;
- прогнозе газодинамических явлений;
- оперативном управлении открытыми горными работами с использованием систем спутниковой навигации.

Кроме того, ЭС используются во многих других случаях при решении сложных многофакторных проблем освоения месторождений полезных ископаемых и дальнейшей их рекультивации.

**Постановка задачи.** Целью данной статьи является проведение обзора существующих экспертных систем для поддержки принятия решений в области горного дела, а также определение их основных функциональных возможностей.

**Изложение основных материалов статьи и результаты.** Основными технологическими этапами создания ЭС в горном деле являются:

- сбор цифровой информации и заполнение баз данных;
- создание графического отображения плана рекультивации горных работ;
- установление связи объектов изображения с атрибутивными базами данных.

В горном деле современная система использования ЭС представляет собой комплекс со следующими основными подсистемами обеспечения:

- информационное обеспечение – система классификации информации, технологическая схема обработки данных, нормативно-справочная информация, система документооборота, создание различного вида документации;
- организационное обеспечение – совокупность мер и мероприятий, регламентирующих функционирование системы управления, наличие связи между структурами предприятия;
- техническое обеспечение – комплекс используемых в системе технических средств, включающий ЭВМ и средства связи;
- математическое обеспечение – совокупность методов, правил, математических моделей и алгоритмов решения задач;
- программное обеспечение – совокупность программ, необходимых на всех этапах деятельности предприятия [2].

Рассмотрим примеры ЭС, которые применяются в горном деле.

ЭС PROSPECTOR действует как консультант, помогающий геологам в поисках залежей руд. Получив данные о геологии района, система оценивает вероятность обнаружить в нем определенные виды минеральных отложений. Она может оценить перспективность района в отношении различных видов ископаемых. Компетентность системы основана на геологических правилах, образующих модели рудных отложений, и на таксономии пород и минералов. PROSPECTOR использует для представления знаний сочетание форма-

лизма правил и формализма семантических сетей и основывает механизм вывода на применении коэффициентов уверенности и распространении вероятностей, ассоциированных с данными. Разработана компанией SRI International, реализована на языке Интерлисп и доведена до уровня промышленной эксплуатации.

ЭС MUD помогает инженерам обеспечивать оптимальные свойства бурового раствора, диагностируя причины затруднений, связанных с применением раствора, и предлагает способы их устранения. Возможные причины включают примеси, высокие температуры или давления и неправильное использование химических добавок. Содержит приобретенные от экспертов знания о буровых растворах и о диагностике трудностей, встречающихся при буровых работах. Это основанная на правилах система с прямой цепочкой рассуждений, в которых для представления субъективной убежденности экспертов в том или ином утверждении применены коэффициенты уверенности. Кроме того, она может давать объяснения своих рекомендаций по устранению затруднений. MUD реализована на языке OPS5. Разработана в Университете Карнеги-Меллон в сотрудничестве с компанией NL Baroid и доведена до уровня опытной эксплуатации.

ЭС LITHO помогает геологам интерпретировать данные каротажа нефтяных скважин. Эти данные включают кривые, отражающие измерения плотности, электрического сопротивления, звукопроводности и радиоактивности пород. Кроме данных каротажа, система использует знания геологической обстановки района, чтобы охарактеризовать породы, через которые проходит скважина. В ней применена отдельная программа распознавания образов для извлечения признаков прямо из инструментальных данных. Знания представлены в виде правил, доступ к которым осуществляется обратной цепочкой рассуждений. LITHO реализована на языке EMYCIN. Система разработана компанией Schlumberger и доведена до уровня исследовательского прототипа.

ЭС ELAS дает советы по интерпретации результатов и управлению работой программы INLAN, большой интерактивной системы анализа данных каротажа и их представления, разработанной компанией Amoco. ELAS помогает пользователю, рекомендуя методы анализа, предупреждая о противоречиях или неперспективных направлениях анализа, а также подытоживая и интерпретируя результаты диалога пользователя с программой INLAN. Пользователь управляет как математическим анализом системы INLAN, так и интерпретирующим анализом системы ELAS, изменяя параметры или вызывая процедуры с помощью сложного графического интерфейса. Система в целом основана на правилах и реализована на языке EXPERT. Разработана в Rutgers University в сотрудничестве с Amoco Production Research и доведена до уровня исследовательского прототипа [3].

Еще одним примером использования систем поддержки принятия решений в области горного дела выступает лабораторная информационно-управляющая система (Laboratory Information Management Systems, LIMS).

Промышленная LIMS-система является важным компонентом комплексного решения по управлению качеством, которое зачастую включает: систему управления производственной информацией (PIMS), исполнительную систему производства (MES) и систему управления ресурсами предприятия (ERP). Совместная работа данных систем направлена на непрерывный мониторинг и контроль производственных процессов.

Использование LIMS-системы ведет к снижению затрат за счет централизации и консолидации ИТ-персонала и специалистов технической поддержки, благодаря чему ИТ-отделы получают более полную информацию о конкретной LIMS-системе, что позволяет оперативно устанавливать, разрешать, а также заранее предвидеть возможные проблемы, тем самым повышая эффективность работы персонала. Использование промышленной LIMS-системы снижает простои и увеличивает производительность конечных пользователей. Стандартизация упрощает отношения с поставщиками и увеличивает покупательную способность. Система SampleManager LIMS внедрена в крупнейших компаниях металлургической и горнодобывающей отраслей, среди которых: Codelco (Чили), Minera San Cristóbal (Боливия), Doña Inés de collahuasi (Чили), Arcelor Brazil и другие[1].

**Выводы.** Применение экспертных систем для поддержки принятия решений в горном производстве необходимо на любом этапе проектирования, строительства, эксплуатации, санации и основано на подборе и формировании технического и информационного, математического, программного и организационно-правового обеспечения. Их применение обеспечивает стабильность процесса контроля качества, что позволяет быстрее и эффективнее отслеживать тенденции и проводить мониторинг качества продукции. Применение комплексного подхода к обеспечению качества на предприятии позволяет повысить достоверность и надежность информационных потоков, уменьшить количество избыточной информации, исключить ошибки переписывания, повысить эффективность при соблюдении стандартов качества.

#### *Список литературы*

1. Металлургическая и горная промышленность [Электронный ресурс] / Режим доступа: <http://www.thermolims.ru/MetalIndustries.aspx>
2. Применение экспертных систем в горном деле [Электронный ресурс] / **Е.В. Чекушина, К. Дребенштедт** // Журнал "Маркшейдерия и Недропользование" № 4-2009. -Режим доступа к статье: <http://www.vipstd.ru/journal/content/view/435/157/>
3. Home&Pro Robotics - экспертные системы. Система PROSPECTOR. Информационный ресурс о робототехнике [Электронный ресурс] / Режим доступа: [http://www.prorobotics.ru/soft\\_3.asp?name=PROSPECTOR](http://www.prorobotics.ru/soft_3.asp?name=PROSPECTOR)
4. Применение интеллектуальных средств поддержки оперативного управления горнодобывающим предприятием [Электронный ресурс] / Режим доступа: <http://lab18.ipu.rssi.ru/projects/conf2009/3/31.htm>

**ЗАВИСИМОСТЬ ПРОЧНОСТИ ОКУСКОВАННОГО  
ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ ОТ ИНТЕНСИВНОСТИ ЕГО  
ПРОИЗВОДСТВА**

Исследованы зависимости прочности спека и агломерата от интенсивности спекания, а также влияние на прочность окатышей отдельных приемов интенсификации их обжига.

Досліджені залежності міцності спеку і агломерату від інтенсивності спікання, а також вплив на міцність обкотишів окремих способів інтенсифікації їх випалу.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** В современных условиях среди различных показателей качества окускованного железорудного сырья к числу наиболее важных относится механическая прочность, которая в большинстве случаев лимитирует уровни форсирования доменной плавки и снижения расхода кокса на выплавку чугуна. Механическая прочность агломерата и окатышей зависит как от природы исходного материала, так и от технологических факторов его обработки в процессе окускования. При этом существенное значение имеют параметры процесса, влияющие на его интенсивность.

**Анализ исследований и публикаций.** Лабораторными и промышленными исследованиями спекания шведской и венесуэльской руд установлена прямая линейная зависимость прочности агломератов от продолжительности спекания  $\geq 10$  мин., которую изменяли разряжением под колосниковой решеткой [1]. Установлено, что с увеличением продолжительности спекания в два раза количество фракции +25 мм, отнесенное ко всей массе агломерата, включая возврат (–8 мм), возрастает в 2–4 раза. Недостатком проведенных исследований является оценка интенсивности спекания путем определения времени спекания, поскольку последнее зависит не только от вертикальной скорости спекания, но и от высоты спекаемого слоя. Использование в качестве меры прочности агломерата выхода фракции +25 мм, отнесенного ко всей массе спека, также не вполне корректно, так как такой показатель фактически является общей характеристикой прочности спека и агломерата.

Увеличение скорости спекания вызывает сокращение времени пребывания материала при температурах существования жидкой фазы, а также повышает скорость охлаждения спека. Однако снижение прочности при этом не является неизбежным. Использование специальных технологических приемов (применение в шихте железоблюса, дополнительный нагрев шихты, термическая обработка агломерата и т. п.) позволяют избежать потери прочности при форсировании хода процесса спекания [2, с. 281].

В работе, посвященной интенсификации производства и улучшению качества окатышей [3], вопросы интенсивности и качества рассматриваются параллельно без детального анализа влияния первого на второе.

**Постановка задачи.** Задачей настоящей работы явилось исследование влияния интенсивности процессов спекания аглошихты и упрочняющего обжига окатышей на важнейший показатель качества окускованного железорудного сырья – прочность готового продукта.

**Изложение материала и результаты.** Зависимость прочности аглоспека и годного агломерата от различных показателей интенсивности спекания исследовали статистическими методами – регрессионным и корреляционным анализами. В качестве исходных данных использовали отчетные показатели работы железорудных агломерационных фабрик Минчермета СССР за 1988 и 1989 годы.

Исследовали влияние на прочность агломерата четырех показателей интенсивности спекания – удельной производительности по годному агломерату, приведенной удельной производительности, вертикальной скорости спекания и интенсивности горения углерода шихты.

Приведенную удельную производительность рассчитывали, умножая удельную производительность по годному на разность  $(1 - M)$ , где  $M$  – массовая доля мелочи в годном агломерате, доли ед. Интенсивность горения углерода шихты определяли как произведение удельной производительности по годному агломерату на удельный расход углерода на единицу готового продукта.

В качестве результативных признаков интенсивности спекания использовали механическую прочность агломерата по ГОСТ 15137-77 (барабанную пробу) и выход годного агломерата из спека, который рассчитывали по имеющимся отчетным данным о массовой доле возврата в шихте и удельному расходу шихты (без возврата) на производство годного агломерата. Вычисления производили по следующим формулам:

$$G_{\text{сп}} = [1000/(1000 + m_{\text{в}})] \cdot 100, \quad (1)$$

где  $G_{\text{сп}}$  – выход агломерата из спека, %;

1000 – масса агломерата, кг;

$m_{\text{в}}$  – масса возврата в шихте, расходуемой на производство 1 т агломерата, кг/т агломерата;

$$m_{\text{в}} = m_{\text{ш}} \cdot M_{\text{в}} / (100 - M_{\text{в}}), \quad (2)$$

где  $m_{\text{ш}}$  – удельный расход шихты (без возврата) на производство агломерата, кг/т агломерата;

$M_{\text{в}}$  – массовая доля возврата в шихте, %.

Установлено, что между интенсивностью спекания и прочностью агломерата существует обратная зависимость (средний показатель корреляционной связи 0,51). При этом большую чувствительность к интенсивности спекания имеет прочность на удар (средний показатель корреляционной связи 0,59 против 0,43 для прочности на истирание).

По мере убывания тесноты связи показателей прочности агломерата с показателями интенсивности спекания последние располагаются в следующем порядке: интенсивность горения углерода шихты, вертикальная скорость спекания, удельная производительность по годному, приведенная удельная производительность. Так, по данным 1988 г., теснота связи между интенсивностью горения углерода шихты и прочностью на удар и истирание выражается значениями корреляционного отношения и коэффициента корреляции соответственно 0,706 и 0,654. Уравнения регрессии при этом имеют следующий вид:  $y = 55,45 + 673,33/x$  и  $y = 2,616 + 0,055x$ .

В отличие от прочности агломерата, прочность спека, оцениваемая выходом годного из спека, с повышением интенсивности спекания увеличивается (средний коэффициент корреляционной связи равен 0,63). Этот, неожиданный на первый взгляд, результат можно объяснить тем, что операции обработки аглоспека не дают достаточных механических нагрузок, способных выявить прочностные свойства спеченного продукта, которые проявляются при его испытании в барабане. Поэтому получаемый за меньшее время спек приобретает относительно лучшие прочностные свойства благодаря повышению температуры в зоне формирования агломерата и вызванному этим увеличению количества расплава.

Исследование влияния интенсивности обжига сырых окатышей на их прочность выполняли индукционно-аналитическим методом на основании известных представлений о механизме используемых приемов интенсификации термообработки окатышей и повышения их прочности.

Анализ приемов интенсификации процесса упрочняющего обжига окатышей путем совершенствования состава и структуры сырых окатышей (единичных и слоя) показал, что практически все мероприятия этого направления интенсификации – оптимизация состава шихты для производства окатышей (введение в шихту добавок, улучшающих спекание, - извести, ферритных смесей, ферритных спеков и т. п.), повышение плотности сырых окатышей, получение двухслойных окатышей, оптимизация высоты слоя и диаметра окатышей, послонная загрузка окатышей на обжиговую конвейерную машину – положительно сказываются на прочности обожженных окатышей. Исключением из этой закономерности могут быть две известных добавки в шихту окомкования, позволяющие интенсифицировать процесс спекания за счет повышения температуры обжига, - магнезия и твердое топливо. В определенных условиях производства их применение несколько снижает показатели холодной прочности окатышей. В первом случае это происходит в связи с уменьшением количества образующегося расплава, во втором – из-за увеличения пористости.

Анализ приемов интенсификации обжига окатышей путем совершенствования параметров газообразного теплоносителя, подаваемого в слой окатышей, показывает, что основные мероприятия этого направления интенсификации – увеличение удельного расхода и температуры теплоносителя до максимально возможных по технологическим условиям – имеют относительно четкий целевой характер и поэтому могут быть использованы либо для



увеличения производительности обжигового агрегата, либо на повышение прочности окатышей.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Отечественная практика агломерационного производства в целом характеризуется наличием между интенсивностью спекания и выходом годного агломерата их спека, а также прочностью годного агломерата соответственно прямо и обратно пропорциональной зависимости. Наибольшую тесноту связи с прочностью спека и агломерата имеет показатель интенсивности горения углерода шихты.

Влияние на прочность окатышей различных приемов интенсификации обжига определяется направлением интенсифицирующего воздействия. Так, совершенствование состава и структуры сырых окатышей, как правило, сопровождается повышением прочности обожженных окатышей, а оптимизация параметров газообразного теплоносителя в большинстве случаев позволяет получить положительный результат либо в увеличении производительности машины, либо в повышении прочности окатышей.

Дальнейшее исследование по данной проблеме могут быть связаны с экспериментами, позволяющими определить количественные зависимости прочности окучкованных продуктов от конкретного уровня использования различных приемов интенсификации процессов окучкования.

#### *Список литературы*

1. Швабе Г., Реллермейер Г. Производство агломерата и его свойства // Черная металлургия, –М.: Металлургия, 1964. –№ 6. –С. 26-39.
2. Базилевич С.В., Вегман Е.Ф. Агломерация. –М.: Металлургия, 1967. –369 с.
3. Интенсификация производства и улучшение качества окатышей. Ю.С. Юсфин, Н.Ф. Пашков, Л.К. Антоненко и др. М.: Металлургия, 1994. –240 с.

УДК 621.84:519.853: 519.65

П.С. СМОЛЯНСКИЙ, канд. техн. наук, доц., Н.В. КРАВЕЦ, ассистент,  
Криворожский технический университет

### **РЕШЕНИЕ НЕЛИНЕЙНЫХ УРАВНЕНИЙ МЕТОДОМ АДАПТИВНОЙ АППРОКСИМАЦИИ ФУНКЦИИ СПЛАЙНАМИ НА РАВНОМЕРНЫХ СЕТКАХ**

Предложенный метод позволяет эффективно находить все действительные корни гладкой функции на заданном отрезке при минимальном количестве вычислений функции. Метод базируется на адаптивной аппроксимации функции интерполяционными кубическими сплайнами на равномерных сетках, причем, чем выше гладкость функции, тем эффективнее процесс определения корней.

Запропонований метод дозволяє ефективно знаходити усі дійсні корені гладкої функції на заданому відрізку при мінімальній кількості обчислень функції. Метод базується на адаптивній апроксимації функції інтерполяційними кубічними сплайнами на рівномірних сітках, причому, чим вище гладкість функції, тим ефективніше процес визначення корінь.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Задача нахождения всех действительных корней гладкой функции на заданном интервале является весьма актуальной и в качестве составной части она входит во многие более сложные задачи. Однако имеется мало приемлемых методов для ее решения – это метод Рыбакова и родственные методы, основанные на использовании максимального модуля производной. Задача сильно усложняется, если вычисление значений функции требует существенных затрат и значительного времени, особенно в случае многократного использования алгоритма в процессе решения другой, более сложной задачи.

Примером актуальной научно-технической задачи, где систематически требуется решать указанную задачу, является задача оптимизации геометрических параметров системы "источник-датчик излучения". В работе [1] были предложены методы оптимизации геометрии системы измерения потока гамма-излучения на основании аппроксимации многомерным сплайном экспериментальных данных как функции четырех основных параметров, которые оказывают наибольшее влияние на точность измерения интенсивности регистрируемого датчиком излучения  $N$  (имп./с):  $N=f(x, x_1, c, h)$ , где  $x$  – расстояние от центра источника до датчика по горизонтали (см);  $x_1$  – расстояние от центра источника до горной массы (см);  $c$  – глубина коллимационного канала источника излучения (см);  $h$  – расстояние от центра источника до датчика по вертикали (см). В результате проведенных экспериментов значения функции  $f(x, x_1, c, h)$  определены на редкой сетке. По этим данным требовалось найти область, в которой изменения  $N=f(x_1)$  было бы минимальным при  $x, c, h=\text{const}$ . Другими словами, требовалось найти геометрические параметры системы "источник-датчик излучения", которые обеспечили бы наиболее благоприятные условия для измерения интенсивности потока  $N$  при вариации толщины слоя горной массы. Задача сводилась, во-первых, к восстановлению значений функции  $N=f(x, x_1, c, h)$ , в любой точке 4-мерной области с минимальной погрешностью на основании известных значений этой функции в узловых точках; во-вторых, к поиску наиболее протяженной непрерывной линии с минимальной вариацией функции  $N=f(x_1)$  для прямых  $x, c, h=\text{const}$ . Для решения первой задачи в работе [1] был использован интерполяционный кубический сплайн, и такое решение было эффективным, результаты вычислений с большой точностью совпадали с контрольными. Вторая задача была решена менее эффективно. При решении второй задачи были применены два метода: непосредственная численная оптимизация на основе полученной зависимости  $N=f(x_1)$  и решение многомерной вариационной задачи. Последнее сводилось к оптимизации функционала в четырехмерном пространстве на основании алгебраических зависимостей, полученных на первом этапе. Оба решения требовали существенных вычислительных ресурсов, на решение второй задачи было затрачено более 90 % всего машинного времени. При непосредственной численной оптимизации требовалось многократно решать задачу определения всех действительных корней функции на заданном интервале.

**Анализ предыдущих исследований.** В настоящее время существует сравнительно немного методов, позволяющих находить все действительные корни функции на заданном интервале. Это метод Рыбакова [2] и родственные методы, основанные на использовании максимального модуля производной. Они позволяют находить конечное число действительных корней на отрезке  $[a, b]$  для уравнения с одним неизвестным  $f(x)=0$ . Сходимость итерационного процесса медленная, особенно вблизи корня. Это связано с тем, что итерационный процесс для таких методов строится на основании глобальной информации. Эффективные алгоритмы должны обладать свойством адаптивности, приспособляясь к конкретным особенностям задачи. Большим недостатком методов, основанных на использовании максимального модуля производной, является необходимость определения модуля максимальной производной. В случае завышения этой величины сходимость процесса нахождения корней ухудшается. Численные эксперименты показали, что для решения даже несложных уравнений с высокой точностью ( $10^{-8}$  и более) требуется порядка  $10^5$ - $10^6$  вычислений функции для методов, основанных на использовании максимального модуля производной. Следует заметить, что оценка максимального модуля производной на протяженном отрезке также является непростой задачей.

**Постановка задачи.** Допустим, что требуется найти корни уравнения для функции  $f(x)$ , имеющей по крайней мере непрерывную первую производную, то есть  $f(x) \in C^{(k)}[a, b]$ ,  $k \geq 1$ . Будем считать, что все значения функции можно вычислить, а не получить из эксперимента. Функция вычисляется с малой погрешностью, близкой к машинной, однако вычисление функции в заданной точке требует большого времени – порядка тысячных долей секунды.

**Изложение материала и результатов.** Для решения задачи определения всех действительных корней функции на заданном интервале предлагается заменить заданную функцию интерполяционным сплайном  $S(x)$  относительно переменной  $m_i = S'(x_i)$ . Для кубического интерполяционного сплайна имеют место ряд оценок в зависимости от класса приближаемых функций [3]. Они выражаются в виде теорем, одним из частных случаев которых является следующий.

Если кубический интерполяционный сплайн  $S(x)$  интерполирует функцию  $f(x)$  на отрезке  $[a, b]$  на равномерной сетке с шагом  $h$  и удовлетворяет краевым условиям первого типа (заданы производные функции на концах отрезка), а функция  $f(x)$  принадлежит к классу функций  $C^k[a, b]$ , то имеет место оценка:  $\|S(x) - f(x)\| < C_k$ . Здесь класс функций  $C^k[a, b]$  обозначает класс функций, имеющих непрерывные производные до  $k$ -ой включительно. Константа  $C_k$  равна:  $C_2 = 13/48 \cdot h^2 \cdot \|f''\|$ ,  $C_3 = 41/864 \cdot h^3 \cdot \|f'''\|$ ,  $C_4 = 5/384 \cdot h^4 \cdot \|f^{(4)}\|$ . Для  $k=1$  константа равна:  $C_1 = 9/8 \cdot h \cdot w(f')$ , где  $w(f')$  – максимальное колебание производной на всех отрезках  $[x_i, x_{i+1}]$ , где  $h = x_{i+1} - x_i$ . Здесь  $\|g\|$  обозначает Чебышевскую норму:  $\|g\| = \max |g(x)|$ ,  $x \in [a, b]$ .

Таким образом, если длина отрезка уменьшается в  $n$  раз, то погрешность аппроксимации уменьшается в  $n^k$  раз. Например, если  $n=4$ , то в зависимости от дифференциальных свойств функции погрешность аппроксимации уменьшается от 4 до 256 раз за один цикл алгоритма. Производная функции подобным же образом аппроксимируется производной сплайна, но показатель степени  $h$  уменьшается при этом на единицу. Кроме того, при равномерной разбивке всех отрезков на одно и то же число шагов и одинаковом типе краевых условий матрица для получения значений  $m_i$  будет постоянной для всех шагов алгоритма. Это позволяет в методе прогонки найти обратную матрицу один раз и использовать на всех этапах алгоритма. Таким образом, для гладких функций удобно использовать равномерную сетку, однако выбор оптимального количества узлов в общем виде затруднителен. Поэтому предлагается аппроксимировать функцию динамической адаптивной структурой на основании кубических интерполяционных сплайнов, реализованных на равномерных сетках. Причем все сплайны будут строиться относительно  $m_i = S'(x_i)$  [3].

Алгоритм предлагаемого метода состоит из нескольких шагов.

На первом шаге осуществляется инициализация алгоритма. Она заключается в выборе количества повторений алгоритма –  $k(5-10)$ , числа делений отрезков второго и последующих уровней  $n$  ( $n=4$ ) и задании "рейтинга доверия"  $r$  отрезка. Последний параметр характеризует возможность наличия корня на отрезке, и для всех отрезков первого уровня он имеет одинаковое значение (3-4). Первоначально заданный отрезок  $[a, b]$  разбивается на небольшое число одинаковых отрезков первого уровня ( $t$ ), и для них строится интерполяционный кубический сплайн – сплайн первого уровня. В качестве краевых условий на начальном этапе лучше всего использовать краевое условие четвертого типа [3], при этом никакой погрешности в задачу не вносится. Каждому из исходных отрезков присваивается "рейтинг доверия", который сохраняется в соответствующем элементе массива  $mas[i]$ .

Следующим шагом алгоритма является нахождение отрезков текущего уровня, на которых  $S(x)$  меняет знак. Для этого определяются точки минимума и максимума сплайна на отрезке  $[x_i, x_{i+1}]$ . Как известно, кубический многочлен может достигать максимума и минимума либо на концах отрезка, либо в критических точках – решениях уравнения  $S'(x)=0$ . Восстановим уравнение сплайна по заданным величинам  $y_i = S(x_i)$ ,  $m_i = S'(x_i)$  и  $y_{i+1} = S(x_{i+1})$ ,  $m_{i+1} = S'(x_{i+1})$  – другими словами построим Эрмитов сплайн на отрезке  $[x_i, x_{i+1}]$ . После этого можно решить квадратное уравнение  $S'(x)=0$ . Обозначим точки минимума и максимума сплайна  $S(x)$  на отрезке  $[x_i, x_{i+1}]$  –  $x_{max}$  и  $x_{min}$ . В случае, если выполнено условие  $S(x_{max}) \cdot S(x_{min}) \leq 0$ , проверим выполнение условия  $f(x_{max}) \cdot f(x_{min}) \leq 0$ . Если это условие истинно, то на отрезке  $[x_i, x_{i+1}]$  обязательно имеется корень уравнения  $f(x)=0$  (и возможно не один).

Если решения  $x_{\max}$  и  $x_{\min}$  существуют и принадлежат отрезку  $[x_i, x_{i+1}]$ , то для проверки условия  $f(x_{\max}) \cdot f(x_{\min}) \leq 0$  необходимо дополнительное вычисление двух значений функции на интервале  $[x_i, x_{i+1}]$ . Если условие  $f(x_{\max}) \cdot f(x_{\min}) \leq 0$  выполнено, то отрезок  $[x_i, x_{i+1}]$  запоминается и значение элемента  $\text{mas}[i]$  не меняется, иначе "рейтинг доверия" отрезка уменьшается на единицу. Те отрезки, для которых "рейтинг доверия" упал до нуля, из дальнейшего рассмотрения исключаются.

На третьем шаге алгоритма отрезок предыдущего уровня  $[x_i, x_{i+1}]$ , для которого "рейтинг доверия" еще отличен от нуля, опять разбивается на  $n$  равных отрезков, и для каждого из таких отрезков  $[x_i, x_{i+1}]$  строится новый кубический интерполяционный сплайн следующего уровня. В качестве краевых условий применяются условия первого типа (задана производная на концах отрезка). При этом используются известные по предыдущему этапу  $m_i$  и  $m_{i+1}$ . Кроме того, потребуется вычислить дополнительно значение функции  $f(x)$  еще в  $n-2$  точках, т. к. значения на концах отрезках  $y_i = f(x_i)$  и  $y_{i+1} = f(x_{i+1})$  уже известны по предыдущему этапу. Так поступаем для всех перспективных отрезков. Все корни быстро локализуются в небольшом числе отрезков.

Если после выполнения третьего шага не осталось отрезков с "рейтингом доверия", отличным от нуля, то осуществляется переход к последнему шагу алгоритма, иначе осуществляется возврат ко второму шагу. Алгоритм фактически продолжается до тех пор, пока не останутся только маленькие отрезки, которые обязательно содержат корни уравнения.

На последнем этапе алгоритма все корни находятся с помощью любого метода уточнения корней. В работе использовались эвристический метод Ньютона и метод половинного деления. Этот шаг завершающий, и выполняется один раз.

Таким образом, мы заменяем задачу решения уравнения  $f(x)=0$  на более простую – нахождения и исследования на экстремум кубического интерполяционного сплайна.

Следует заметить, что несмотря на то, что количество отрезков теоретически может расти в геометрической прогрессии, и на последнем этапе может достигать  $t \cdot n^k$ , на самом деле это происходит только для первых  $r$  шагов, а дальше число отрезков практически постоянно или уменьшается.

Для выяснения степени эффективности алгоритма были проведены численные эксперименты с большим количеством различных функций. Определялось общее число вычислений функции, число вычислений функции, затраченное на уточнение корней, число вычислений функции для определения отрезков перемены знака. Отрезок, на котором определялись все действительные корни, был одинаковым для всех функций  $[-10, 10]$ . При практическом решении задач типичными были такие параметры: максимальное число шагов алгоритма – 5, "рейтинг доверия" – 3, число отрезков на первом этапе

алгоритма – 6, число разбиений на втором и последующих этапах - 4. Результаты расчетов приведены в таблице.

Номер функции	Функция	Общее кол-во вычислений функции	Уточнение корней	Определение максимума	Построение сплайна
1	$\prod_{i=1}^{40} (x - i/10 - 0.11)$	4057	160	121	3776
2	$e^x + x + 1$	1190	19	0	1171
3	$\arctg (x - 1) + 2 \cdot x$	2502	74	5	2523
4	$0.5^x - (x - 2)^2$	3341	163	5	3173
5	$f(x) = \sin(1/x), f(0) = 1$	141282	20877	948	119457

Наиболее сложными оказались уравнения 1 и 5 (см. таблицу). Особенно следует отметить уравнение 5, в котором имеется бесконечное число корней. Для методов с использованием максимального модуля производной уравнения подобного типа представляют непреодолимые трудности. Единственный способ решения таких задач – исключить области бесконечного количества корней из остальной области, но для этого необходим предварительный аналитический анализ. Если же это невозможно, то все остальные известные методы практически несостоятельны. Следует заметить, что это уравнение формально не подлежит решению с помощью описываемого алгоритма. Оно имеет бесконечное количество корней вида  $x_n = 1/(\pi n)$ , производная от функции  $f(x)$  на отрезке  $[-10, 10]$  неограниченна. Для такого уравнения необходимо найти максимальное число корней. Предложенный авторами метод позволил без предварительного анализа найти 721 решение этого уравнения. При этом использовались стандартные параметры, но "рейтинг доверия" был увеличен до 4.

**Выводы и дальнейшее направление исследований.** Предложенный метод позволяет эффективно находить все действительные корни гладкой функции на заданном отрезке с минимальным количеством вычислений функции. Метод реализует адаптивную аппроксимацию функции интерполяционными кубическими сплайнами на равномерных сетках, причем, чем выше гладкость функции, тем эффективнее процесс определения корней. В результате применения разработанных методов ко второй части задачи [1] общее время выполнения уменьшилось в 5,8 раз.

#### Список литературы

1. Азарян А.А., Смолянский П.С., Смолянская С.А. Оптимизация геометрических параметров системы оперативного контроля содержания полезного компонента в горной массе на конвейере // Оперативный контроль и управление качеством минерального сырья при добыче переработки. –Кривой Рог, 1996. –С. 48-50.
2. Молчанов Н.Н. Машинные методы решения прикладных задач. Алгебра, приближение функций –Киев.: Наукова думка, 1987. –288 с.
3. Завьялов Ю.С, Квасов Б.И., Мирошниченко В.Л. Методы сплайн-функций. –М.: Наука, 1980. –252 с.

Е.С. ТИМОФЕЕВА, ассистент кафедры МПЗ,  
Криворожский технический университет

## **ОБЪЕКТИВНОЕ ПОСТРОЕНИЕ ПОРТФЕЛЯ ОПТИМАЛЬНЫХ ПРОЕКТОВ РЕФОРМИРОВАНИЯ КРИВБАССА**

Рассмотрены возможности эффективного реформирования Кривбасса, как центра добычи минерального сырья.

Розглянуті можливості ефективного реформування Кривбасу, як центру видобування мінеральної сировини.

**Проблема и её связь с научными и практическими задачами.** Кривбасс – важнейший в Украине источник минерального сырья – как и иные центры добычи и переработки полезных ископаемых, является также средоточием длинного ряда специфических проблем, в том числе экологических. И если понятие «качество сырья» трактовать шире, чем просто как процентное содержание полезного компонента в руде или концентрате, то логично в него включить показатели и иных процессов и явлений, связанных теснейшим образом с получением этого сырья. Важность побочных эффектов, сопровождающих разработку месторождений железорудного сырья и металлургический передел, подчеркнул Президент Украины, недавно пообещавший содействовать предоставлению Кривому Рогу особого статуса и выделению средств для решения острейших экологических проблем.

**Анализ исследований и публикаций.** Общеизвестно, что для устранения любой серьёзной проблемы разрабатывается и осуществляется соответствующий проект, но вопрос усложняется, когда задача состоит в преодолении хитросплетения многих проблем. Криворожский бассейн требует выполнения большого количества очень различающихся по характеру проектов, нацеленных на самые разные направления: производственные, экономические, социальные, экологические и иные. Даже если ограничиться только сферой экологических проявлений, то и в этом случае неопределённость выбора рационального способа действий остаётся высокой. Внимания требуют выбросы загрязняющих веществ металлургическим комбинатом и обогательными предприятиями, сейсмические явления и пылеобразование при производстве массовых взрывов, потеря земель, отводимых под отвалы и хвостохранилища, охрана здоровья местного населения и многое другое. В последнее время имеются некоторые достижения в медицинском плане, в частности, начал действовать современный диагностический центр. Однако выделение криворожской доли средств, вырученных при продаже КМК, на медицинские потребности базировалось на императивном методе принятия решений. Не на научном обосновании. И хотя эмоционально данное решение воспринимается положительно, рациональное распределение средств, в общем случае, требует объективной расстановки приоритетов. Сделать это

очень сложно, так как такая расстановка требует сопоставления практически несопоставимых величин, когда даже попытка использовать в качестве общего знаменателя экономические (стоимостные) показатели не может увенчаться успехом. Как сравнить между собой показатели износа оборудования, роста числа онкологических заболеваний жителей региона, социальной напряжённости, вызванной имущественным расслоением, задержкой выплаты заработной платы, как соотнести отрицательные последствия увеличения числа наркоманов в городе и большой расход природного газа в мартеновском производстве? Преодолению какого порока отдать предпочтение при ограниченности ресурсов?

**Изложение материала и результаты.** В настоящей работе предлагается в основу решения подобных вопросов заложить новый критерий – показатель остроты проблемы, а всю среду, в которой осуществляется главное предназначение Кривбасса – как горнометаллургического комплекса, рассматривать в качестве единого проблемно-проектного пространства, элементы которого охвачены тесными связями, и в котором возможны разные пути перехода из одних промежуточных состояний в иные. При этом в качестве проблем следует воспринимать как то, что действительно является причиной негативных последствий, так и желаемое для воплощения в реальность в силу достигаемых при этом положительных эффектов. Промежуточные состояния – это статические состояния рассматриваемой среды, своеобразные фреймы. Переходы из одного состояния в другое происходят в результате выполнения отдельных проектов реформирования Кривбасса, но лишь осуществление долгой их череды может приблизить общую картину к идеальной. Очевидно, что неизбежность большого числа высокочрезвычайных действий делает актуальной их расстановку в порядке, обеспечивающем наивысшую эффективность использования ресурсов. Предлагаемый подход позволяет всю многосложную задачу поэтапного реформирования свести к хорошо изученной задаче поиска оптимального пути в графе, где дугами перехода оказываются отдельные проекты, а узлами – обеспечиваемые их выполнением состояния проблемно-проектного пространства. Каждый узел характеризуется комплексом проблем, дуги, исходящие из узла, указывают пути их преодоления, причём, для решения каждой из проблем возможно движение по любой из целого ряда дуг, так как одна и та же цель может достигаться разными вариантами проекта с различными показателями. Несомненно, что вначале должны ликвидироваться первоочередные проблемы, затем можно уделять внимание проблемам, стоящим в очереди следующими. На любом этапе желательно обращаться к наиболее эффективным вариантам проектов. Эта графовая задача оптимизации может успешно решаться с привлечением систем искусственного интеллекта, реализующих алгоритм метода проб и ошибок с возвратом и отсечением тупиковых и проигрышных поддеревьев.

Показатель остроты проблемы, позволяющий сопоставлять в едином



масштабе практически любые сущности, относящиеся к проблемно-проектному пространству, устраняет последнее серьёзное препятствие и делает такие системы жизнеспособными. Идея названного показателя состоит в том, чтобы количественные оценки любых проблемных проявлений, выраженные в абсолютных величинах специфических систем исчисления, пересчитывать в относительные величины универсальной безразмерной шкалы. В решаемой задаче оптимизации требуется выявлять приоритетность того или иного проявления по степени его нетерпимости; именно эта характеристика, кстати, чуть ли не единственная общая для всех проблем, и принята в качестве универсального показателя. Наивысшее значение шкалы (например, 100 баллов) должно соответствовать предельной, катастрофической напряжённости ситуации (смертельная заражённость местности, коллапс производственной деятельности, нарастание общественный противоречий до вооружённых столкновений и т. д.). Наименьшее её значение (скажем, 0 баллов) следует отнести к отсутствию каких бы то ни было отрицательных проявлений проблемы, фактически – к отсутствию самой проблемы (загрязнение ниже санитарной нормы, производственные показатели, превосходящие таковые у всех конкурентов, полная стабильность в обществе и лояльность к власти и пр.). Оценка ситуаций промежуточных между указанными крайними, ведётся расчётным путём и в случае линейности зависимостей сводится к пропорциональному пересчёту, в котором используются числовые значения естественных для каждой конкретной проблемы характеристик. При привязке значений данных характеристик к минимальной и максимальной отметкам универсальной шкалы, могут широко использоваться утверждённые нормативы и стандарты, данные современной науки, а также заключения авторитетных экспертов. Может быть применён метод эталонов, при котором учитывается степень соответствия реальной ситуации некоторой идеальной. Например, провозглашена цель – войти в Евросоюз, значит, острота проблемы будет рассчитываться по показателям доли бюджетных средств, выделяемых на науку, на охрану здоровья, по размеру средней заработной платы, по продолжительности жизни и иным характеристикам «у них» и «у нас».

Учитывая, что зачастую негативные последствия проблемы определяются совокупным действием целого ряда её отрицательных проявлений, предлагается расчёт остроты проблемы вести по формуле

$$A = \sum_{i=1}^n (A_i \cdot K_1 \cdot K_2), \quad (1)$$

где  $A_i$  – острота  $i$ -го проявления;  $n$  – число отрицательных проявлений;  $K_1$  – коэффициент, обеспечивающий смещение удельного веса проявления в соответствии с политическими установками государственного масштаба;  $K_2$  – коэффициент, учитывающий региональные особенности. При этом для каж-

дого отдельного проявления, при возможности упрощения функциональной зависимости до линейной, применимо выражение

$$A_i = B_l + \frac{(B_u - B_l)(W - W_l)}{(W_u - W_l)}, \quad (2)$$

где  $B_l$  – минимальное значение безразмерной шкалы;  $B_u$  – её максимальное значение;  $W$  – реальное значение определяющей характеристики в абсолютных единицах её естественной шкалы;  $W_l$  – нормативно допустимое значение этой характеристики;  $W_u$  – её абсолютно недопустимое (катастрофическое) значение.

Понятно, что порядок устранения проблем определяется результатом их ранжирования по убыванию показателя  $A$ . Выбор наиболее эффективного из ряда возможных вариантов проекта ликвидации конкретной проблемы базируется на подобных идеях и расчётах. Выполняя сопоставление таких вариантов, следует учитывать ряд показателей, важнейшими из которых, помимо стоимости проекта, являются:

- а) степень решения проблемы;
- б) срок и темп ликвидации проблемы;
- в) порождение новых проблем, как неизбежных следствий проекта.

С учётом изложенного, итоговую оценку вариантов проекта в тех же безразмерных единицах можно выполнять по формуле

$$E = 100 \frac{\sum_{i=1}^m C_i}{S_m} + r \cdot A + L + \sum_{j=1}^n A_j, \quad (3)$$

где  $C_i$  – стоимость  $i$ -го компонента проекта со стоимостной составляющей;  $m$  – число таких компонентов;  $S_m$  – максимальный принципиально возможный объём финансирования;  $r$  – остаточная (нерешённая) часть проблемы;  $A$  – начальная острота проблемы;  $L$  – сумма вредных последствий, накапливающихся за время реализации проекта;  $n$  – число проблем, порождаемых проектом;  $A_j$  – острота  $j$ -ой проблемы из числа вновь возникших.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Конкретизация высказанных идей позволит создать универсальную методику оптимального ведения работ по модернизации любых сложных систем, вплоть до государственного масштаба. При наполнении баз знаний информацией о состоянии региона в полном объёме, возможно создание системы искусственного интеллекта, способной вырабатывать всегда наилучшие рекомендации по рациональному реформированию Кривбасса, защищенной от волонтаристских решений, могущей накапливать опыт преобразований и устраняющей зависимость от конкретного состава менеджеров и исполнителей проектов и их психологических особенностей.

Е.Н. КРАВЦОВ, канд. техн. наук, ОАО «ЮГОК»

В.Н. КРАВЦОВ, канд. техн. наук, доц., Олекминский рудник (Россия)

## **ТЕХНОГЕННЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД – СЫРЬЕВАЯ БАЗА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО КОНЦЕНТРАТА**

Исследованы на обогатимость ранее заскладированные окисленные железистые руды Кривбасса, определена их пригодность для получения высококачественного концентрата по экологически чистой технологии.

Досліджено на збагачення раніше заскладовані окислені залізисті руди Кривбаса, визначена їх придатність для отримання високоякісного концентрату за екологічно чистою технологією.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Железородное сырье во всем мире является наиболее потребляемое для дальнейшего металлургического передела. Наряду с этим и предъявляются высокие требования к его качеству. В настоящее время больше половины потребности черной металлургии покрывается за счет концентратов, получаемых из бедных магнетитовых руд, технология обогащения которых проста и хорошо освоена.

В Криворожском бассейне в течение нескольких десятилетий складировались окисленные и смешанные железные руды как при подземной добычи, а также при попутной добыче магнетитовых руд. Массовая доля железа обшего в этих рудах колеблется от 30 до 51 %.

Основными минералами, определяющими промышленную ценность, являются окислы железа: гематит, мартит, гетит, гидрогетит, магнетит. Количественное соотношение главных минералов в окисленных железных рудах составляет: гематит, мартит 20-65 %, магнетит 1-15 %. Гематит является главным рудным и наиболее распространенным минералом. В рудах техногенных месторождений подземной и открытой добычах гематит представлен зернами размером от 0,001 до 3 мм. Магнетит в количественном отношении и по распространению особенно в рудах подземной добыче значительно уступает гематиту и представлен зернами размером от 0,001 до 0,1 мм. Промышленного использования на сегодняшний день этих руд как сырьевой базы для переработки нет.

**Анализ исследований и публикаций.** Внедренные на сегодняшний день схемы переработки железосодержащих руд, представленных гематитом, мартитом, синькою включают в себя операции дробления исходной руды содержащей 50-52 % железа до крупности 16-25 мм с дальнейшим отсевом классов крупности 8-10 мм и использование их как аглоруда с массовой долей железа 56-59 % [1].

Недостатком такой технологии является то, что крупные классы крупности, содержащие 45-47 % железа, складировается в отвалах.

Более полная технология переработки окисленных железных руд Кривбасса была разработана институтом Механообрчермет более 30 лет, которая должна быть реализована на Криворожском комбинате окисленных руд (КГОКОРе). Но из-за отсутствия финансирования комбинат не строится, а технология, которая предусматривала получение концентрата с массовой долей железа 61 %, устарела [2].

**Постановка задачи.** На основании выше изложенного авторами были выполнены исследования по переработке техногенных месторождений окисленных железных руд с получением концентрата, отвечающего требованиям европейскому качеству и быть конкурентоспособным на рынке сырья.

**Изложение материала и результаты.** Для определения обогатимости руды техногенных месторождений подземной добычи на гравитационных аппаратах с целью получения аглоруды классы крупности 10-5; 5-2,5; 2,5-1,25; 1,25-0,1 подвергались фракционному анализу (табл. 1).

Таблица 1  
Фракционный анализ железной руды техногенных месторождений подземной добычи

Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход, % от		Массовая доля железа, %	Извлечение железа, % от	
	класса	исходной руды		класса	исходной руды
-2700	16,3	15,2	11,6	4,4	4,2
2700-3000	5,7	5,3	22,3	3,0	2,8
3000-3200	19,9	28,6	34,8	16,2	15,4
3200-3400	18,1	16,9	49,6	21,1	20,0
>3400	40,0	37,3	58,9	55,3	52,3
Итого	100	93,3	42,6	100	94,7
Шламы	-	6,7	34,2	-	5,3
Всего	-	100	42,0	-	100

Фракционный анализ руды крупностью 10-0,1 мм показал, что максимальный выход фракции плотностью более 3400 кг/м<sup>3</sup> составляет 40,0 % с массовой долей железа 58,9 % и извлечении 55,3 %.

По результатам фракционного анализа окисленной железной руды подземной добычи выполнены исследования по отсадке с целью получения высококачественной аглоруды и отвальных хвостов (табл. 2).

Таблица 2  
Технологические показатели обогащения окисленной железной руды пневматической и гидравлической отсадками

Наименование продуктов	Гидравлическая отсадка, %			Пневматическая отсадка, %		
	выход	массовая доля железа	извлечение	выход	массовая доля железа	извлечение
Концентрат	38,6	58,6	53,9	38,5	58,2	53,4
Промпродукт	46,5	36,5	40,4	47,1	36,7	41,2
Хвосты	14,9	16,3	5,7	14,4	16,0	5,4
Исходная руда	100	42,0	100	100	42,0	100

Хотя показатели гидравлической отсадки несколько лучше по сравнению с пневматической, но последующие операции обезвоживания и сушки концентрата, по экономическим соображениям рекомендуется пневматическая отсадка.

Для окисленных железистых кварцитов техногенных месторождений открытой добычи, а также промпродукта отсадки проведены испытания магнитного обогащения в сильном поле с предварительной селективной флокуляцией и дешламацией нерудных минеральных частиц.

Показатели обогащения рекомендуемой технологии сравнивались с показателями магнитного обогащения, принятой на КГОКОРе (табл. 3).

Таблица 3

Сравнительные показатели магнитного обогащения окисленных железных руд по рекомендуемому и базовому вариантам схем

Вариант обогащения	Технологические показатели, %					
	Концентрат			Хвосты		
	выход	массовая доля железа	извлечение	выход	массовая доля железа	извлечение
Промпродукт отсадки $\alpha=36,5\%$						
Базовый	41,8	62,4	71,5	58,2	17,9	28,5
Рекомендуемый	42,5	66,7	77,7	57,5	14,2	22,3
Техногенное месторождение НКГОКа (4+6 ж. г.) $\alpha=34,4\%$						
Базовый	37,5	61,2	66,7	62,5	18,3	33,3
Рекомендуемый	37,7	65,1	71,4	62,3	15,8	28,6
Техногенное месторождение ЮГОКа (4+6 ж. г.) $\alpha=37,6\%$						
Базовый	43,9	61,1	71,3	56,1	19,2	28,7
Рекомендуемый	43,1	65,7	75,3	56,9	16,3	24,7
Техногенное месторождение ЮГОКа (5 ж. г.) $\alpha=36,3\%$						
Базовый	42,3	58,8	68,5	57,7	19,8	31,5
Рекомендуемый	43,3	62,1	74,1	56,7	16,6	25,9

Как показали исследования, технология магнитного обогащения окисленных железных руд с предварительной селективной флокуляцией и дешламацией обеспечивает получение высококачественного концентрата.

### **Выводы и направление дальнейших исследований.**

На основании полученных результатов исследований разработана технологическая схема обогащения техногенных железных руд Криворожского бассейна.

### *Список литературы*

1. Азарян А.А., Колосов В.А., Ломовцев Л.А., Учитель А.Д. Качество минерального сырья. – Кривой Рог: Минерал, 2001. – 201 с.
2. Отработка технологии магнитного обогащения окисленных железных руд Кривбасса в полупромышленных условиях. Отчет (Механобрчермет. Руководители работы Ганзенко Т.Б., Малый В.М. 2.1-(80)к-30-81 №ГРО1828009566). – Кривой Рог, 1982. – 115 с.

А.Н. КОСТЯНСКИЙ, канд. техн. наук, научный сотрудник отдела открытых горных работ, И.Е. МЕЛЬНИКОВА, канд. экон. наук, ст. научный сотрудник научно-технического отдела, Государственное предприятие «Научно-исследовательский горнорудный институт»

## ВЛИЯНИЕ КАЧЕСТВА РУДЫ НА ВЕЛИЧИНУ ЭКОНОМИЧЕСКИ ЦЕЛЕСООБРАЗНОГО КОЭФФИЦИЕНТА ВСКРЫШИ

Представленная зависимость граничного коэффициента вскрыши учитывает содержание железа в добываемой руде и может быть использована при выборе рационального варианта развития карьера.

Представлена залежність граничного коефіцієнту розкриття в рахівує вміст заліза у руді, яка добувається і може бути використана при виборі раціонального варіанту розвитку кар'єру.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Современный горнометаллургический комплекс при наличии дорогостоящего обогащения предъявляет повышенные требования к технико-экономической оценке проектных решений. Практика работы горнодобывающих предприятий показывает, что геологическая информация, которая содержит данные о факторах, определяющих ценность промышленных запасов руды, является основой для проектирования добычных работ на действующих карьерах.

Главным показателем, определяющим этапы развития карьеров, является экономически целесообразный (граничный) коэффициент вскрыши  $K_r$ , при котором в данных условиях открытая разработка месторождения целесообразна.

**Анализ публикаций.** В основу определения значения этого коэффициента положено сравнение существующих и допустимых показателей добычи и переработки при открытой разработке месторождения [1].

Для того, чтобы учесть требования, предъявляемые к качеству руды, показатели для технико-экономической оценки технических решений определялись с учетом содержания полезного компонента в недрах [2, 3]. Однако при этом не достаточно изучен характер влияния горнотехнических показателей разрабатываемого месторождения на величину граничного коэффициента вскрыши, учитывая, что глубина карьера влияет на сами показатели.

**При постановке задачи** исследования о влиянии качества руды на граничный коэффициент вскрыши, принято предположение о наличии зависимости между глубиной горных работ и содержанием железа в добываемой руде. Исследование влияния качества руды на величину граничного коэффициента вскрыши, предусматривает составление зависимости, определяющей значение граничного коэффициента вскрыши и определение содержания железа в расчетном периоде работы карьера.

Граничный (экономически-целесообразный) коэффициент вскрыши определяется по формуле:

$$K_r = (\rho \cdot (C \cdot \gamma - C_{об.}) - b) / c, \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

где:  $b$  - себестоимость добычных работ в карьере, грн./м<sup>3</sup>;

$\Pi$  - цена товарной продукции (концентрата), грн./т;

$c$  - себестоимость вскрышных пород, грн./м<sup>3</sup>;

$C_{об}$  - себестоимость переработки (обогащения руды) сырой руды, грн./т;

$\gamma$  - выход концентрата, т/т (доли ед.);

$\rho$  - объемный вес руды, т/м<sup>3</sup>

Величина  $C_{об}$  определяется из выражения :

$$C_{об} = C_k \cdot \gamma \cdot b / \rho \text{ грн./т};$$

где  $C_k$  - себестоимость концентрата, грн./т.

Откуда:

$$K_z = (\rho \cdot (\Pi \cdot \gamma - C_k \cdot \gamma + b / \rho) - b) / c = \rho \cdot \gamma \cdot (\Pi - C_k) / c, \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

или

$$K_z = \gamma \cdot (\Pi - C_k) / c, \text{ м}^3/\text{т}.$$

Величину  $\Pi$  можно выразить через затраты на 1 гривну товарной продукции -  $3_{м.н.}$ . Тогда  $K_z = \gamma \cdot C_k \cdot (1 - 3_{м.н.}) / 3_{м.н.} \cdot c, \text{ м}^3/\text{т}$

Выход концентрата может быть определен как:

$$\gamma = (\alpha - \theta) / (\beta - \theta), \text{ доли ед.},$$

где:  $\alpha, \beta, \theta$  - соответственно содержание металла в исходной руде, концентрате и в хвостах, проценты.

После подстановки значения  $\gamma$  в формулу определяющую величину  $K_z$ , она примет вид:

$$K_z = (\alpha - \theta) \cdot C_k \cdot (1 - 3_{м.н.}) / (\beta - \theta) \cdot 3_{м.н.} \cdot c, \text{ м}^3/\text{т}$$

Это выражение характеризует зависимость между содержанием железа  $\alpha$  в руде и коэффициентом вскрыши  $K_z$ .

Однако вопрос прогнозирования основных показателей характеризующих работу железорудных карьеров до конца не решен, особенно, когда наблюдается изменчивость содержания железа в рудном массиве.

Для прогнозирования  $K_z$ , необходимо спрогнозировать содержание железа в рудном массиве и изучить его влияние на исследуемый показатель. Содержание железа можно определить расчетным путем и спрогнозировать его на будущий период отработки месторождения. Например, рассчитанная по совмещенным и погоризонтным планам на рассматриваемый период для условий ИнГОКа, величина содержания железа  $\alpha$  с увеличением глубины карьера несколько возрастает (табл. 1). Следует ожидать, что эта зависимость имеет постоянную тенденцию для железорудных карьеров Кривбасса.

Таблица 1

Содержание железа магнитного в разнородностях для карьера ИнГОКа

Годы	Разновидности							Итого
	1	2	3	4	5	6	7	
2011	10	12	2	18	19	19	20	100
2013	11	12	2	19	19	19	18	100
2017	13	16	4	19	17	16	15	100
Содержание железа в разнородностях, процент.	29	32	20	28	18	26	18	

Эта тенденция объясняется увеличением доли руд с большим содержанием железа при понижении рабочей зоны карьера.

Качество руды является одной из важных составляющих, определяющих эффективность работы ГОКа, так как влияет на металлургическую ценность товарной продукции. Представляет интерес оценка содержания железа в проектируемый период работы карьера, которая может основываться на линейной зависимости этого показателя от глубины центра тяжести масс рудной рабочей зоны (рис. 1).

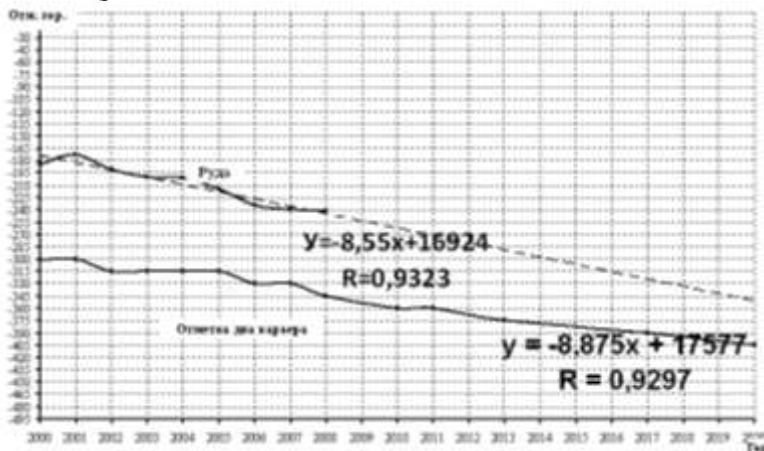


Рис. 1. Изменение отметки дна и центра тяжести масс рудной рабочей зоны карьера ИнГОКа за двадцатилетний период его работы

Зависимость содержания железа магнитного в руде от глубины центра тяжести масс рудной рабочей зоны представляет собой линейную функцию (табл. 2), которая позволила определить содержание железа на 2020 год.

Таблица 2

Прогнозируемое изменение содержания железа магнитного в карьере ИнГОКа за десятилетний период его работы

Показатели	Годы				
	2010	2011	2013	2017	2020
Средневзвешенная отметка центра тяжести масс рудной рабочей зоны, м	-262	-270	-288	-323	-345
Расчетное содержание железа магнитного, %	23,7	23,3	24,4	25,5	26,3

Как следует из анализа прогнозируемого содержания железа магнитного, его значение изменяется в пределах от 22-23 до 26 %. Кроме содержания железа в руде, зависимость, определяющая граничный коэффициент вскрыши, включает в себя себестоимость вскрышных пород – с. Установлено, что ориентировочная себестоимость вскрышных пород может быть определена по формуле:

$$c = \frac{C_k \cdot \rho_{\text{с}}^2 \cdot \gamma \cdot \alpha}{\beta \cdot (\rho + K_m \cdot \rho_{\text{с}}^2)}, \text{ грн/м}^3$$



где:  $\rho_{\text{в}}$  – объемный вес вскрышных пород, м<sup>3</sup>/т;  
 $K_{\text{т}}$  – текущий коэффициент вскрыши, м<sup>3</sup>/т.

Подставив значение  $\varepsilon$  в формулу, определяющую граничный коэффициент вскрыши, получим:

$$K_{\varepsilon} = \frac{\beta \cdot (\rho + \rho_{\text{в}}^2 \cdot K_m) \cdot (1 - 3_{\text{м.н.}})}{3_{\text{м.н.}} \cdot \alpha \cdot \rho_{\text{в}}^2} \text{ м}^3/\text{т},$$

или с учетом извлечения металла в концентрат:

$$K_{\varepsilon} = - \frac{(1 - 3_{\text{м.н.}}) \cdot (\rho + \rho_{\text{в}} \cdot K_m) \cdot \varepsilon}{3_{\text{м.н.}} \cdot \rho_{\text{в}}^2 \cdot \gamma} \text{ м}^3/\text{т}$$

где  $\varepsilon$  – извлечение металла в концентрат, доли ед.

Извлечение металла зависит от содержания железа в исходной руде. Влияние этого показателя учитывалась при прогнозировании с помощью эмпирических зависимостей перспектив экономического развития горно-обогатительных комбинатов [3], откуда после преобразований получим зависимость извлечения железа в концентрат от содержания железа в исходной руде:

$$\varepsilon = 0,0375 \cdot K_{\text{ж}} \cdot \alpha - 0,45$$

где  $K_{\text{ж}}$  – коэффициент захвата (отношение содержания железа общего к железу, связанному с магнетитом [4]), для карьеров Украины  $K_{\text{ж}}=1,37$ .

Другое выражение описывает зависимость между извлечением железа в концентрат и затратами на товарную продукцию [3]:

$$3_{\text{м.н.}} = \frac{1}{4 \cdot \varepsilon - 2,05} \text{ , гр./гр.}$$

После подстановки значения  $\varepsilon$ , величина  $3_{\text{м.н.}}$  равна:

$$3_{\text{м.н.}} = \frac{1}{0,21 \cdot \alpha - 3,87} \text{ , гр./гр.}$$

Подставив полученное выражения в зависимость, определяющую  $K_{\varepsilon}$ , получим:

$$K_{\varepsilon} = \frac{(0,21 \cdot \alpha - 4,86) \cdot \varepsilon \cdot (\rho + \rho_{\text{в}}^2 K_m)}{\rho_{\text{в}}^2 \cdot \gamma} \text{ , м}^3/\text{т}.$$

На основе полученного выражения определим для условного карьера величину  $K_{\varepsilon}=f(\alpha)$ , с показателями усредненными по железорудным карьерам: Украины:  $\rho=3.39 \text{ т/м}^3$ ;  $\rho_{\text{в}}=2.78 \text{ т/м}^3$ ;  $K_m=0.6 \text{ м}^3/\text{т}$ ;  $\gamma=0.43$  доли ед.;  $\varepsilon=0,8$  (табл. 3).

Таблица 3

Зависимость между величиной граничного коэффициента вскрыши и содержанием железа в исходной руде

Показатель	Содержание железа в исходной руде, %				
	24	25	26	27	28
Граничный коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /т	0,35	0,75	1,16	1,57	1,97

Из сравнения полученных в сопоставимых условиях величин граничных коэффициентов вскрыши и содержания железа в руде (в процентах), при вы-

пуске в качестве товарной продукции концентрата, следует, что с увеличением содержания железа в добываемой руде значение граничного коэффициента вскрыши увеличивается.

**Выводы.** Каждое месторождение характеризуется индивидуальными параметрами, которые изменяются по мере увеличения глубины карьера. При проектировании реконструкции железорудных карьеров, неременным условием является учет основных показателей, определяющих эффективность открытых работ, к числу которых относится содержание железа в рудном массиве, которое влияет на экономически целесообразный коэффициент вскрыши и себестоимость товарной продукции.

Таким образом, принятие решения при сравнении вариантов развития карьера на основе граничного коэффициента вскрыши в с условиях, взаимосвязано с учетом качества руды прямо пропорциональной зависимостью, т. е. при увеличении содержания железа в исходной руде, наблюдается увеличение граничного коэффициента вскрыши.

#### *Список литературы*

1. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Київ. Мінпромполітики України, 2007, -278 с.
2. Мосинец В.Н., Хохлов А.С. Граничный коэффициент вскрыши при разработке рудных месторождений./Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. -1973. -Вып. 2. -С. 63-65.
3. Блізнюков В.Г., Півень О.В., Плотніков О.В. Гірничо-геологічні фактори рентабельності гірничодобувних підприємств // Проблеми научного забезпечення горнопромышленного комплекса Украины на пороге ХХІ века: Сб.научных трудов ГНИГРИ. -С. 116-119.
4. Кулиш Е.А., Плотников А.В. Геологические факторы экономической ценности железорудных месторождений. -К., 2005. -292 с.

УДК 004.358:65.014

Н.О. КАРАБУТ, старший преподаватель кафедры моделирования и программного обеспечения, Криворожский технический университет

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИ ПРИНЯТИИ УПРАВЛЕНЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ**

Развитие имитационного моделирования позволяет моделировать сложные системы типа предприятий. Основным назначением моделей предприятий является их исследование с целью совершенствования системы управления.

Розвиток імітаційного моделювання дозволяє моделювати складні системи типу підприємств. Основним призначенням моделей підприємств з'являється їх дослідження з метою удосконалення системи управління.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Современный этап развития промышленности характеризуется усложнением связей и взаимодействия природных, экономических, организационных, эколого-

гических и прочих факторов производства, как на уровне отдельных предприятий, так и на общеотраслевом уровне.

Значения этих факторов систематически изменяются. Это вынуждает предприятия периодически пересматривать планы воспроизводства основных фондов и перераспределять ресурсы с целью оптимизации результатов производственно - хозяйственной деятельности. При составлении планов существенную помощь лицам, готовящим проект хозяйственного решения, может оказать использование методов математического моделирования, в том числе имитационных. Суть этих методов заключается в многократном воспроизводстве вариантов плановых решений с последующим анализом и выбором наиболее рационального из них по установленной системе критериев. С помощью имитационной модели можно создать единую структурную схему, интегрирующую функциональные элементы управления (стратегическое, тактическое и оперативное планирование) по основным производственным процессам отрасли.

Одна из важных особенностей автоматизации управления - принципиальная невозможность проведения реальных экспериментов до завершения проекта. Возможным выходом является использование *имитационных моделей*. Сущность метода *имитационного моделирования* состоит в построении так называемой имитационной модели исследуемого объекта и целенаправленном экспериментировании с такой моделью для получения ответов на те или иные вопросы. Говоря о методе имитационного моделирования, как правилу, имеют в виду метод, ориентированный на применение ЭВМ, хотя могут использоваться любые средства, включая лист бумаги и карандаш.

Другой важный аспект - использование имитационных моделей в процессе эксплуатации информационных технологий управления для принятия решений. Такие модели создаются в процессе проектирования, чтобы их можно было непрерывно модернизировать и корректировать в соответствии с изменяющимися условиями работы пользователей. Эти же модели могут быть использованы для обучения персонала перед вводом в действие информационных технологий в эксплуатацию.

**Постановка задачи.** Целью данной статьи является разработка и исследование методологических аспектов применения имитационных моделей в управлении оборотными средствами предприятия, ориентированного на повышение общей эффективности деятельности предприятия в течение промежутков времени разной продолжительности.

**Общие сведения об имитационном моделировании.** *Имитационное моделирование - это метод исследования, заключающийся в имитации на ЭВМ, с помощью комплекса программ процесса функционирования технологии или отдельных ее частей и элементов.* Сущность метода имитационного моделирования заключается в разработке таких алгоритмов и программ, которые имитируют поведение системы, ее свойства и характеристики в необходимом для исследования составе, объеме и области изменения параметров.

Принципиальные возможности метода весьма велики, он позволяет при необходимости исследовать системы любой сложности и назначения с любой степенью детализации. Ограничениями являются лишь мощность используе-

мой ЭВМ и трудоемкость подготовки сложного комплекса программ. Методы имитационного моделирования развиваются в основном в направлении исследования степени подобия имитационных моделей реальным системам и разработки типовых методов и приемов создания имитационных моделей.

Различают два подкласса систем, ориентированных на системное и логическое моделирование. К подклассу *системного моделирования* относят системы с хорошо развитыми общеалгоритмическими средствами, широким набором средств описания параллельно выполняемых действий, временных последовательностей выполнения процессов, а также с возможностями сбора и обработки статистического материала. К подклассу *логического моделирования* относят системы, позволяющие в удобной и сжатой форме отражать логические и топологические особенности моделируемых объектов, обладающие средствами работы с частями слов, преобразования форматов, записи микропрограмм.

Имитационное моделирование используется в основном для следующих применений:

- при исследовании сложных внутренних и внешних взаимодействий динамических систем с целью их оптимизации. Для этого на модели изучают закономерности взаимосвязи переменных, вносят в модель изменения и наблюдают их влияние на поведение системы;
- для прогнозирования поведения системы в будущем на основе моделирования развития самой системы и ее внешней среды;
- в целях обучения персонала, которое может быть двух типов: индивидуальное обучение оператора, управляющего некоторым технологическим процессом или устройством, и обучение группы людей, осуществляющих коллективное управление сложным производственным или экономическим объектом. В первом случае модель ориентирована на тренировку психофизиологических характеристик человека, поэтому модели называются *тренажерами*. Модели второго типа описывают некоторые аспекты функционирования предприятия или фирмы и ориентированы на выдачу некоторых технико-экономических характеристик при воздействии на входные параметры управляющей системы (чаще всего не отдельного человека, а группы людей, выполняющих различные функции управления).

**Изложение материала и результаты. Имитационные модели производственных процессов.** Вид модели производственного процесса зависит в значительной степени от того, является ли она дискретной или непрерывной. В *дискретных моделях* переменные изменяются дискретно в определенные моменты имитационного времени. Время может приниматься, как непрерывным, так и дискретным в зависимости от того, могут ли дискретные изменения переменных происходить в любой момент имитационного времени или только в определенные моменты. В *непрерывных моделях*, переменные процессы являются непрерывными, а время может быть как непрерывным, так и дискретным в зависимости от того, являются ли непрерывные переменные доступными в любой момент имитационного времени или только в определенные моменты. В обоих случаях в модели предусматривается блок задания

времени, который имитирует продвижение модельного времени, обычно ускоренного относительно реального.

Истоки зарождения дискретного подхода к построению имитационной модели обычно относят к тому времени, когда возникла идея использовать для решения ряда аналитических задач численный метод, суть которого заключается в следующем. Исходя из условий данной задачи, выбирается некоторый случайный процесс, вероятностные характеристики которого (вероятности наступления случайных событий, математические ожидания случайных величин и т. п.) равны искомым решениям задачи. Затем осуществляется многократное воспроизведение (имитация) случайного процесса, а полученное множество реализаций последнего подвергается статистической обработке. С появлением ЭВМ получил распространение метод Монте-Карло. При этом появилась возможность выборки с помощью ЭВМ случайных чисел практически с любым законом распределения и благодаря этому возможность имитации на ЭВМ самых разнообразных случайных процессов. Метод исследования объектов, основанный на таком подходе, получил название *метода статистического моделирования*.

Возникновение непрерывного подхода связано с появлением различного рода аналоговых вычислительных машин и их использованием для решения дифференциальных уравнений. Таким образом, можно сказать, что непрерывный подход первоначально применялся для моделирования непрерывных реальных объектов, функционирование которых исчерпывающе описывалось дифференциальными уравнениями.

Основными элементами непрерывной системы являются абстрактные бункеры (емкости, резервуары) и элементы задержки, которые могут быть представлены также в виде своеобразных бункеров. Указанные два типа элементов системы выполняют в принципе те же функции, что и интегрирующие блоки и звенья запаздывания (линии задержки) аналоговых вычислительных машин. Характеристикой состояния каждого бункера является объем или уровень, находящегося в нем содержимого того или иного типа. В качестве характеристики-воздействия одного элемента на другой выступает темп потока, циркулирующего между этими элементами.

***Имитационные модели предприятий.*** Для имитации сложных производственных систем требуется создание логико-математической модели исследуемой системы, позволяющей проведение с ней экспериментов на ЭВМ. Модель реализуют в виде комплекса программ, написанных на одном из универсальных языков программирования высокого уровня либо на специальном языке моделирования. С развитием имитационного моделирования появились системы и языки, сочетающие возможности имитации как непрерывных, так и дискретных систем, что позволяет моделировать сложные системы типа предприятий. Основным назначением моделей предприятий является их исследование с целью совершенствования системы управления либо обучения и повышения квалификации управленческого персонала. При этом моделируется не само производство, а отображение производственного процесса в системе управления.

Эффективная работа пользователей с моделью достигается в режиме диалога. Важнейшими условиями эффективного использования моделей яв-

ляется проверка их адекватности и достоверности исходных данных. Если проверка адекватности осуществляется известными методами, то достоверность имеет некоторые особенности. Они заключаются в том, что во многих случаях исследование модели и работу с ней лучше проводить не с реальными данными, а со специально подготовленным их набором. При подготовке набора данных руководствуются целью использования модели, выделяя ту ситуацию, которую хотят смоделировать и исследовать.

**Выводы.** Основным недостатком аналитических моделей является то, что они неизбежно требуют каких-то допущений, в частности, о «марковости» процесса. Приемлемость этих допущений далеко не всегда может быть оценена без контрольных расчетов. Статистические модели не требуют серьезных допущений и упрощений. В принципе, в статистическую модель «лезет» что угодно - любые законы распределения, любая сложность системы, множественность ее состояний. Главный же недостаток статистических моделей - их громоздкость и трудоемкость. Огромное число реализации, необходимое для нахождения искомых параметров с приемлемой точностью, требует большого расхода машинного времени. Кроме того, результаты статистического моделирования гораздо труднее осмыслить, чем расчеты по аналитическим моделям, и соответственно труднее оптимизировать решение (его приходится «нащупывать» вслепую). Правильное сочетание аналитических и статистических методов в исследовании операций - дело искусства, чутья и опыта исследователя. Нередко аналитическими методами удается описать какие-то «подсистемы», выделяемые в большой системе, а затем из таких моделей, как из «кирпичиков», строить здание большой, сложной модели.

УДК 004.94:004.633

М.В. КОВАЛЬ, ст. викладач, Криворізький технічний університет

## **ДОСЛІДЖЕННЯ АДАПТИВНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ МОДЕЛІ ОПЕРАТИВНОГО РОЗПОДІЛУ ФАЙЛІВ СЕРЕД ВУЗЛІВ КОМП'ЮТЕРНОЇ МЕРЕЖІ**

Визначено та досліджено адаптивні властивості моделі оперативного розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі, яка забезпечує оперативне виконання процесу розподілу, адаптацію до структури системи обслуговування користувачів та коррекцію рішень по розміщенню копій файлів на серверах, якщо вони виявились неефективними.

Определены и исследованы адаптивные свойства модели оперативного распределения файлов среди узлов компьютерной сети, которая обеспечивает оперативное выполнение процесса распределения, адаптацию к структуре системы обслуживания пользователей и коррекцию решений по размещению копий файлов на серверах, если они оказались неэффективными.

**Ключові слова:** модель розподілу файлів, оперативний розподіл файлів, адаптивні властивості моделі, оптимізація розподілу файлів, ефективність розподілу файлів.

**Проблема та її зв'язок із важливими науковими та практичними завданнями.** Одним з перспективних напрямів розробки та дослідження моде-

лей оперативного розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі є дослідження можливостей оперативного проведення процесу розподілу файлів між серверами з урахуванням динамічної зміни потреб користувачів у тих чи інших інформаційних ресурсах. Крім того важливим аспектом при такому підході є можливість адаптації моделі до появи у мережі нових складових елементів, таких як нові сервери та джерела запитів, та до динамічної зміни завантаженості каналів передачі даних. Зазначені фактори істотно впливають на ефективність та область застосування моделей та методів розподілу файлів. Таким чином, дослідження адаптивних властивостей моделі оперативного розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі є важливою науково-практичною задачею.

**Аналіз досліджень та публікацій.** Детальний аналіз досліджень та розробок моделей розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі проведений у роботі [1]. Основні результати досліджень, які викладені у роботі [1], полягають у наступному:

1. В існуючих моделях розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі не враховується, що на завантаження каналів передачі даних впливає не тільки робота файлових сервісів при обслуговуванні запитів на використання файлів, але й робота інших мережевих процесів.

2. Існуючі моделі розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі є інертними до динамічної зміни контролюємих параметрів, тому розподіл файлів між вузлами комп'ютерної мережі потребує оперативного прийняття рішень про створення та знищення копій файлів на серверах.

Зазначені результати останніх досліджень та публікацій свідчать про те, що більшість розробок моделей розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі є не пристосованими для реалізації в них адаптивних принципів.

Слід зазначити, що у об'єктній моделі динамічної оптимізації розподілу даних запропонованій Телятніковим О.О. [2] розглядаються питання підвищення ефективності вирішення задачі розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі як за рахунок структури моделей так і за рахунок спеціальних алгоритмів та засобів, що полегшує пристосування до масштабування продуктивності технічної платформи та свідчить про можливість її пристосування до реалізації адаптивних функцій. Дана модель базується на використанні генетичних алгоритмів, які за допомогою відповідного кодування схем розподілу даних у вигляді хромосом та застосування своїх операторів дозволяють генерувати нові схеми розподілу даних.

**Виділення перспективних напрямів дослідження та розробки.** Спираючись на проведений аналіз досліджень та публікацій пристосованості моделей розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі до реалізації у них адаптивних принципів перспективним є дослідження за наступними напрямками:

1. адаптивні властивості моделі до структури системи обслуговування користувачів;
2. адаптивне набуття статистичними параметрами достовірних значень;

3. адаптивне корегування неефективних рішень по розміщенню копій файлів.

**Постановка задачі.** Основною метою дослідження викладеного у статті є дослідження адаптивних властивостей моделі оперативного розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі, що розглянута у роботі [3], у розрізі трьох основних адаптивних принципів, що визначені як перспективні.

**Викладення матеріалів та результатів досліджень.** Визначена у роботі [3] модель оперативного розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі має наступний склад параметрів:

ND3 - кількість вузлів мережі, що є джерелами запитів.

$D=\{D_j\}$  - множина вузлів, що є джерелами запитів, де  $(j=1,...,ND3)$ .

NC3 - кількість серверів зберігання, на яких розміщуються ресурси.

$C=\{C_i\}$  - множина серверів зберігання, де  $(i=1,...,NC3)$ .

$OC=\{OC_i\}$  - множина об'ємів вільного місця на серверах зберігання ресурсів, де  $OC_i$  об'єм вільного місця на сервері  $C_i$ ,  $(i=1,...,NC3)$ .

NPECi - кількість інформаційних ресурсів, що зберігаються на сервері  $C_i$ .

$RC_i=\{R_k\}$  - множина інформаційних ресурсів сервера зберігання  $C_i$ , де  $(k=1,...,NPEC_i)$ ,  $R_k$  - k-й інформаційний ресурс, що зберігається на сервері  $C_i$ .

$FC_i=\{F_{k,j}\}$  - матриця інтенсивностей використання інформаційних ресурсів сервера зберігання  $C_i$  джерелами запитів, де  $(k=1,...,NPEC_i; j=1,...,ND3)$ ,  $F_{k,j}$  - кількість запитів до інформаційного ресурсу  $R_k$  від джерела запитів  $D_j$  у межах періоду роботи моделі, який регулюється розміром вектора історії запитів на використання ресурсів.

Nvi - розмір вектора історії запитів на використання ресурсів для сервера зберігання  $C_i$ .

Kic - коефіцієнт інертності моделі, який дозволяє регулювати час зберігання ресурсів на серверах  $C_i$ .

$ZC_i=\{Z_l\}$  - вектор історії запитів на використання ресурсів сервера зберігання  $C_i$ , де  $(l=1,...,Nvi)$ ,  $Z_l$  - елементи вектора, які характеризують запити на використання ресурсів параметрами  $R_k, D_j, POI$ .

POI - ознака того, що в межах періоду історії запитів виконувалася спроба оптимізації розташування копії ресурсу  $R_k$  для джерела запитів  $D_j$  на іншому сервері зберігання.

$Vci\{V_j\}$  - вектор поточних значень середніх фактичних швидкостей обміну даними  $V_j$  між сервером зберігання  $C_i$  та джерелом запитів  $D_j$ , де  $(j=1,...,ND3)$ .

Kcm - коефіцієнт чутливості моделі, який дозволяє згладжувати поодинокі сплески завантаженості каналів передачі даних, регулюючи вплив фактичної швидкості обміну даними у поточному сеансі зв'язку на зміну середньої фактичної швидкості обміну даними.

$Vc\{Vci\}$  - матриця поточних значень середніх фактичних швидкостей обміну даними  $V_{ij}$  між сервером зберігання  $C_i$  та джерелом запитів  $D_j$ , де  $(i=1,...,NC3; j=1,...,ND3)$ . Відображає узагальнену статистичну інформацію



про швидкості обміну даними між усіма серверами зберігання інформаційних ресурсів та джерелами запитів.

$V_{pi}\{V_j\}$  - вектор значень середніх фактичних швидкостей обміну даними  $V_j$  між сервером зберігання  $C_i$  та джерелом запитів  $D_j$  при яких проводилася остання оптимізація усіх інформаційних ресурсів сервера  $C_i$ , до яких формує запити джерело  $D_j$ , де  $(j=1, \dots, N_{D3})$ .

$N_{3O}$  - розмір вектора запитів на спробу оптимізації розташування копій ресурсів.

$ZCO=\{ZO_v\}$  - вектор запитів на спробу оптимізації розташування копій ресурсів, де  $(v=1, \dots, N_{3O})$ ,  $ZO_v$  – елементи вектора, які характеризують запити параметрами  $R_k, C_i, D_j$ .

Адаптивні властивості визначеної у роботі [3] моделі оперативного розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі доцільно розглядати у розрізі трьох основних аспектів, які були закладені у якості принципів її побудови.

*Перший* адаптивний принцип побудови моделі - адаптація моделі до структури системи обслуговування користувачів, полягає у залежності параметрів і властивостей моделі та способів їх визначення від таких параметрів системи обслуговування користувачів як: кількість вузлів мережі, що є джерелами запитів  $N_{D3}$ , кількість серверів зберігання, на яких розміщуються ресурси  $N_{C3}$ , кількість інформаційних ресурсів, що зберігаються на поточному сервері  $N_{PECi}$ .

До параметрів моделі, які враховують зазначений принцип, відносяться: розмір вектора історії запитів на використання ресурсів для поточного сервера зберігання  $N_{bi}$  та поточні значення середніх фактичних швидкостей обміну даними між серверами зберігання та джерелами запитів  $Vc(i,j)$ .

Як було зазначено,  $N_{bi}$  визначається наступним чином  $N_{bi}=N_{D3} * N_{PECi} * K_{ic}$  та динамічно змінюється при зміні величин  $N_{D3}$  та  $N_{PECi}$ . Даний параметр є основним при визначенні адаптивних властивостей моделі, оскільки його динамічна зміна у процесі роботи моделі дозволяє впливати на такі її властивості як: величина періоду актуальності статистичних даних; швидкість зміни статистичних параметрів та порогових значень, на основі яких приймаються рішення про створення або знищення копій файлів на серверах зберігання; величина періоду виходу статистичних параметрів у сталі значення після перерозподілу файлів між серверами зберігання. Значну роль відіграє використання коефіцієнту  $K_{ic}$  при визначенні  $N_{bi}$ , який дозволяє додатково регулювати інертність моделі стосовно зазначених властивостей, балансуючи її пристосованість до різних типів систем обслуговування користувачів з різною кількістю джерел запитів та інтенсивністю запитів від них.

Перерахунок поточних значень середніх фактичних швидкостей обміну даними між серверами зберігання та джерелами запитів  $Vc(i,j)$  проводиться у моделі наступним чином:

$$\begin{cases} Vci(j) = Vci(j) + \frac{V_{\phi} - Vci(j)}{N_{ac} * \hat{E}_{-i}}, \\ Vc(i,j) = Vci(j). \end{cases} \quad (1)$$

Дана операція (1) виконується за принципом врахування частки різниці між фактичною швидкістю обміну даними у поточному сеансі передачі та поточним значенням середньої фактичної швидкості обміну даними. Такий підхід дозволяє враховувати, як збільшення так і зменшення швидкості обміну даними. Крім того, врахування лише частки різниці між швидкостями дозволяє згладжувати поодинокі випадки сплесків запитів на використання ресурсів та змін завантаженості каналів передачі даних процесами, що виконуються у мережі. Величина частки різниці між швидкостями зворотно пропорційна кількості вузлів мережі, які є джерелами запитів  $N_{дз}$  та коефіцієнту чутливості моделі  $K_{чм}$ , що дає можливість враховувати розподіл пропускної здатності каналів зв'язку сервера з мережею між усіма джерелами запитів та пристосовувати модель до різних типів систем обслуговування користувачів з різною кількістю джерел та інтенсивністю запитів від них.

Необхідність оптимізації розміщення копій інформаційних ресурсів для джерела запитів  $D_j$  визначається з умови:

$$\begin{cases} F > F_{пд} & , \quad F = \frac{F_{kj}}{\sum_{m=1}^{N_{дз}} F_{k,m}}, \\ F_{пд} = \frac{1}{N}, & (PO = 0) \forall ZC_i(R_k, D_j), \end{cases} \quad (2)$$

де:  $F$  - інтенсивність запитів до ресурсу  $R_k$  від джерела запитів  $D_j$ ;  $F_{пор}$  - порогове значення інтенсивності запитів до ресурсу  $R_k$ ;  $N$  - кількість джерел запитів до ресурсу  $R_k$ , для яких  $F_{k,m} \neq 0, (m=1, \dots, N_{дз})$ ; та з умови:

$$\begin{cases} Vn_i(j) - Vc_i(j) \geq V_{пор}, \\ V_{пор} = \frac{Vn_i(j)}{N_{дз}}, \end{cases} \quad (3)$$

де:  $V_{пор}$  - порогове значення зміни середньої фактичної швидкості обміну даними між сервером зберігання  $C_i$  та джерелом запитів  $D_j$ .

Як видно з умови (3), зміна кількості вузлів мережі, які є джерелами запитів  $N_{дз}$  має безпосередній вплив на визначення порогових значень зміни середніх фактичних швидкостей обміну даними між серверами зберігання та джерелами запитів. Збільшення кількості джерел запитів приводить до зниження вказаних порогових значень, чим підвищує чутливість моделі до зміни середніх фактичних швидкостей обміну даними, що є адекватною реакцією моделі оскільки пропускна здатність каналів зв'язку сервера з мережею розподіляється між усіма джерелами запитів.

Принципу адаптації до структури системи обслуговування користувачів також відповідає перевірка наступних умов:

$$(D_j \notin D) \vee (C_j \notin C). \quad (4)$$

Умови (4) дозволяють виявити нові джерела запитів і сервери зберігання та, спираючись на наступні формули:

$$\begin{cases} Vci(j) = \min_{m=1, \dots, N_{\partial m} \neq j} Vci(m), \\ Vni(j) = Vci(j), \quad Vc(i, j) = Vci(j), \\ i = 1, \dots, N_{\partial 3}. \end{cases} \quad (5)$$

при виявленні нового джерела запитів, та:

$$\begin{cases} Vci(j) = \min_{m=1, \dots, N_{\partial m} \neq i} Vcm(j), \\ Vni(j) = Vci(j), \quad Vc(i, j) = Vci(j), \\ i = 1, \dots, N_{\partial 3}. \end{cases} \quad (6)$$

при виявленні нового сервера зберігання, зареєструвати їх у моделі та визначити визначення їх початкових параметрів.

*Другий* адаптивний принцип побудови моделі полягає у тому, щоб забезпечити набуття контрольованими статистичними параметрами достовірних значень до того як вони будуть використані для прийняття рішень про створення або знищення копій файлів на серверах зберігання. Зазначений принцип забезпечується у випадках зміни структури системи обслуговування користувачів та після спроб проведення перерозподілу файлів.

Умови (5) та (6) дозволяють визначити початкові значення середніх фактичних швидкостей обміну даними між джерелами запитів та серверами зберігання у випадку виявлення нового джерела запитів або сервера зберігання. Визначення зазначених швидкостей на основі вибору мінімальних значень серед реальних, вже напрацьованих, статистичних показників дозволяє по-перше прискорити досягнення статистичними параметрами достовірних значень за рахунок «старту» не з нуля, а по друге - не проводити спроб перерозподілу файлів до досягнення статистичними параметрами достовірних значень за рахунок використання вектору значень середніх фактичних швидкостей обміну даними при яких проводилася остання оптимізація  $V_{pi}$  та його корегування на основі перевірки умови:

$$\begin{cases} Vci(j) - Vni(j) \geq V_{nop}, \\ V_{nop} = \frac{Vni(j)}{N_{\partial 3}}. \end{cases} \quad (7)$$

Корегування вектора  $V_{pi}$  також проводиться перед спробою проведення перерозподілу файлів при виконанні умови (2) згідно з формулою:

$$\begin{cases} (PO = 1) \forall ZC_i(R_k, D_j), \\ Vni(j) = Vci(j) \end{cases} \quad (8)$$

Метою такого корегування є виключення повторних спроб проведення перерозподілу на основі одних і тих же статистичних параметрів на період, поки задіяні статистичні параметри моделі встигнуть набути нових достовірних значень та з'явиться можливість оцінки ефективності проведення перерозподілу.

Крім того, для досягнення зазначеної мети, при виконанні умов (2) та (3) встановлюється  $PO=1$  - ознака того, що в межах періоду історії запитів виконувалася спроба оптимізації розташування копії певного ресурсу для певного

джерела запитів на іншому сервері зберігання. Для обох умов (2) та (3) ознака РО дозволяє не проводити повторних спроб за конкретною зв'язкою параметрів «файл-джерело запитів» протягом періоду повного оновлення вектору історії запитів. У випадку умови (3) дана ознака дозволяє додатково продовжити термін набуття статистичними параметрами нових достовірних значень при дуже різкій зміні середніх фактичних швидкостей обміну даними між джерелами запитів та серверами зберігання внаслідок значної нестабільності завантаженості каналів передачі даних.

*Третій адаптивний принцип побудови моделі* полягає у корегуванні неефективних рішень по розміщенню копій файлів на серверах зберігання. Реалізація даного принципу забезпечується використанням ознаки РО для елементів вектору історії запитів, яка блокує прийняття будь-яких рішень по файлу, що відповідає зв'язці параметрів «файл-джерело запитів», протягом періоду повного оновлення вектору історії запитів. Як для вихідного файлу, так і для його копії дана ознака виявиться встановленою після виконання спроби оптимізації розташування вихідного файлу. Після закінчення періоду повного оновлення вектору історії запитів статистичні параметри, що стосуються обох файлів, набудуть нових достовірних значень та згідно умови:

$$\begin{cases} Fk, j = 0 (j = 1, \dots, N_{\partial j}); \\ \exists (R_k \in RC_m), (m = 1, \dots, N_{c3}, m \neq i). \end{cases} \quad (9)$$

для кожного з файлів буде виконана перевірка необхідності його знищення.

Спираючись на викладений підхід, модель виявляється побудованою таким чином, що рішення, які виявилися неефективними або невірними, автоматично виправляються самою моделлю у процесі збору та опрацювання статистичної інформації.

**Висновки.** Спираючись на проведене дослідження моделі оперативного розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі, яка розглянута у роботі [3], можна дійти висновку, що структурно та за своєю будовою вона у повній мірі забезпечує реалізацію у ній адаптивних принципів у розрізі таких основних аспектів:

- адаптивні властивості моделі до структури системи обслуговування користувачів;
- адаптивне набуття статистичними параметрами достовірних значень;
- адаптивне корегування неефективних рішень по розміщенню копій файлів.

*Список літератури*

1. **Коваль М.В.** Аналіз моделей та методів розподілу файлів між вузлами комп'ютерної мережі / М.В. Коваль, Г.В. Константінов // Вісник Криворізького технічного університету: Збірник наукових праць. – Кривий Ріг. -2010. -№26. -С. 210-213.
2. **Телятников О. О.** Моделі та алгоритми оптимізації розподілених баз даних комп'ютерних інформаційних систем: Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.13.06/ Донецький національний ун-т. -Донецьк, 2005. -20 с.
3. **Коваль М.В.** Розробка моделі оперативного розподілу файлів серед вузлів комп'ютерної мережі.//Вісник Криворізького технічного університету: Збірник наукових праць. –Кривий Ріг. -2011. -№27. -С. 211-216.

С.В. КРИВЕНКО, канд. техн. наук, ГВУЗ «Приазовский государственный технический университет» (Мариуполь, Украина)

## СПЕКАНИЕ АГЛОШИХТЫ С ДОБАВЛЕНИЕМ ТОРФА

В статье приведены результаты исследования спекания агломерационной шихты при воздействии различных факторов.

У статті наведені результати дослідження спікання агломераційної шихти при впливі різних факторів.

При спекании подогретой агломерационной шихты с использованием воздуха, обогащенного кислородом, происходит существенное снижение времени спекания. Изменение скорости передвижения зоны горения в слое влияет на температурные уровни процессов и их продолжительность. При несогласованности передвижения фронта горения топлива (горизонта с температурой воспламенения) и теплопередачи (горизонта с максимальной температурой) происходит ухудшение прочности агломерата. Поэтому необходим подбор таких параметров спекания (высота слоя, разрежение, расход твердого топлива и т.д.), которые бы обеспечили образование однородной структуры агломерата с отсутствием крупных пор и объемов, непропитанных жидкой фазой.

Скорость зажигания топлива непосредственно под зоной горения зависит не только от температуры шихты и содержания кислорода в газах, но и от температуры воспламенения топлива. Температура зажигания обычного основного агломерационного топлива (мелкого кокса и антрацитного штыба) составляет 600 ч 750 °С. Для ускорения процесса зажигания топлива, следовательно, и процесса горения, к исходной шихте, возможно, добавить топливо с температурой зажигания ниже, чем у основного топлива, которое используется при спекании, с частичной его заменой. При приближении зоны горения к любому горизонту агломерируемого слоя при условии достаточного количества кислорода начинает гореть топливо с низкой температурой зажигания. Практически сразу температура в зоне, где начало гореть дополнительное топливо, увеличивается до уровня, который превышает 726 ч 805 °С и начинает гореть основное топливо.

В качестве такого топлива возможно использовать торф с температурой воспламенения  $t_{\text{г}} \approx 250 \times 300$  °С, гранулированные древесные опилки [1], лигноцеллюлозное [2], нефтяной кокс [3] и т. д. В [4] предложено повышать реакционную способность различных видов твердого топлива, применяемых при агломерации, добавлением к шихте раствора калия.

Целью работы является выявления возможности повышения скорости спекания шихты за счет более раннего зажигания топлива под зоной горения.

Проведены лабораторные спекания шихты с добавлением к ней подготовленного активированного торфа. Его содержание в агломерационной

шихте составило 3 %. Спекания проводились в чаше диаметром  $D_{\text{ч}}=140$  мм. Высота исходного слоя шихты постоянная и равна  $H_{\text{сл}}=180$  мм. Химический состав компонентов шихты и агломерата постоянный. Разрежение в вакуум-камере во время спекания поддерживали равным  $ДР=10$  кПа.

Разработан способ спекания агломерационной шихты с совместным использованием ее предварительного подогрева и обогащенного кислородом воздуха [5]. За счет совмещения интенсифицирующих факторов устранены недостатки, присущие каждому из них. Поэтому влияние торфа исследовали дополнительно для подогретой шихты и обогащенного кислородом воздуха.

Подогрев агломерационной шихты до температуры  $t_{\text{ш}}$  осуществляли после окомкования в жаровом электрошкафу, а затем загружали в чашу для спекания. Максимальная температура предварительного подогрева шихты составила 120 ч 125 °С и была ограничена возможностями оборудования. При подогреве окомкованной шихты выше 100 °С в состав исходной шихты добавляли связующее вещество, которое не допускает разрушение гранул при сушке и ухудшения газопроницаемости, в качестве которого использовали бентонит. Также в качестве связующего вещества могут быть использованы водный раствор полиакриламида (до 1,5 кг/т шихты), гумат натрия (70 кг/т шихты), жидкое стекло, сульфидный щелок, железный купорос, мазут (2,5-10 кг/т шихты), известь (до 10 %) и т. д.

Определяли время спекания  $\phi^{cn}$ , выход годного агломерата ВГ (фракции крупнее 10 мм), барабанную пробу БП и относительное увеличение производительности ДП. Прочность агломерата оценивали с помощью испытательного барабана по ГОСТ 15187-69. Относительное увеличение производительности процесса агломерации рассчитывали по формуле

$$\Delta П = \left( \frac{\tau_0^{cn} \cdot ВГ}{\tau^{cn} \cdot ВГ_0} - 1 \right) \cdot 100, \text{ \%}.$$

Из результатов спеканий (табл. 1) следует, что самая низкая производительность аглопроцесса соответствует спеканию, которое осуществлено без использования какого-либо фактора, интенсифицирующего горение топлива в слое. Это спекание принято за базовое и отвечает существующей технологии производства агломерата на большинстве металлургических предприятий СНГ.

При спекании не подогретой шихты  $t_{\text{ш}}=20$  °С с добавлением торфа увеличение производительности аглопроцесса составило ДП=42,1 % без ухудшения качества агломерата. Повышение производительности произошло из-за интенсификации горения топлива за счет его более раннего зажигания и ускорения роста температуры шихты непосредственно под зоной горения, которое способствует ускорению испарения влаги из зоны переувлажнения шихты и ее перемещению вниз. Улучшение качества агломерата состоялось за счет дополнительного тепла сгорания углерода активированного торфа при неизменном содержании основного топлива. Полученное увеличение производительности больше, чем при спекании такой же не подогретой ших-

ты со всасыванием воздуха, обогащенного кислородом, на  $(42,1-29,9)=12,2\%$ . Это указывает на большое влияние температуры зажигания топлива шихты на скорость процесса спекания.

Таблица 1

Результаты спеканий агломерата

№	$t_{из}$ , °C	$[O_2]$ , %	Расход топлива, %	Добавка		Показатель спекания			
				Бенто нит	Торф	$\phi^{сн}$ , мин.	ВГ, %	БП, %	ДП, %
1.		21	5,02	-	-	11,0	80,1	69,6	0,0
2.	20	21	5,02	-	+	7,5	82,7	73,9	42,1
3.	80	21	5,02	-	-	5,5	59,1	71,0	47,5
4.	80	21	5,02	-	+	5,5	72,3	74,2	121,6
5.	120	21	5,02	+	-	2,6	51,7	53,5	173,2
6.	120	21	5,02	+	+	4,5	67,0	76,3	192,2
7.	20	25	5,02	-	-	9,0	85,2	81,9	29,9
8.	80	25	5,02	-	-	4,3	77,2	70,2	149,5
9.	120	25	5,02	+	-	3,0	65,1	72,8	198,2
10.	120	25	4,02	+	-	3,5	70,1	68,8	174,9
11.	120	25	4,02	+	+	4,0	66,8	75,2	129,4
12.	120	25	3,02	+	+	3,5	77,8	77,3	205,3

Были проведены спекания подогретой до  $t_{из}=80\text{ }^{\circ}\text{C}$  шихты с добавлением активированного торфа. Полученное увеличение производительности составило ДП=121,6 % с удовлетворительным качеством агломерата. В сравнении с производительностью спекания одинаково подогретой шихты без добавления активированного торфа разница составляет  $(121,6-47,5)=74,1\%$  при одинаковом времени спекания  $\phi=5,5$  мин. Повышение производительности состоялось лишь за счет улучшения качества агломерата. Таким образом, при отсутствии зоны переувлажнения во время спекания топливо с низкой температурой зажигания способствует повышению температуры в зоне спекания за счет внесения дополнительного тепла без расширения зоны горения топлива и, соответственно, без ухудшения газопроницаемости слоя.

При спекании подогретой до температуры  $t_{из}=120\text{ }^{\circ}\text{C}$  шихты с добавлением к ней топлива с меньшей температурой зажигания, чем основное топливо шихты, бентонита 2% и всасыванием в слой воздуха, обогащенного кислородом до 25 %, полученное увеличение производительности аглопроцесса составило ДП=129,4 % при ухудшении качества агломерата. В сравнении со спеканием без торфа и таким же содержанием основного топлива получена производительность аглопроцесса более низкая на  $(174,9-129,4)=45,5\%$ . Это произошло из-за значительного перерасхода топлива и ухудшения газопроницаемости слоя шихты при оплавлении агломерата.

Для устранения излишнего оплавления аглошихты было снижено содержание основного топлива (коковой мелочи) в ней до 3,02 %, то есть на 39,8 % относительно содержания топлива в аглошихте, спеченной без предварительного подогрева и без обогащения кислородом воздуха. В результате спекания аглошихты с добавками 2 % бентонита и 3 % активированного тор-

фа, предварительно подогретой до 120 °С, со всасыванием в слой воздуха, обогащенного кислородом до 25 %, но со сниженным содержанием основного топлива получено максимальное увеличение производительности аглопроцесса ДП=205,3 % при хорошем качестве агломерата.

Для исследования влияния кислорода на процесс спекания подогретой до 120 °С шихты было проведено дополнительное спекание. К исходной шихте прибавили активированный торф и бентонит, потом окомковывали и подогревали до 120 °С, но спекали со всасыванием в слой обычного воздуха. Увеличение производительности относительно базового спекания составил ДП= 192,2 %. В сравнении с спеканием такой же шихты без добавления активированного торфа это на  $(192,2-173,2)=19,0$  % выше. Однако производительности выросла лишь за счет улучшения качества агломерата, т.к. время спекания значительно увеличилось  $Дф=(4,5-2,6)=1,9$  мин. Таким образом, добавление активированного торфа в состав шихты внесло дополнительное тепло для повышения качества агломерата, но интенсивность горения топлива нужно увеличивать для получения еще большей производительности без ухудшения качества агломерата.

Таким образом, использование легкозажигаемого топлива одновременно с предварительным подогревом аглошихты и обогащением кислородом всасываемого воздуха еще более интенсифицирует процесс горения основного топлива в слое, повышает скорость спекания и степень использования кислорода. В результате производительность аглопроцесса возрастает еще больше без ухудшения качества агломерата. Новое содержание топлива в шихте агломерации определяют путем расчета теплового баланса процесса спекания. При применении активированного торфа его добавляют в состав шихты в дозирочном отделении или на рудном дворе.

**Выводы.** Максимальную производительность аглопроцесса с хорошим качеством агломерата со снижением расхода основного топлива шихты достигают за счет совместного использования предварительного подогрева шихты более 100°С, всасывания в слой обогащенного кислородом воздуха, добавления в шихту топлива с низкой температурой зажигания и связующего вещества.

#### *Список литературы*

1. **Киселев И.Ю.** Способ производства агломерата. И.Ю. Киселев, Е.В. Захарова, С.И. Девочкина. – Пат. 2026377 РФ, МПК C22B1/24, № 4888841/02 Заявл. 10.12.1990; Опубл. 01.09.1995. Гарсиа ПенаттиДалто, ГуэдесСоаресАлваро. Каталитическое целлюлозное топливо. – Пат. 6758 BR, МПК C10L5/44, № 200301226 Заявл. 23.06.2000, Опубл. 28.04.2006.
2. **Сысоев Н.П.** Технологические параметры аглопроцесса при использовании мелочи нефтяного кокса. //Н.П. Сысоев, В.Л. Терентьев, М.Ф. Гибадулин и др. Сталь, 2005, №5. –С. 8-9.
3. The influence of potassium on the Boudouard reaction in manganese production. KaczorowskiJakub, Lindstat Tor, Syversten Martin. ISIJ Int. 2007.47, №11. –Р. 1599-1604.
4. Пат. 92284 Укр, МПК (2009) C22B 1/16, C22B 1/14 Спосіб спікання аглошихти. Крівенко С.В., Томаш О.А., Руських В.П. № а 20091085 Заявл. 22.10.2009; Опубл. Б.№1911.10.2010.



## **АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕПЛА ОТХОДЯЩИХ ГАЗОВ АГЛОМЕРАЦИОННОЙ МАШИНЫ**

Произведен анализ возможностей повышения эффективности работы агломашины за счет утилизации тепла отходящих газов.

Був проведений аналіз можливостей підвищення ефективності роботи агломашины за рахунок утилізації теплоти підходящих газів.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Процесс агломерации железорудных материалов является одним из основных способов окучивания (наряду с производством окатышей) при подготовке к доменному переделу. Как известно, агломерация является одним из наиболее сложных металлургических процессов. На сегодняшний день вопросам повышения эффективности и надежности работы оборудования агломерационных фабрик уделяется недостаточно внимания. В связи с нестабильностью, сложившейся на рынке энергоносителей, снижение расхода топлива в технологических процессах при совершенствовании конструкции агломерационного оборудования представляется наиболее разумным решением данной проблемы. В связи с этим возникает необходимость в совершенствовании и оптимизации современных технологий процесса агломерации, а также в обосновании новых предложений. Для решения этих задач используются теоретические и экспериментальные методы исследования. Экспериментальные исследования сопряжены с большими материальными затратами и непредвиденными последствиями. Кроме того, они, как правило, направлены лишь на отдельные стороны процесса агломерации. В настоящее время наблюдается тенденция к рассмотрению и изучению сложных технологических процессов с позиций системного подхода. При этом процесс представляется как система, состоящая из связанных и взаимодействующих между собой элементов.

**Анализ исследований и публикаций.** Вопросами агломерации занимались такие известные ученые, как Е.Ф. Вегман, А.Е. Селезнев, А.М. Парфенов, В.И. Коротич, Ю.А. Фролов. Современные агломерационные фабрики представляют собой сложный комплекс сооружений, машин и аппаратов. Агломерационная машина обслуживается многочисленными вспомогательными отделениями, каждое из которых играет определенную роль в общей технологической схеме производства агломерата. Спекание руд методом просасывания воздуха заключается в том, что мелкую руду смешивают с тонко раздробленным топливом и загружают на колосниковую решетку. Зажигание топлива происходит на поверхности шихты от специального зажигающего устройства и далее процесс горения поддерживается за счет просасывания воздуха вентилятором через слой шихты. Температура отходящих газов в коллекторе составляет 100 °С.

**Постановка задачи.** Целью данного исследования было определения возможных путей повышения эффективности работы агломерационных фабрик, так как в настоящее время на промышленных объектах недостаточно внимания уделяется утилизации тепловой энергии вторичных энергетических ресурсов.

**Изложение материала и результаты.** Возможные пути утилизации тепла отходящих газов агломерационной машины являются одними из наиболее перспективных путей совершенствования оборудования и повышения эффективности работы аглофабрики. На металлургическом предприятии с полным циклом доля агломерационного производства в общем потреблении топлива составляет 6-10 %. Главными направлениями снижения расхода топлива являются совершенствование подготовки шихты и технологии спекания, а также максимальное использование теплоты отходящих газов и горячего агломерата. Теплоту воздуха можно использовать непосредственно в технологическом процессе либо на производство пара.

Одним из способов использования этого тепла в технологических целях является подогрев с помощью теплообменника чистого вентиляционного воздуха, подаваемого в горн агломашины. Применяются схемы, основанные на перекрестноточных способах охлаждения агломерата [1]. Перспективными являются схемы охладителей противоточного типа, которые характеризуются более низким расходом воздуха и более высокой его температурой. По данным применение подогретого до 300 °С воздуха снижает расход топлива на 24 % и повышает производительность агломашины на 1,8 %. Наибольшее внимание следует уделить отходящим газам из последней вакуум-камер. Их температура составляет в среднем 300 °С. Характерным является то, что температура отходящих газов в последней вакуум-камере никогда не достигает максимума, как это бывает по термограммам, полученным при спекании в чаше. В последней вакуум-камере наблюдается лишь начало подъема температуры отходящих газов, т. е. процесс заканчивается на восходящей ветви термограммы [2]. Зажигание шихты оказывает существенное влияние на весь ход процесса спекания. При обычном способе агломерации с просасыванием воздуха высокие температуры в зоне горения достигаются в результате горения твердого топлива шихты и регенерации теплоты раскаленного агломерата и отходящих газов. В начальной стадии процесса слой раскаленного агломерата отсутствует, что исключает поступление регенерированного тепла по верхней ступени теплообмена. Следовательно, в верхних слоях имеется значительный дефицит тепла. Покрываться этот дефицит должен за счет тепла зажигания. Непосредственная подача отходящих газов последней вакуум-камер в горн агломашины может интенсифицировать процесс зажигания шихты в связи с неплохим содержанием кислорода 18-19 %. Использование этих газов затруднено в связи с высоким содержанием SOx и водяного пара.

Также перспективным является комбинированный нагрев агломерационного слоя [3]. Это объясняется фактом неравномерности распределения

температур по высоте слоя при обычном способе спекания шихт. Недостаток теплоты можно восполнять применением подогретого до 250-300 °С воздуха. Применение нагретого воздуха в течение трех минут после зажигания обеспечивает выравнивание температур по высоте слоя и достаточное повышение температуры в верхнем горизонте даже при пониженном содержании углерода в шихте. При этом количество тепла, внесенного нагретым воздухом, составит 1/3 от тепла сэкономленной коксовой мелочи; будет достигнуто значительное снижение расхода твердого топлива. Неудачи с внедрением газовой агломерации, а также теплотехническая несостоятельность применения нагретого воздуха по всей длине агломашины в значительной степени объясняются резким снижением доли участия регенерированного тепла. Хотя оба метода подвода добавочного тепла в верхние слои шихты (продукты сжигания газа или нагретый воздух) с точки зрения выравнивания температур по высоте слоя и являются равноценными, однако они резко отличаются по результатам дальнейшего воздействия на процесс. Второй метод обеспечивает большую скорость продвижения вниз зоны горения по сравнению с первым. С теплотехнической точки зрения всякий дополнительный подвод тепла в верхние слои целесообразен только в начальной стадии процесса. Когда сверху образуется слой агломерата достаточной толщины, то он успешно выполняет роль теплообменника, обеспечивая необходимый подогрев воздуха для горения углерода нижележащих слоев шихты. Низкотемпературный подогрев воздуха в рекуператорах вообще вряд ли целесообразен, поскольку он мало способствует выполнению важнейшей цели – повышению качества агломерата.

Одним путей использования тепла отходящих газов может быть предложена подача отходящих газов в барабан-смеситель, как теплоноситель для подогрева агломерационной шихты либо нагрева теплофикационной воды. Это предложение осложняется дополнительными расходами на монтаж громоздкой конструкции газопроводов, а также на установку дополнительного оборудования, что может быть нецелесообразным в условиях современных аглофабрик.

**Выводы и дальнейшие направления исследований.** Решение задач, связанных с улучшением качества агломерата, снижением топливно-энергетических затрат на его производство и сокращение экологически вредных выбросов, в первую очередь оксидов азота и оксида углерода (СО), является актуальным. Вторичное использование отходящего с охладителей горячего воздуха также приводит к уменьшению вредных выбросов и обеспечивает снижение затрат на процесс спекания и повышение качества агломерата. Внешнее тепло, поступающее с продуктами сгорания газа, необходимо в первоначальный период нагрева для обеспечения активизации внутреннего источника. Использование теплоты отходящих газов агломерационной машины усложняется высоким в них содержанием пыли, вредных примесей и оксидов. Одним из перспективных вариантов использования тепла газов последних вакуум-камер является подача их в барабан-смеситель для подогрева аг-

ломерационной шихты при смешивании. Но использование этого метода может быть осложнено громоздкостью конструкции газоходов от агломерационной машины до барабана.

#### *Список литературы*

1. Розенгарт Ю.И. Вторичные энергетические ресурсы черной металлургии и их использование / **Розенгарт Ю.И., Якобсон Б.И., Мурадова З.А.** –К.: Вища школа, 1988. -161 с.
2. Сигов А.А. Агломерационный процесс / **Сигов А.А., Шурхал В.А.** –К.: Техника, 1969. -232 с.
3. Теплотехника и газодинамика агломерационного процесса : материалы республиканского семинара / науч. ред. **В.А. Шурхал.** -К.: Наукова думка, 1983. -168 с.
4. Теплотехнические расчеты агрегатов для окускования железорудных материалов / **[Базилевич С.В., Бабошин В.М., Белоцерковский Я.Л. и др.]** –М.: Металлургия, 1979. -208 с.

УДК 519.711.2

Д.І. КУЗНЕЦОВ, А.І. КУПІН

### **АНАЛІЗ ВПЛИВУ ВХІДНИХ ХАРАКТЕРИСТИК НАПРУГИ НА АЧХ ДВИГУНА ПРИ ВИКОРИСТАННІ АПАРАТА НЕЙРОМЕРЕЖ**

Проведений аналіз залежності формування АЧХ двигуна у залежності від негативних впливів на вхідне значення напруги. Запропоновані підходи щодо подальшого аналізу та обробки отриманої АЧХ двигуна.

Проведен анализ зависимости формирования АЧХ двигателя в зависимости от негативных влияний на входное значение напряжения. Предложены подходы для дальнейшего анализа и обработки полученной АЧХ двигателя.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами.** Своєчасна діагностика електротехнічного обладнання, зокрема електродвигунів, є актуальним питанням в умовах сучасних підприємств. Найперспективнішим методом перевірки технічного стану обладнання є спектр-струменевий аналіз [1], в основі якого є аналіз АЧХ електродвигунів. Але, так як у сучасних умовах характеристики вхідної напруги не є ідеальними, а саме весь час зустрічаються просадки (15-20 %) та скачки (15-20 %) напруги [2], які можуть істотно видозмінювати АЧХ двигуна. Саме тому, автори вважають перспективною темою досліджень аналіз впливу вхідних характеристик напруги на АЧХ двигуна при використанні апарата нейромереж.

**Аналіз публікацій.** На сьогоднішній день найпоширенішими методами оцінки технічного стану електродвигунів є вібраційний, спектр-струменевий та моделюючий [2]. На думку авторів найбільш оптимальним є другий метод, який дозволяє без безпосереднього під'єднання до обладнання вимірювати його характеристики [3]. Задачі ідентифікації та діагностики електродвигунів, які вирішуються при спектр-струменевому методі, відносяться до задач класифікації. Одним з найпоширеніших засобів класифікації даних є апарат нейронних мереж.

Сучасні електронні пристрої, наприклад, ЕОМ, контролери тощо, які можуть оброблювати великі об'єми даних, досить чутливі до просадок та скачків електроенергії, що може привести до втрати важливих, для підприємства даних, або неправильного сприймання об'єктивної інформації, наприклад справжнього значення напруги та струму [4].

**Постановка задачі.** Метою даної статті є аналіз впливу просадок та скачків напруги на формування амплітудно-частотної характеристики при спектр-струменевому аналізі електрообладнання. У якості енергоспоживачів обрати електродвигуни постійного струму потужністю до 100 Вт, з робочими напругами 5 В.

Викладення матеріалів та результати. Скачки напруги (підвищення та просадка) є актуальною проблемою у зв'язку з постійно збільшуваною кількістю електрообладнання. Існує кілька причин підвищення напруги в мережі. Зміна значення напруги в мережі відбувається у зв'язку з тим, що, наприклад, побутове або промислове обладнання при включенні або вимиканні впливає на мережу, вносячи в неї дисбаланс [5]. Інакше кажучи, електродвигуни можуть впливати на інше електрообладнання та призводити до виходу його з ладу, неправильної роботи тощо.

В основі спектр-струменевої діагностики лежить пряме перетворення Фур'є, в результаті чого отримується АЧХ досліджуваного об'єкта. Отримана АЧХ у подальшому аналізується за допомогою апарата нейронних мереж. У даній статті було використано багат шаровий песептрон з кількістю шарів 5. У процесі досліджень АЧХ двигунів було помічено, що дані характеристики видозмінюються при коливаннях вхідних значень напруги.

У якості дослідних зразків було обрано два двигуни потужністю 100 Вт та робочою напругою 5 В.

При першому тестуванні досліджувалася залежність амплітудно-частотної характеристики двигунів від вхідної напруги: від найменшого до номінального значень. Залежність значень максимального значення амплітуди від вхідної напруги представлено на рис. 1.

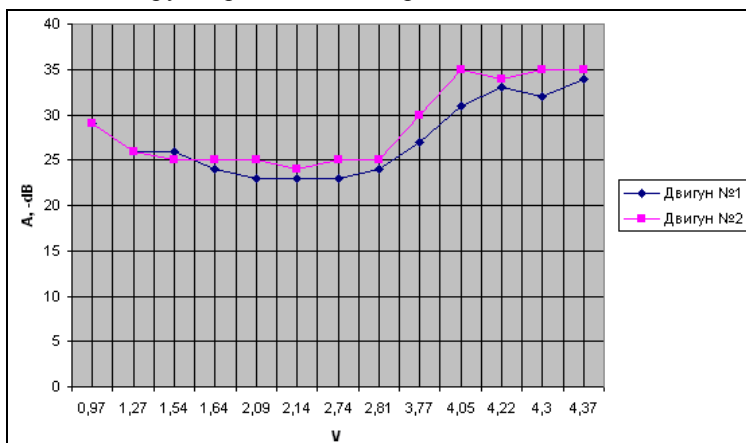


Рис. 1. Залежність максимального значення амплітуди від вхідної напруги

Як видно з графіка (див. рис. 1), при середньому відхиленні вхідної напруги до 15 % від номінальної робить коливання амплітуди до 12 %, що у середньому не становить істотної загрози при подальшій обробці апаратом нейромереж. Залежність є екстремальною.

Залежність значень частоти, на якій знаходиться максимальне значення амплітуди, від вхідної напруги приведено на рис. 2.

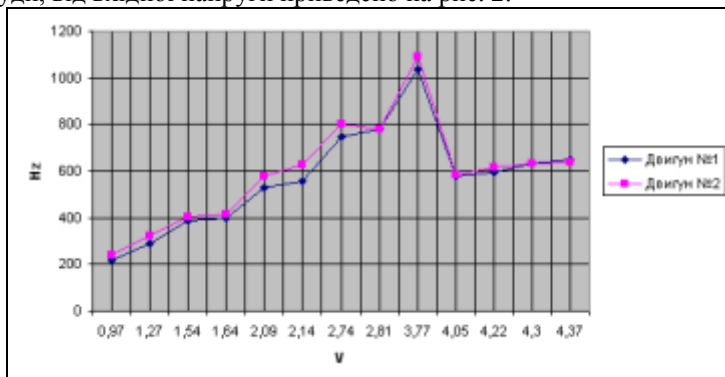


Рис. 2. Залежність частоти від вхідної напруги

Отже, як видно з графіка (див. рис. 2), при середньому відхиленні вхідної напруги до 15 % середнє значення частоти, на якій знаходиться максимальне значення амплітуди, змінюється у діапазоні [590; 620], що приблизно складає 4 %. Залежність є екстремальною.

При на ступному тестуванні досліджувалася залежність амплітудно-частотної характеристики двигунів із плином часу, при номінальній вхідній напрузі (5 В).

Залежність значень максимального значення амплітуди із плином часу представлено на рис. 3.

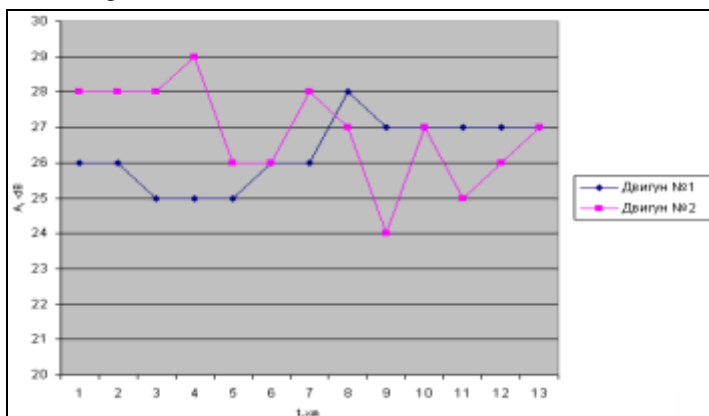


Рис. 3. Залежність максимального значення амплітуди від часу роботи двигуна

Як видно з графіків (див. рис. 3), з часом середнє максимальне значення амплітуди змінюється в діапазоні 5 %. Залежність значень частоти, на якій знаходиться максимальне значення амплітуди, із плином часу приведено на рис. 4.

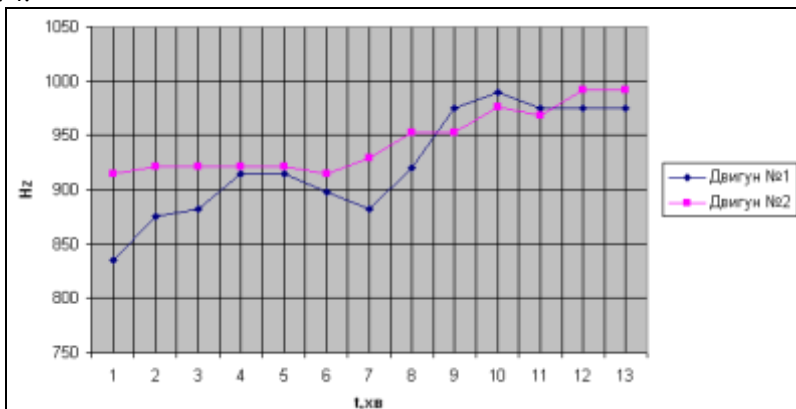


Рис. 4. Залежність частоти від часу роботи двигуна

Отже, середнє відхилення частоти складає 16 %. Через деякий час роботи (13 хв.) значення частоти стабілізується.

**Висновки та перспективи подальших досліджень.** При розробці автоматизованих систем діагностики стану електрообладнання потрібно враховувати скачки напруги, при аналізі АЧХ.

У ході досліджень було встановлено, що при середніх коливаннях вхідного значення напруги 15 % значення максимального значення амплітуд і частот змінюється, у середньому, на 5-10 %, і тому потрібно задавати діапазон чутливості вхідних даних для нейромереж у межах 5-10 %.

Із плином часу, при роботі електрообладнання його АЧХ змінюються, і тому реалізацію процесу навчання нейронної мережі потрібно проводити через деякий час після початку роботи двигуна (у середньому 13-20 хв.) у залежності від конструктивно-електричних характеристик електрообладнання.

### Список літератури

1. Діагностика стану електродвигунів на основі спектрального аналізу спожитого току [Електронний ресурс] / Петухов В.С., Соколов В.А. // "Новости Электротехники" –2005. -№ 1(31). -С. 23. –Режим доступу до журн.:

<http://news.eltehr.ru/arh/2008/49/10.php>

2. Кравченко В.М. Техническое диагностирование механического оборудования / В.М. Кравченко, В.А. Сидоров. -Донецьк, 2006. -287 с.

3. Сергиенко А.Б. Цифровая обработка сигналов / А.Б. Сергиенко. –Питер, 2002. -196 с.

4. Проблема качественного электроснабжения [Електронний ресурс]/ Остапенко Д.А. // "Новости Электротехники" –2007.- Режим доступу до статті:

<http://ostapenko.uaprom.net/a12498-problema-kachestvennogo-elektrosnabzheniya.html>

А.А. ХРУЦКИЙ, канд. техн. наук, доц., Криворожский технический университет  
К.В. ФЕДОРЕНКО, инженер, КМФ НМетАУ, кафедра МОМЗ.

## **АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДИНАМИКИ ДВУХВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ С КАЧАЮЩИМСЯ ВАЛКОМ**

Приведены результаты аналитических исследований и компьютерного моделирования двухвалковой дробилки с прямолинейным расхождением валков и с качающимся валком с точки зрения динамики работы.

Наведені результати аналітичних досліджень та комп'ютерного моделювання двовалкової дробарки з прямолінійним розходженням валков та з валком, який качається з точки зору динаміки роботи.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Кокс является главным видом топлива в доменных печах. Удельный расход кокса в отечественной металлургии составляет в среднем около 550 кг на 1 т чугуна. Это важный экономический показатель, так как стоимость кокса составляет 45-55 % себестоимости чугуна. Равномерный гранулометрический состав кокса фракции (25-60) мм при загрузки доменной печи позволяет сократить его расход и достичь значительного экономического эффекта. Были проведены экспериментальные и теоретические исследования, для определения наиболее эффективной схемы дробления и упрочнения кокса, после грохочения с отделением кусков от 80 до 150 мм. Наиболее приемлемыми с этой точки зрения являются двухвалковые дробилки.

В связи с этим возникает необходимость в определении рациональной схемы двухвалковой дробилки, позволяющей измельчать куски кокса в диапазоне от 80 до 150 мм, избегая при этом переизмельчения.

**Анализ исследований и публикаций.** Исходя из анализа известных компоновочных схем двухвалковых дробилок [1, 2, 3], следует отметить, что широко применяется схема дробилки с прямолинейным расхождением валков. Однако более перспективной следует считать схему двухвалковой дробилки с качающимся валком.

**Постановка задачи.** В свете выше изложенного необходимо провести аналитический анализ двухвалковой дробилки с прямолинейным расхождением валков и двухвалковой дробилки с качающимся валком с точки зрения динамики работы.

**Изложения материала и результаты.** В двухвалковой дробилке дробление производится путем захвата вращающимся навстречу друг другу валками крупных кусков кокса в полость между ними. Захваченные куски раздавливаются и раскалываются с частичным истиранием и выпадают под действием силы тяжести.

При попадании недробимых кусков валки расходятся пропуская недробимый кусок и возвращаются по действием пружин. В современных валко-



вых дробилках усилие при котором валки расходятся регулируются пружинами.

В случае дробилки с прямолинейным расхождением валков механическая система с двумя степенями свободы состоит из твердых тел, каждое из которых соединено линейно упругими пружинами с зашпеленным одним концом (рис. 1). Кинетическая энергия и обобщенные силы определяются из уравнения Лагранжа 2-го рода, решая которое, находим частоты колебаний системы.

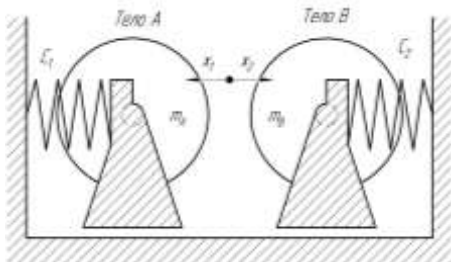


Рис. 1. Схема дробилки с прямолинейным расхождением валков

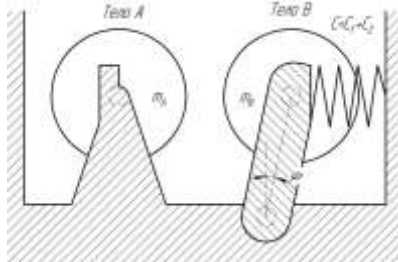


Рис. 2. Схема дробилки с качающимся валком

Кинетическая энергия системы, состоящая из суммы кинетических энергий двух тел:

$$T = T_A + T_B = \frac{m_A \cdot \dot{x}_1^2}{2} + \frac{m_B \cdot \dot{x}_2^2}{2} \quad (1)$$

где  $T_A$ ,  $T_B$  - кинетическая энергия тел А и В соответственно;  $m_A$ ,  $m_B$  - массы тел А и В;  $\dot{x}_1$ ,  $\dot{x}_2$  - обобщенные скорости тел А и В.

Для того, чтобы вычислить обобщенную силу  $Q_1$ , даем возможное перемещение (сжатие)  $dx_1$  пружине 1, фиксируя пружину 2 и условия  $c_1=c_2=c$ .

Вспользуемся формулой  $Q_1 = dA_1 / dx_1$ , где  $dA_1 = -F_{\text{упр1}} \cdot dx_1$ . Так как  $F_{\text{упр1}} = c \cdot x_1$ , то  $Q_1 = -c \cdot x_1$ . Аналогично фиксируя пружину 1 и вычисляем  $Q_2 = -c \cdot x_2$ .

После вычисления производных, входящих в уравнение Лагранжа, оно принимает вид:

$$m_A \cdot \ddot{x}_1 = -c \cdot x_1 \quad (2)$$

$$m_B \cdot \ddot{x}_2 = -c \cdot x_2$$

Предполагая, что каждая обобщенная координата меняется по закону гармонических колебаний, решение системы ищем в форме:

$$x_1 = A_1 \cdot \sin(\omega_1 \cdot t + \beta_0); \quad x_2 = A_2 \cdot \sin(\omega_1 \cdot t + \beta_0) \quad (3)$$

где  $A_1$ ,  $A_2$ ,  $\omega_1$ ,  $\beta_0$  - неизвестные постоянные.

После сокращения на  $\sin(\omega_1 \cdot t + \beta_0)$  и исходя из условия существования нетривиального решения этой системы для  $A_1$  и  $A_2$  и когда  $m_A = m_B = m$ , получаем уравнение частот:

$$\omega_1^2 = \frac{c}{2 \cdot m} \quad (4)$$

В случае двухвалковой дробилки с качающимся валком механическая система с двумя степенями свободы состоит из твердых тел, одно из которых жестко закреплено а второе совершает колебания относительно не подвижной точки (рис. 2).

Кинетическая энергия и обобщенные силы так же определяются из уравнения Лагранжа 2-го рода, решая которое, находим частоты колебаний системы.

Кинетическая энергия системы, состоящую из суммы кинетических энергий двух тел:

$$T = T_A + T_B = 0 + \frac{m_B \cdot \dot{\varphi}^2 \cdot R_B^2}{4} \quad (5)$$

где  $T_A$ ,  $T_B$  - кинетическая энергия тел А и В соответственно;  $m_B$  - масса тела В;  $\varphi$  - обобщенная угловая скорость тела В;  $R_B$  - радиус вращения тела В.

Потенциальная энергия пружины, не имеющая предварительного напряжения, при условии  $c_1+c_2=2$ , имеет вид:

$$\Pi = c \cdot (R_B \cdot \varphi)^2 \quad (6)$$

Обобщенные силы вычисляются по формуле:

$$Q_2 = - \frac{d\Pi}{d\varphi} = -2 \cdot c \cdot R_B \varphi \quad (7)$$

После вычисления производных и сокращения  $R_B$  и предполагая, что каждая обобщенная координата меняется по закону гармонических колебаний, решение системы ищем в форме:

$$\varphi = A_2 \cdot \sin(\omega_2 \cdot t + \beta_0) \quad (8)$$

где  $A_2$ ,  $\omega_2$ ,  $\beta_0$  - неизвестные постоянные.

После сокращения на  $\sin(\omega_1 \cdot t + \beta_0)$  и при условии  $m_B = m/2$ , уравнение принимает вид:

$$\omega_2^2 = \frac{8 \cdot c}{m} \quad (9)$$

После сравнения уравнений частоты колебаний (4) и (9) при одинаковых массах и жесткостях пружин (при одинаковых условиях) можно утверждать, что схема дробилки с качающимся валком более динамична.

$$\frac{\omega_2}{\omega_1} = \frac{8 \cdot c/m}{c/2 \cdot m} = 4 \quad (11)$$

Для подтверждения полученных результатов, было проведено математическое компьютерное моделирование прохождения недробимого куска через дробилку с использованием системы автоматизированного проектирования SolidWorks с модулем COSMOSMotion.

В ходе моделирования определялся относительный ход вала как отношение смещения вала по горизонтали к диаметру вала.

На рис. 3 представлены результаты моделирования.

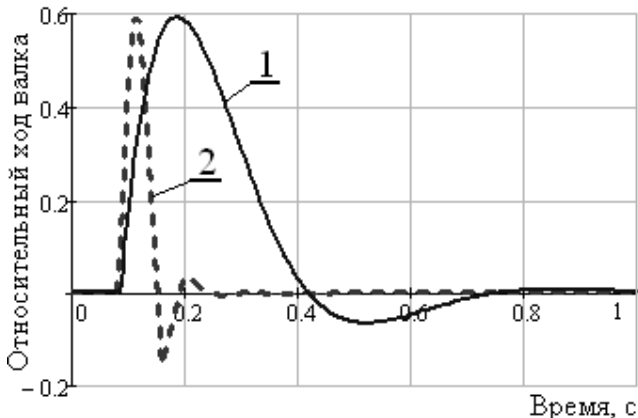


Рис. 3. Результаты моделирования: 1 - дробилка с прямолинейным расхождением валков; 2 - дробилка с качающимся валком.

Было установлено, что при попадании недробимого куска между валками, дробилка с качающимся валком реагирует в среднем 1,5-1,8 раза быстрее (рис. 3, кривая 2).

Во время испытаний двухвалковой дробилки с качающимся валком, которые проходили в условиях технологической цепи системы шихтоподачи доменного цеха Енакиевского металлургического завода, были подтверждены результаты аналитических исследований и компьютерного моделирования.

**Выводы и направления дальнейших исследований.** Как показали аналитические исследования схема дробилки с качающимся валком по сравнению с дробилкой с прямолинейным движением более динамична, что позволяет измельчать куски кокса в большем диапазоне и избегать при этом переизмельчения.

В дальнейшем планируется проведение исследований с целью определения рациональных значений геометрических параметров дробилки с качающимся валком и жесткости замыкающих пружин, а так же продолжение ее промышленных испытаний.

#### *Список литературы*

1. Клушанцев Б.В., Косарев А.И., Муйземнек Ю.А. Дробилки. Конструкции, расчет, особенности эксплуатации. –М.: Машиностроение, 1990. -320 с.
2. Олевский В.А. Конструкция, расчеты и эксплуатация дробилок / В.А. Олевский. М.: Металлургиздат, 1958. -459 с.
3. Финкель А. Ф., Ипатов П. П. Технологическое оборудование заводов черной металлургии: Уч. для техн. -2-е изд., перер. и доп. –М: Металлургия, 1982. –438 с.

А.А. КОСЯК, студент, С.В. ФИЛАТОВ, канд. техн. наук, доц.,  
Криворожский технический университет

## СОВРЕМЕННЫЙ КАРЬЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

Данная статья имеет объем 6 страниц. В ней описываются современные тенденции развития и использования технологического транспорта во время добычи полезных ископаемых поверхностным способом (в карьерах), а также приведены основные требования к качеству современного транспортного оборудования.

Дана стаття має обсяг 6 сторінок. У ній описуються сучасні тенденції розвитку та використання технологічного транспорту під час добування корисних копалин поверхневим способом (у кар'єрах), а також приведені основні вимоги до якості сучасного транспортного обладнання.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Неоспоримой тенденцией развития мировой горной промышленности на обозримую перспективу считается стабильная ориентация на открытый способ разработки, как обеспечивающий наилучшие экономические показатели. На его долю приходится до 73 % общих объемов добычи полезных ископаемых в мире (в США – 83 %, в странах СНГ – около 70 %). В России открытым способом добывается 91 % железных руд, более 70 % руд цветных металлов и 60% угля. Если учесть, что по мере роста глубины карьеров доля затрат на карьерный транспорт доходит до 55–60 % в общей себестоимости добычи полезного ископаемого, то вполне очевидным представляется тезис о том, что вопросы развития и совершенствования карьерного транспорта являются одними из основных для открытых горных разработок.

**Постановка задачи.** В данной статье основное внимание уделяется описанию текущего состояния, а также использования современного автомобильного карьерного транспорта в ведущих горнодобывающих странах мира, в том числе и в Украине.

**Изложения материала и результаты.** Остановимся подробнее на тенденциях развития технического прогресса и совершенствования основных видов технологического карьерного транспорта на современном этапе.

Основным видом технологического транспорта при добыче полезных ископаемых открытым способом остается автомобильный. Он используется для перевозки примерно 80% всей горной массы во всем мире, в т.ч. в США и Канаде – 85 %, в Южной Америке – 85 %, в Австралии – почти 100 %, в Южной Африке – более 90 %. В Украине и странах СНГ удельный вес карьерного автотранспорта, с учетом всех подотраслей горно-добывающей промышленности, приблизился к 75 %, и в ближайшей перспективе будет расти за счет расширения открытого способа добычи угля и руды.

Считается, что «революционный период» в создании большегрузных самосвалов в целом закончился. При этом основные компоновочные схемы отработаны, принципиальные конструктивно-технологические решения по

основным узлам практически одинаковы для моделей, выпускаемых различными фирмами. Мировое производство карьерных автосамосвалов идет по эволюционному пути, основными чертами которого являются следующие:

- дифференциация типоразмерного ряда по грузоподъемности самосвалов;
- создание бортовых систем управления безопасностью и снижением энергозатрат, а также обеспечивающих получение информации о параметрах работы узлов и систем самосвала, перевозимой горной массе и др.;
- повышение ресурса базовых конструкций;
- создание комфортных условий для водителя;
- обеспечение экологической безопасности транспортного процесса.

Некоторые специалисты считают, что одним из путей дальнейшего развития, повышения производительности и эффективности карьерного автомобильного транспорта является разработка и создание специализированного подвижного состава, удовлетворяющего условиям эксплуатации в глубоких карьерах, в частности, средств сборочного автотранспорта. Другие полагают, что создание таких моделей на современном этапе развития открытых горных работ не вызвано объективной необходимостью и значительно снизит область их применения. Это столкновение мнений – отражение извечного спора об универсализации и специализации средств карьерного транспорта. Представляется, что решение о создании специализированных моделей, тем более об их серийном производстве должно быть взвешенным и всесторонне обоснованным.

Необходимость гибкого подхода к формированию типоразмерного ряда, разработанного БелАЗом еще в 70-х годах прошлого века, вызвана тем, что он оказался слишком дискретным. Расширение типоразмерного ряда связано с появлением на рынке стран СНГ автосамосвалов производства зарубежных фирм с грузоподъемностью 90, 136 и 154 т. В условиях жесткой конкуренции это потребовало разработки соответствующих моделей самосвалов в ПО «БелАЗ», чтобы в большей степени удовлетворять требованиям горнодобывающих предприятий. Следует отметить, что ПО «БелАЗ» за сравнительно короткий период разработаны новые модели самосвалов БелАЗ-7547, БелАЗ-7528, БелАЗ-7555, БелАЗ-75131 и БелАЗ-75306 и их модификаций грузоподъемностью соответственно 36, 45, 55–65, 130 и 220 т, а также опытные образцы с шарнирно-сочлененной рамой грузоподъемностью 36 и 280 т. На заводе разработан план модернизации, создания и внедрения новой техники на перспективу до 2010 г. При этом осваиваемые производством модели соответствуют мировым тенденциям развития средств карьерного транспорта, в их конструкции используются достижения российских и зарубежных фирм, поставляющих надежные агрегаты, узлы и материалы.

Компоновочные схемы современных карьерных самосвалов БелАЗ и ведущих зарубежных фирм практически одинаковы, и если отличаются, то только дизайном оперения, кабины и пр. Более 70% всех карьерных самосвалов выполнены по классической схеме, когда все узлы и системы самосвалов монтируются на жесткой раме. По схеме с шарнирно-сочлененной рамой вы-

пускаются самосвалы либо сравнительно небольшой грузоподъемности (до 40–50 т), либо очень большой – до 300–400 т.

Основной тенденцией развития карьерного автотранспорта следует считать нарастание грузоподъемности, сдерживаемое только мощностью двигателя и несущей способностью применяемых шин. О наличии потребности в автосамосвалах грузоподъемностью 500 т и более свидетельствует, например, объявленный в 2002 г. ведущей медедобывающей компанией Чили «Codelco» конкурс на разработку самосвала грузоподъемностью 560 т и более.

Основными типами трансмиссий, применяемых на карьерных автосамосвалах, являются гидромеханическая (ГМТ) и электромеханическая (ЭМТ). Типы трансмиссий имеют значительные и принципиальные различия в конструктивном исполнении, и можно говорить о традиционной и давней конкуренции между ними. При этом если на карьерных самосвалах грузоподъемностью 30–70 т варианты с применением ГМТ по существу безальтернативны, то для самосвалов большой и особо большой грузоподъемности такой однозначности в использовании ГМТ в приводе нет. Сдерживающими факторами для получения подавляющего преимущества ГМТ являются следующие: низкий ресурс до капремонта узлов трансмиссии по сравнению с ЭМТ и возрастание общих издержек за период эксплуатации самосвала с ГМТ. В то же время при глубине карьеров 500 м и более самосвалы с ГМТ получают неоспоримое преимущество. Начиная с 1994–1995 гг. отмечена тенденция к возрастанию объемов сбыта самосвалов с ГМТ грузоподъемностью 110–220 т. Применение ЭМТ с использованием электродвигателей постоянного тока при создании автосамосвалов грузоподъемностью более 250 т вообще нецелесообразно. Обеспечение дальнейшего роста грузоподъемности карьерных автосамосвалов связывают с использованием приводов на переменном токе: на базе асинхронных, синхронных и индукторных двигателей. Одним из перспективных направлений улучшения основных показателей приводного оборудования является использование вентильного двигателя с системой возбуждения, основанной на постоянных магнитах.

Совсем недавно считалось, что основным фактором, ограничивающим применение современных автосамосвалов с дизель-электрическим приводом в глубоких карьерах, является перегрев тяговых генераторов и электродвигателей мотор-колес. Благодаря значительному прогрессу в совершенствовании тягового привода карьерных самосвалов в последние годы эта проблема полностью решена. Автосамосвалы БелАЗ последних моделей могут работать без перегрева тяговых электродвигателей при высоте подъема горной массы 400 м и более.

Как правило, на современном этапе развития карьерного автотранспорта в качестве силовых установок применяются дизельные двигатели мощностью до 1120 кВт в сочетании с ГМТ – на автосамосвалах грузоподъемностью до 130–160 т, большей мощности – на самосвалах с ЭМТ грузоподъемностью свыше 180 т. Учитывая общие тенденции повышения производительности, можно ожидать некоторое увеличение мощности силовых установок карьер-

ных самосвалов с целью повышения технической скорости большинства машин на подъемах до 18 км/ч.

В настоящее время автомобильный транспорт, при грузоподъемности 220 т и более, может обеспечить практически любую производительность карьера по горной массе – до 200 млн. т в год и более.

Автомобильный транспорт, как транспорт рабочей зоны карьера, в наибольшей степени подвержен воздействию усложняющихся с глубиной горно-технических условий разработки. Основным ограничением применения автомобильного транспорта на глубоких карьерах по-прежнему остается высокая себестоимость перевозки горной массы. Кроме того, карьерный автомобильный транспорт является основным источником негативного антропогенного воздействия на окружающую среду при открытых горных работах.

С целью расширения области применения автотранспорта в глубоких карьерах, повышения его эффективности не прекращаются поиски новых технологических схем, а также путей его развития и совершенствования. Одним из основных направлений считается электрификация карьерного автотранспорта. Дизель-троллейвозный транспорт обеспечивает повышение производительности при транспортировании горной массы на 10–12 % при увеличении скорости движения на подъеме на 20–30 %, сокращение расхода дизельного топлива на 50–70 %, сокращение общей стоимости энергозатрат, улучшение санитарно-гигиенических условий работы в глубоких карьерах, сокращение эксплуатационных расходов на 15–20 %. Со стороны фирм – производителей горно-транспортного оборудования (в частности, фирмы SIEMAG) отмечается рост интереса к созданию наклонных автомобильных подъемников, применение которых позволит существенно снизить нагрузку на собственно карьерный автомобильный транспорт. Объясняется это относительной простотой реализации этой схемы.

При этом нет необходимости создавать принципиально новое оборудование за исключением грузонесущей рельсовой платформы. Рассматриваются два основных варианта исполнения наклонного автомобильного подъемника: со стационарной подъемной машиной и с автономным приводом. Большой недостаток первого – необходимость сооружения подъемного комплекса на нерабочем борту карьера, что связано с большими капитальными затратами и сроками строительства (не менее 4 лет). Впрочем, этот недостаток компенсируется высокой надежностью и производительностью установки. Угол подъема может составлять до 75°. Второй вариант, например, разработанный специалистами Санкт-Петербургского горного института, компенсирует указанные недостатки за счет использования собственной силовой установки для подъема самосвала по наклонному рельсовому пути до пункта разгрузки горной массы. Однако установка в этом случае имеет значительно меньшую производительность и экологичность, большую загруженность узлов и систем автосамосвала.

На Новокриворожском ГОКе возобновлены исследования вопросов технологической целесообразности и технической возможности создания и эффективности применения карьерных автотранспортных средств с комбинированными энергосиловыми установками (газотурбинный двигатель с аккумулятором энергии, гиротроллейный и др.). Это принципиально новое оборудование позволяет повысить уклоны автодорог до 12 %, увеличить скорость движения в грузовом направлении до 25–30 км/час, значительно (в 50–100 раз) сократить загазованность рабочей зоны при одновременном снижении расхода дизельного топлива.

**Выводы.** В последние годы обострилась необходимость в форсированной подготовке новых горизонтов, а также в новом оборудовании, которое могло бы работать с более высокими темпами понижения горных работ, открывая при этом доступ к новым глубоко залегающим запасам сырья. Не менее важной задачей является продление срока службы карьеров, достигших своей проектной глубины, за счет их углубления с минимальным разносом бортов и объемом горно-капитальных (вскрышных) работ, а также в случае перехода от открытого способа разработки к подземному без остановки добычных работ и существенной потери мощности обогащительных фабрик. Особенно это актуально при разработке месторождений дорогостоящего сырья (например, для алмазодобывающих карьеров). На НКГОКе по заказу компании «SIEMENS» ведутся научно-исследовательские работы по созданию специального, прежде всего, транспортного оборудования, отвечающего требованиям и условиям его работы в нижней зоне глубинного карьера и обладающего следующими качествами:

1. Способностью работать в сложных горно-технических условиях, характеризующихся стесненностью рабочей зоны, обводненностью и другими неблагоприятными факторами.
2. Возможностью преодоления крутых уклонов (до 25°) при низком качестве дорог (без дорожного покрытия).
3. Ремонтопригодностью при наличии соответствующего вспомогательного оборудования и техники для обслуживания и ремонта непосредственно в карьере.
4. Универсальностью для широкого применения и возможности решения различных задач по вскрытию наклонными и разрезными траншеями, форсированному разному бортов и др.
5. Большой единичной мощностью агрегатов.

#### *Список литературы*

1. **С.М. Мочалин, В.И. Заруднев** Об оценке эффективности автотранспортных средств // Мир транспорта. 2009. -№2. -С. 71-73.
2. **В.С. Карабцев, Д.Х. Валесв.** О КПД и коэффициенте эффективности автотранспортного средства // Автомобильная промышленность. -2002. -№10. -С. 16-19.



О.М. ГОЛИШЕВ, д-р техн. наук, проф., Л.О. ЯНОВА, канд. техн. наук, доц.,  
Н.В. ПЕТРЮК, магістр, Криворізький технічний університет, Кривий Ріг

## **ФАКТОР ПОВЕДІНКИ ВИРОБНИЧОГО ТРАВМАТИЗМУ**

Роль человеческого, психологического фактора и аспекты обработки информации человеком, которые влияют на его поведение.

Роль людського, психологічного фактора та аспекти обробки інформації людиною, які впливають на її поведінку.

**Проблема і її зв'язок з науковими та практичними задачами.** Не завжди причиною травм є вид виконуваної роботи або несправність, ненадійність використовуваного обладнання. У більшості випадків це відбувається внаслідок невірної поведінки робітників. Такі випадки відбуваються або з причин, які не залежать від людини, або, коли її спонукають до порушення правил безпеки певні обставини.

При спробі проаналізувати причини нещасного випадку або спрогнозувати роль людського фактора, неможливо зрозуміти всі аспекти обробки інформації людиною, які вплинули або могли вплинути на розвиток ситуації. Наприклад, не можна здогадатися про що вона думала, перш ніж стався нещасний випадок. Навіть надалі сам факт нещасного випадку може змінити спогади людини про супроводжуючі його обставини. Найбільш вдалі види класифікації помилок фокусують увагу на сутності режиму праці під час виникнення помилки. Це дозволяє виконати відносно об'єктивний аналіз помилок.

Ці класифікації відрізняють помилки, які мають місце при автоматичних режимах (похибки, ненавмисні дії), від тих, що виникають при неавтоматичних, або проблемних режимах (помилки).

Помилки можна поділити на два різновиди:

- помилки від невиконання правил, які зустрічаються, коли режим роботи потребує застосування встановлених правил;
- помилки не використання знань, котрі можна зустріти при розв'язанні проблемних завдань, коли робітникові бракує кваліфікації або знання правил, котрі потрібно застосувати.

Похибки, або технічні помилки визначаються як ненавмисні, які виникають при багаторазово відпрацьованих або автоматичних за природою діях.

Це означає, що помилки знань виникають через нестачу кваліфікації, помилки правил виникають через невміння правильно застосовувати отримані знання, а технічні помилки – через несвідомі порушення в процесі виконання певної програми дій, монотонності праці які звично виникають при зміні рівня уваги.

**Постановка задачі.** Визначення ролі людського, психологічного фактора та аспекти обробки інформації людиною, які впливають на її поведінку.

**Викладення матеріалу та результати.** Внаслідок багатьох досліджень, концепцій та теорій у психологічних та технічних науках сформувалися два

основні концептуальних підходи, які пояснюють природу і закономірності травматизації людей у професійній діяльності.

У першому підході основними причинами травматизму людей визнаються закономірності їх індивідуально-психічного розвитку і людського потенціалу. З однієї сторони, травматизація зумовлюється наявністю у людей індивідуальної схильності до нещасних випадків, яка складається з природних фізіологічних та психологічних властивостей особистості, таких, як сенсомоторні якості, психодинамічні і темпераментальні особливості, властивості пам'яті, адаптивні ресурси і здатність до передбачення. З другої сторони, на схильність до травматизму впливають стать, вік, стаж роботи, особливості характеру і мотиваційної сфери, емоційні стани, рівень підготовки і професійної пильності, виховання, навички і досвід. Обидві сторони об'єднують суттєвий вплив на травматизм – людський фактор.

У другому підході основними чинниками травматизму визначаються рівень організації та особливості завдань, які виконуються у самій професійній діяльності, а також ряд об'єктивних факторів техногенного, матеріального і соціального характеру.

Існуючи на теперішній час п'ять основних видів аналізу нещасних випадків, дозволяють передбачити послідовний, поетапний розвиток небезпечної події у різних сферах виробництва:

1) Аналіз та ідентифікація місць і типів нещасних випадків. Його мета полягає в тому, щоб окреслити сферу дії тих або інших типів нещасних випадків, пов'язуючи їх, наприклад, з галузями промисловості, окремими підприємствами, виробничими процесами і технологіями.

2) Аналіз на основі моніторингу змін у сфері дії нещасних випадків. Його мета полягає в отриманні інформації, щодо змін, які відбулися, як позитивних, так і негативних. Результатом подібного аналізу може стати оцінка ефекту від здійснених профілактичних заходів, а збільшення кількості нових типів нещасних випадків, наприклад, може попереджати про появу нових факторів ризику.

3) Аналіз з метою визначення пріоритету заходів, котрі призводять до підвищення точності оцінки ризику, що у свою чергу включає в себе підрахунок частоти й важкості наслідків нещасних випадків. Його ціль полягає у виявленні основи для розташування пріоритетів та визначенні, де є необхідним виконання профілактичних заходів у першу чергу.

4) Аналіз з метою з'ясувати обставини, при яких сталися нещасні випадки, і визначити їх безпосередні й основні причини. Ця інформація використовується для вибору, детальної розробки та здійснення конкретних виправних та профілактичних заходів.

5) Аналіз з метою дослідження спеціальних питань, які привертають увагу. Прикладом може бути дослідження сфер особливих типів ризику або відкриття до сьогодення часу невідомого ризику, виявленого під час дослідження вже відомого.

З вище сказаного можна зробити висновок, що при добре виконаному аналізі та завчасному виявленні психічного розладу виробничий травматизм можна звести до мінімуму.

З впровадженням в Україні диспансерного обліку працівників на виробництві суттєвим для допуску до небезпечних робіт має бути обов'язковий психологічний огляд.

#### *Список літератури*

1. **Асмолов А.Г.** Личность как предмет психологического исследования. –М.: Наука, 1984. –216 с.
2. **Астапов В.М.** Функциональный подход к изучению состояния тревоги // Психолог. Журнал. –1992. –Т.13. -№5. –С. 111-117.
3. **Аствацатуров М.И.** Современные неврологические данные о сущности эмоций // Труды ВМА им. С.М.Кирова, -Т.20, -Л.: -1939. –С. 328-334.

УДК 504(075.8)

Е.В. ЧАСОВА, канд. хим. наук, доц., В.В. ИВЧУК, ст. препод., О.В. ДЕМЧИШИНА, ассистент кафедры химии, Криворожский технический университет

### **ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ ДЛЯ ОЦЕНКИ ХАРАКТЕРА ВОЗДЕЙСТВИЯ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ**

Рассмотрены источники, формы существования, влияние на живые организмы, токсичность и методы индикации тяжелых металлов.

Розглянуті джерела, форми існування, вплив на живі організми, токсичність та методи індикації важких металів.

**Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями.** Экологический мониторинг, как известно, включает в себя систему наблюдений за состоянием окружающей среды для своевременной оценки возможных изменений физических, химических и биологических процессов, уровня загрязнения атмосферного воздуха, почвы, водных и других природных объектов, предупреждения и устранения негативных явлений, а также обеспечения заинтересованных организаций и населения текущей и экстренной информацией об охране окружающей среды и прогнозированию ее состояния.

Для оценки экологической ситуации, как правило, оперируют значениями предельно допустимых концентраций (ПДК). К настоящему времени установлены и действуют во всем мире ПДК почти для всех металлургических элементов и их соединений, как в воздухе, так и в воде и почве. Но само медико-санитарное воздействие химических элементов на жизнедеятельность растений, животных и человека пока изучено недостаточно. Объективность ПДК, как единственного критерия оценки вредного воздействия, многими учеными ставится в настоящее время под сомнение. Это связано с тем, что очень часто ПДК (и другие нормы) выведены эмпирически, при отсутствии теоретических обоснований. Не учитываются особенности химизма природ-

ных и техногенных систем. Не всегда конкретные токсичные свойства отнесены к определенным соединениям или формам элемента. Неизвестно, как будут вести себя различные тяжелые металлы (ТМ) при совместном присутствии, а также с другими токсикантами. Это может быть эффект их «антагонистического» или «синергического» взаимодействия. А именно эти проблемы являются наиболее острыми, так как обычно в любой экосистеме одновременно присутствуют различные тяжелые металлы. Более того, «антагонизм» или «синергизм» их воздействия могут даже сменять друг друга при различных условиях. В связи с этим, для более объективной оценки экологической ситуации, помимо химических методов (замер концентраций токсикантов и сравнение их с ПДК), необходимо использовать методы биоиндикации и биогеохимические методы.

**Анализ исследований и публикаций.** Тяжелые металлы (Pb, Cd, Cu, Zn, Co, Hg, Mn, Sn, Fe, Ni, Cr, Mo, W, Bi) относятся к основным загрязняющим веществам, что обуславливает необходимость контроля их присутствия в окружающей среде [1-3].

Многие ТМ относятся к биогенным элементам, т. е. элементам, которые принимают участие в биологических процессах живых организмов. Но по количественному составу они относятся к микроэлементам ( $10^{-3} - 10^{-12} \%$ ) и ультрамикроэлементам (меньше  $10^{-12} \%$ ). Микроэлементы участвуют в таких важнейших биохимических процессах, как дыхание (медь, цинк, марганец, кобальт), фотосинтез (марганец, медь), синтез белков (марганец, кобальт, медь, никель, хром), кроветворения (кобальт, медь, марганец, никель, цинк), белковый, углеводный и липидный обмен веществ (молибден, ванадий, кобальт, вольфрам, марганец, цинк), образование гумуса (медь). Живые организмы весьма требовательны к определенной концентрации микроэлементов в среде, к набору, соотношению и формам их соединений. Недостаток или избыток микроэлементов в организме одинаково вредно сказывается на развитии организмов, вызывая эндемические заболевания растений, животных, человека [4].

**Постановка задания.** Рассмотреть источники, формы существования, влияние на живые организмы, токсичность и методы индикации тяжелых металлов.

**Изложение материала и результаты.** Размещение в границах Кривого Рога мощных предприятий горно-металлургической промышленности влияет на экологию города. Выбросы, производимые предприятиями города, наряду с другими опасными токсикантами (оксиды азота, серы, углерода, сероводород, аммиак, фенолы, формальдегид, бензапирен и др.) содержат значительные количества соединений тяжелых металлов. Организм человека, являясь конечным звеном геохимической цепи, получает тяжелые металлы из трех сред: воздуха, питьевой воды и с продуктами питания.

Установлено [5], что в пределах территории металлургического комбината в почве обнаруживалось 10 наиболее распространенных тяжелых металлов: свинец, цинк, хром, марганец, медь, кобальт, никель, барий, ванадий,

железо. Интенсивность накопления тяжелых металлов в почве на 66% исследуемой территории можно классифицировать как суммарное загрязнение свыше допустимых уровней. Объяснить причину появления этих металлов в почве, в количествах, превышающих ПДК для почв, можно тем, что такие металлы, как свинец, хром, марганец, цинк, никель, используются для легирования сталей.

Попадая в почву, тяжелые металлы накапливаются в пищевых растениях (картофель, капуста, свекла, яблоки и др.), выращиваемых на земельных участках нашего региона. Исследования [5] показали, что все образцы продуктов содержали повышенное количество железа, на втором месте находился цинк, на третьем – хром.

Содержание других микроэлементов по удельным концентрациям находилось в следующем порядке – медь, марганец, свинец, кадмий.

Наиболее потенциально опасным для человека растением, из вышеперечисленных, следует считать свеклу, т. к. она интенсивно кумулирует свинец. Анализ проводился методом атомно-адсорбционной спектроскопии. Возможно также использование атомно-эмиссионного спектрального метода.

Как уже было сказано, помимо химических и физико-химических методов анализа, для более объективной характеристики экологической ситуации необходимо проводить биологический мониторинг. Биологический мониторинг является составной частью экологического мониторинга опасных промышленных объектов. Методы биоиндикации используются как дополнительные, после обнаружения токсичности химическими методами анализа.

Для успешного решения задач биомониторинга необходимо:

- 1) правильно выбрать биологический материал;
- 2) правильно выбрать биомаркер;
- 3) наличие аналитического метода, обеспечивающего необходимую надежность, селективность и чувствительность;
- 4) наличие стандартов для интерпретации результатов.

В настоящее время для анализа тяжелых металлов в различных биологических объектах используют метод атомно-абсорбционной спектрофотометрии, отличающийся высокой чувствительностью и возможностью определения химических элементов, находящихся в биосубстратах в очень низких концентрациях.

Наиболее информативными для диагностических целей следует считать ткани и органы, которые вовлечены в процессы депонирования и концентрирования химических элементов. Жидкие биосреды (кровь, моча, желчь, желудочный сок, женское молоко) являются кратковременными по экспозиции биосубстратами, тогда как твердые ткани (волосы, ногти) характеризуют элементный статус, формирующийся в течение длительного времени. Для жидких биосред (моча, желудочный сок) используется метод прямого определения. А для таких биосред как волосы, кровь, плацента, женское молоко разработаны способы перевода исследуемого биологического материала

в анализируемый раствор с помощью сильных неорганических окислителей (способ кислотной минерализации) и термического озоления.

Так, например, исследованиями Э. М. Белецкой и др. [6] установлено, что волосы детей-дошколят промышленно загрязненного Днепропетровска содержат свинец и кадмий. Средние концентрации этих токсичных металлов в 2-3 раза выше нормативов, что подтверждает их техногенное происхождение. Кроме того, у обследованных детей наблюдался микроэлементный дисбаланс. Содержание цинка и железа в волосах резко снижено (в 2,5-3 раза ниже относительно физиологических норм), что связано с депонированием повышенного количества их биологических антагонистов – свинца и кадмия, а также с дефицитом этих веществ в питании детей.

Необходимо отметить, что волосы человека – это один из легкодоступных для исследования биосубстратов, которые позволяют объективно оценить нагрузку на организм в целом. Содержание ТМ в волосах коррелирует с их уровнем в объектах окружающей среды и с различными заболеваниями человека. А потому изучение микроэлементного состава волос в последнее время широко применяется в экологических и клинических исследованиях.

Кроме того, в настоящее время используется система биотестирования качества природных сред, включая тест-организмы, относящиеся к различным систематическим группам (низшие и высшие растения, клетки млекопитающих, микроорганизмы, одноклеточные и многоклеточные беспозвоночные животные, птицы и рыбы). Так, например, в отличие от химических методов, позволяющих определять лишь степень загрязнения вод ТМ по ПДК, биогеохимический метод выявляет последствия негативного воздействия биоаккумуляции ТМ у животных. Содержание отдельных ТМ в среде может и не превышать значения ПДК, однако их синергическое взаимодействие может оказать негативное влияние на состояние животных с последствиями снижения численности, воспроизводства популяций.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Использование методов биоиндикации и биогеохимических методов, наряду с химическими методами позволяет более объективно оценить экологическую ситуацию.

#### *Список литературы*

1. Кундиев Ю. И., Трахтенберг И. М. Эколого-гигиенические аспекты проблемы тяжелых металлов как техногенных загрязнителей // Гигиена труда. –К., 1991. –Вып. 27. –С. 3-8.
2. Трахтенберг И. М., Колесников С. В., Луковенко В. П. Тяжелые металлы во внешней среде. –Минск: Наука и техника, 1994. –285 с.
3. Паранько Н. М., Белицкая Э. Н., Карнаух Н. Г. Тяжелые металлы внешней среды и их влияние на иммунный статус населения. –Днепропетровск: Полиграфист, 2002. –143 с.
4. Часова Э. В., Ермак Л. Д., Ивчук В. В. Некоторые аспекты влияния тяжелых металлов на организм человека // Вісник КТУ. –Кривий Ріг, 2007. –Вип. 19. –С. 183-187.

5. Гапон В. А. Особенности загрязнения территории санитарно защитной зоны металлургического комбината тяжелыми металлами техногенного происхождения // Довкілля та здоров'я. –№3 (14). –2000. –С. 25-27.

6. Білецька Е. М., Главацька В. І., Земляков Т. Д. Вміст важких металів у волосі дитячого населення інтенсивної промислової території як індикатор внутрішнього забруднення організму // Гігієнічна наука та практика на рубежі століть: Матеріали XIV з'їзду гігієністів України. 19-21 травня 2004 (Дніпропетровськ) –Т. II. –К., 2004. –С. 196-198.

УДК 504(075.8)

Э.В. ЧАСОВА, канд. хим. наук, доц., В.В. ИВЧУК, ст. препод., О.В. ДЕМЧИШИНА, ассистент каф. химии, Криворожский технический университет  
П.Ю. РЫВКИН, врач по гигиене труда Дзержинской районной СЭС г. Кривого Рога

## **ЗАГРЯЗНЕНИЕ ГОРОДСКОЙ СРЕДЫ ОРГАНИЧЕСКИМИ ПРОДУКТАМИ КАК ФАКТОР, ВЛИЯЮЩИЙ НА ОБЩЕСТВЕННОЕ ЗДОРОВЬЕ**

Рассмотрена структура, источники, токсичность и характеристика влияния бензпирена на живые организмы, методы определения бензпирена, приведены меры организационного, правового и технического характера по снижению влияния органических загрязнителей на здоровье населения.

Розглянуто структуру, джерела, токсичність і характеристика впливу бензпірену на живі організми, методи визначення бензпірену, наведено заходи організаційного, правового і технічного характеру щодо зниження впливу органічних забруднювачів на здоров'я населення.

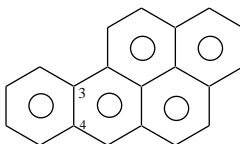
**Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями.** Углеводородные соединения по их биологическому действию изучены недостаточно. Однако доказано, что среди многоядерных аренов с конденсированными ядрами существует целый ряд таких, которые принадлежат к канцерогенным веществам.

Канцерогенные вещества – это химические соединения, которые в определенных условиях, действуя на организм человека или животных, могут вызвать рак.

3,4-бензпирен был открыт в 1933 году с использованием методов флуоресцентной спектроскопии и спектрографии. 3,4-бензпирен, или бенз(а)пирен, относится к группе полициклических ароматических углеводородов (ПАУ) с конденсированными кольцами.

Состав  $C_{20}H_{12}$ . Молекулярная масса 252 г/моль. Это желтые иглообразные кристаллы, плавящиеся при 179°C. Как и все ароматические углеводороды, он практически нерастворим в воде, но хорошо растворяется во многих органических растворителях, маслах и жирах.

Структурная формула бензапирена довольно проста: пять сочленных в определенной последовательности бензольных колец:



3,4 – Бензпирен (бенз- (α) -пирен)

Основные источники 3,4-бензпирена – это, как правило, пиролиз углеводородных топлив при недостатке окислителя, термическая переработка органического сырья, пиролиз древесины при температуре 275 – 300°C. Сажа и копоть, оседающие в дымоходах, копильных камерах, выхлопных трубах автомобилей содержат большое количество ПАУ, а зола, остающаяся при сжигании твердого топлива, их не содержит. В продуктах сгорания метана, основного компонента природного газа, обнаружены высокие концентрации ПАУ – до 18 мг бензпирена на 1 м<sup>3</sup> сгоревшего топлива. Также ПАУ могут иногда встречаться и в естественных продуктах до переработки. Например, асбестовая руда, также как и обработанный асбест, содержит значительное количество бензпирена.

**Анализ исследований и публикаций.** Многие проблемы, связанные с канцерогенными веществами, находятся в стадии решения. Известным советским онкологом академиком АМН СССР Л.М. Шабалом еще в 1973 году создано учение о круговороте химических канцерогенов в природе. По его представлениям, абсолютно противопоказанные человеку и человечеству канцерогенные вещества способны совершать в природе круговорот, точно так же, как жизненно необходимые вещества. Еще раньше были выявлены природные факторы, способствующие распаду канцерогенных веществ, попавших в атмосферу.

Многие сложные органические молекулы, к которым относятся и канцерогены, разрушаются под действием ультрафиолетового излучения. Одновременно происходит и седиментация-осаждение канцерогенных веществ. Они адсорбируются носящимися в воздухе мелкими твердыми частицами (пыль, сажа) и вместе с ними оседают на поверхности почвы.

В зависимости от температуры дымовых газов бензапирен может менять свое агрегатное состояние, оседая в виде капель жидкости или в виде твердого вещества на поверхности почвы и накапливаясь со временем. В силу этого 3,4 – бензпирен загрязняет не только атмосферу, но и почву и водоемы. При попадании на почву бензпирен и другие полициклические углеводороды могут под воздействием почвенных микроорганизмов превратиться в более простые и безвредные вещества. Однако большинство специалистов считают, что самоочистительные способности природы уже исчерпаны и поэтому идет накопление канцерогенных веществ.

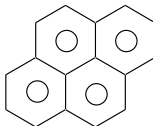
**Постановка задания.** Рассмотреть структуру, источники, механизмы образования и воздействия, токсичность и характеристику влияния ПАУ на



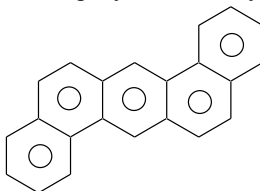
живые организмы, привести меры организационного и технического характера по снижению канцерогенного воздействия.

**Изложение материала и результаты.** 3,4 – Бензпирен – это самое распространенное и, наверное, самое изученное канцерогенное вещество. Хотя даже для него до конца не установлен ни механизм образования, ни механизм воздействия на живой организм.

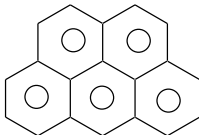
Вообще бензпирены – это углеводороды из пяти циклов. Их можно рассматривать как производные пирена – тетрациклического углеводорода, лишённого канцерогенной активности:



Будет канцерогенен углеводород из пяти колец или не будет, это зависит от того, как присоединится пятое кольцо. Если так, как у бензапирена, или если произойдет перестройка и образуется молекула 1,2,5,6 – дибензантрацена



значит, будет у вещества проявляться способность вызывать злокачественные опухоли. Если же пять колец образуют структуру:



то образуется малоактивный 1,2 – бензпирен.

Очень важно и для науки, и для практики было бы точно выяснить механизм образования. Большинство ученых придерживается той точки зрения, что бензпирен образуется из ацетилена ( $\text{HC}\equiv\text{CH}$ ) и диеновых углеводородов.

Установлено, что пиролиз углеводородных топлив при недостатке окислителя приводит к образованию бензпирена. Как только в процессе пиролиза начинает образовываться сажа, параллельно идет и образование бензпирена. Из углеводородов легче всего превратить в сажу те, в которых содержание водорода минимально.

Сажа – это почти чистый углерод, но в ней всегда содержится водород (до 1 %).

Микроструктурные исследования сажи позволяют рассматривать ее как полициклический углеводород, состоящий из множества сочлененных колец. Из-за того, что колец таких много, доля водорода в составе сажи очень мала. Бензпирен – тоже полициклическое соединение, только колец в нем всего

пять. Сходством состава и строения двух этих веществ объясняется их взаимная тяга – адсорбция бензпирена сажей.

Установлено, что канцерогены, адсорбированные поверхностью твердых частиц, например, сажи, действуют на живые клетки сильнее, чем те же канцерогены в чистом виде.

А вот в какую конструкцию сложатся углеводородные блоки при горении топлива, зависит от многих причин, не до конца изученных. Известно, что токсичного бензпирена образуется в процессах пиролиза довольно много.

В сырой нефти, не подвергавшейся значительному термическому воздействию, 3,4–бензпирен обнаруживается редко. Вместе с тем количество его резко возрастает в продуктах переработки нефти.

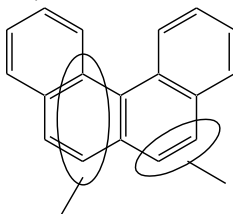
3,4-бензпирен присутствует и в продуктах питания, если при их приготовлении была нарушена технология.

Это мясо и рыбопродукты, производство которых связано с процессом копчения (обработка дымом), а также растительные масла, продовольственное зерно и продукты его переработки.

Безусловно, механизм образования 3,4- бензпирена сложен. Но его дальнейшее изучение и теоретическое обоснование позволит объяснить причины образования и подсказать, вероятно, новые средства борьбы с главным канцерогеном. Очевидно, что смешение углеводородного топлива с водородом должно привести к уменьшению образования бензапирена.

Помимо 3,4–бензпирена канцерогенную активность проявляют и другие многоядерные углеводороды. Установлено, что канцерогенная активность определяется реакционными индексами двух областей:

пара- локализации ( $\alpha$  – область) и  
орто - локализации ( $k$  – область).



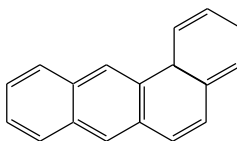
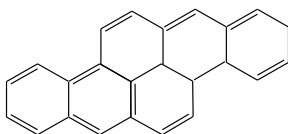
$k$  – область

$\alpha$  – область

3,4–бензфенантрен

Для того, чтобы полицикл был канцерогеном необходимо, чтобы он имел достаточно «активную»  $K$ - область и «малоактивную»  $\alpha$  – область. Под активностью в данном случае понимают способность атомов данной области к взаимодействию с химическими реагентами .[1]

Высокую канцерогенную активность имеют также 3,4,8,9–дбензопирен и 9,10–диметил–1,2–бензантрацен:



3,4,8,9–добензопирен  
9,10–диметил–1,2–бензантрацен

Именно эти вещества относятся к экзогенным канцерогенам. [2]

Экзогенные канцерогены - это вещества, которые поступая в живые организмы с едой, питьем, воздухом, попадая на кожу человека или животного, могут вызвать рост опухоли. Выделяют также эндогенные канцерогены, которые возникают в определенных условиях в самом живом организме. К ним относятся производные аминокислот тирозина и триптофана, а также стероидные гормоны.

Канцерогенные ПАУ вызывают опухоли главным образом на месте контакта, но опухоль может возникнуть и в органах непосредственно с канцерогеном неконтактирующим. Установлено, что канцерогенные ПАУ распространенные на производстве и в окружающей среде влияют на частоту раковых заболеваний легких и желудка.

Отмечается также мутагенная активность ПАУ. 3,4 – бензпирен относится к самым сильным мутагенам. Установлено, например, что его воздействие на ДНК приводит к замене нуклеотидов. Экспериментально показано генотоксичное влияние ПАУ, содержащихся в битумах.

Таким образом, 3,4–бензпирен, как и некоторые другие ПАУ, является высокотоксичным, канцерогенным и мутагенным веществом.

3,4–бензпирен опасен для человека даже при малой концентрации, поскольку обладает свойством биоаккумуляции. Будучи химически сравнительно устойчивым, бензпирен может долго мигрировать из одних объектов в другие. В результате многие объекты окружающей среды сами не обладающие способностью синтезировать бензпирен, становятся его вторичными источниками.

Он относится к веществам I- го класса опасности, что обуславливает необходимость оперативного контроля его распространения.

Органами здравоохранения в Украине установлены очень жесткие нормы ПДК для этого вещества[3]:

- Воздух рабочей зоны,  $\frac{мг}{м^3}$  - 0,00015;
  - Атмосферный воздух,  $\frac{мг}{м^3}$  - 0,000001;
- (среднесуточная ПДК)
- Вода (хозяйственно – питьевого водообеспечения),  $\frac{мг}{л}$  - 0,000005;
  - Грунты,  $\frac{мг}{кг}$  - 0,02

Если же говорить об уровне загрязнения Кривого Рога, то, несмотря на экономический кризис, город по – прежнему подвергается значительной аэрогенной нагрузке.

Фактические среднегодовые концентрации бензпирена в воздухе превышают предельные показатели в 2-3 раза, а среднесуточные в 6-18 раз. [4]

Дальнейшее сохранение существующей техногенной нагрузки на экосистему города неминуемо приведет к необратимым последствиям. К числу таких последствий следует отнести резкий рост онкозаболеваний и мутагенные процессы, приводящие к разрушению генофонда. [5]

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Как было сказано выше, в основе канцерогенеза, в том числе и развития рака, лежит повреждение структуры ДНК. Но противостоит канцерогенезу мощная система репарации (восстановления) повреждений.

Следовательно, возможность запуска опухолевого роста будет зависеть как от количества и свойств канцерогена, так и от качества работы систем восстановления.

И если невозможно остановить технический прогресс, а с ним и значительные техногенные нагрузки на экосистему нашего региона, то строгий контроль содержания бензпирена в воздухе, почве, в сточных водах, продуктах питания, позволит все же уменьшить в какой - то мере риск онкозаболеваний у населения города.

Кроме того, применение мер оздоровительного, профилактического характера позволит повысить устойчивость человека к воздействию канцерогенных веществ. К таким профилактическим мерам следует отнести – отказ от курения, от алкоголя, контроль над содержанием канцерогенов в продуктах питания, витаминизация продуктов питания, активный образ жизни, профилактические осмотры, тщательное проветривание помещений и влажная уборка не только помещений, но и улиц города.

#### *Список литературы*

7. **Штеменко Н.І.** Органічна хімія та основи статистичної біохімії / Штеменко Н.І., Соломко З.П., Авраменко В.І. – Д. :Видавництво Дніпропетровського університету, 2003. –665 с.

8. **Кононський О.І.** Органічна хімія / Кононський О.І. –К.: Дакор, 2003. –567 с.

9. Гігієнічний норматив. Перелік речовин, продуктів виробничих процесів, побутових та природних факторів, канцерогенних для людини: Наказ МОЗ України. – [Чинний від 2006-13.01].

10. **Рывкин П.Ю.** К вопросу о гигиенической оценке атмосферного воздуха города Кривого Рога // Актуальные вопросы гигиены, физиологии труда и профпатологии в промышленности. Тезисы докладов научно-практической конференции. –Кривой Рог, 1995. –С. 118.

11. **Рывкин П.Ю., Базовкин П.С.** Прогноз заболеваемости раком легкого населения города Кривого Рога // Актуальные вопросы гигиены, физиологии труда и профпатологии в промышленности. Тезисы докладов научно-практической конференции. –Кривой Рог, 1995. –С. 121.

## **ПРОБЛЕМЫ ВНЕДРЕНИЯ УПРАВЛЕНЧЕСКОЙ СТРАТЕГИИ В ПРАКТИКУ УКРАИНСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ**

Рассматриваются актуальные проблемы управленческой стратегии, управленческой философии, а также вопросы расширения производства, капиталовложений в производственные мощности, вопросы модернизации оборудования, экономии издержек, качества продукции, эффективности работы предприятия.

Розглядаються актуальні проблеми управлінської стратегії, управлінської філософії, а також питання розширення виробництва, капіталовкладень у виробничі потужності, питання модернізації устаткування, якості продукції, ефективності роботи підприємства.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Искусство управления и его роль были признаны лишь относительно недавно. Основанием для создания новых теорий и принципов управления служат общие философские взгляды. Стержнем новой философии управления становится признание социальной ответственности, лежащей на руководителях. Чтобы достичь социальных целей, каждое предприятие, каждая организация должны поддерживать свое здоровое и работоспособное состояние. Это зависит от качества и эффективности управленческих решений и действий. Деятельность, которая называется управлением, требует полной отдачи, в ней сконцентрирован человеческий интеллект и опыт. Человек, посвятивший себя управлению, занимает весьма почетное и вместе с тем ответственное положение, требующей полной самоотдачи и готовности пойти на самопожертвование.

Руководители строят свою систему управления исходя из теоретических воззрений идей Д.МакГрегора, который полагал, что существуют 2 системы представлений о человеческой природе. По его мнению положения теории «Х» представляют рабочих по природе ленивыми, безответственными, требующими непосредственного контроля. Теория «У» считает рабочих трудолюбивыми, ответственными, жаждущими одобрения и поддержки.

Надо отметить, что на этих моделях строятся западные теории «человеческого потенциала» и «человеческих отношений». Анализ дискуссий об управленческом поведении показывает, что западные управляющие, базируясь на отмеченных выше подходах, развивают свои подходы, связанные с коллективным поведением. Можно утверждать, что западные управляющие используют новую теорию «Z» и на ее основе развивают методы организации группового поведения.

**Постановка задачи.** Для возрождения своей былой мощи предприятиям горнорудной промышленности, как, впрочем, и любым предприятием Украины, столкнувшимся с экономическими трудностями и необходимостью структурной перестройки, необходимо формировать у менеджеров новое управленческое мышление, внедрять в повседневную практику новую управленческую философию, новую организационную культуру, постоянно при-

влекать работников всех уровней, включая рядовых рабочих и служащих, к управлению, к процессу выявлению проблем и принятия решений. Совершенствование управления необходимо рассматривать как один из главных факторов повышения эффективности производства, усиление позиции в конкурентной борьбе.

Для успешной реализации такой программы необходима постоянная борьба со всеми видами потерь на производстве, постоянный поиск улучшений в методах и формах организации производства, пути прогресса в области повышения производительности, качества продукции. Необходимы инвестиции в человеческий капитал, в обучение и переподготовки рабочего, подтягивание его мышления до уровня специалиста, воспитание в нем, прежде всего работника умственного труда.

**Цель работы.** Обобщение и усовершенствование методических подходов, разработка практических рекомендаций для создания эффективной системы управления предприятием.

**Изложения материала и результаты.** При высоких темпах НТП промышленные предприятия постоянно сталкиваются с необходимостью применять новое оборудование, изменять технологию производства, повышать качество продукции.

Большинство решений по вопросам технологического развития производства не может быть принято в не связи с остальными сторонами деятельности предприятия. Чаще всего вопрос заключается не в том, возможно ли внедрить ту или иную технологию, а в том, насколько это целесообразно для данного конкретного предприятия. Будет ли это эффективным применением ресурсов в условиях ограниченности финансовых средств, кадровых ресурсов, динамичных изменений? Поэтому анализу подвергаются все аспекты внедрения новой технологии.

Сегодня, чтобы сделать горное предприятие конкурентоспособным в борьбе с ведущими фирмами, требуются совершенно новые подходы в организации и управлении, чем те, на которые руководители привыкли опираться и ориентироваться в прошлом. Прежде всего, новые подходы нужны в инвестиционной политике, при проведении на предприятиях технической реконструкции, в процессе внедрение новой техники и технологии. Современная техника требует столь же современных форм организации и методов управления производством. И чем технически сложнее машины и оборудование, тем сильнее зависимость результатов хозяйственной деятельностью, эффективности производства от степени соответствия управления технологическому укладу предприятия. И чем больше разрыв между уровнем организации управления и техническим уровнем производства, тем быстрее предприятие теряет свою конкурентоспособность. Иначе говоря, успех в конкурентной борьбе все более становится не столько функцией производства, сколько функцией управления, чуть ли не целиком зависит от качества, эффективности управления и организации производства в самом широком смысле.

Чтобы сегодня создать конкурентоспособное горное предприятие, надо не просто модернизировать производство и управление, но четко знать, для чего это делается, какая цель должна быть достигнута. Для этого требуется

принять серию решений по координации мероприятий структурного и инфраструктурного характера.

Основными элементами структурного процесса являются решения по таким вопросам:

1. Создание общего объема производственных мощностей и распределение их по конкретным видам продукции, на чем они должны специализироваться и где должны быть размещены.

2. Снабжение каждого производственного подразделения необходимыми видами машин, станков и оборудования.

3. Выбор кадровой политики и методов управления человеческими ресурсами, включая подбор кадров руководителей, обучение и подготовку персонала.

4. Определение системы и методов контроля качества продукции, запасов материальных ценностей.

5. Выбор системы измерения показателей хозяйственной деятельности и стимулирования труда.

6. Создание эффективной организационной структуры управления предприятием, инвестиционной и инновационной деятельности.

Процесс принятия решений по всем этим вопросам и представляет собой формирование стратегии предприятия, стратегии, которая по аналогии с компьютерами, является тем самым программным обеспечением, которое способно обеспечить эффективную работу предприятия.

Главной задачей программного обеспечения является увеличение прибыли за счет снижения издержек производства, т.е. путем ликвидации затрат на ненужные запасы и рабочую силу. Понятие издержек в данном случае является весьма широким. Обычно это денежные расходы в прошлом, настоящем и будущем, выводимые из доходов от продаж. Для того чтобы достичь сокращения издержек, производство должно быстро и гибко приспосабливаться к изменениям спроса на рынке. Такой идеал находит свое воплощение в максимизации эффективности использования оборудования, сведения к нулю неполадок и дефектов, другими словами, уменьшение издержек за срок службы оборудования.

Уровень эффективности использования оборудования на предприятиях горного производства, может быть достигнута за счет применения так называемой системы «эксплуатации оборудования всеми работниками через деятельность малых групп».

Система:

- нацелена на максимизацию эффективности использования оборудования;
- организует общую систему эксплуатационного обслуживания, охватывающую весь жизненный цикл оборудования;
- интегрирует все подразделения (проектирование, использование, обслуживание);
- вовлекает в систему весь персонал – от руководящих работников до рядовых рабочих;
- обеспечивает систему эксплуатационного обслуживания рычагами гибкого управления, т.е. через деятельность малых групп;

- заставляет материалы и готовую продукцию двигаться потоком по логистической цепочке исключительно благодаря поведению потребителя, который находится в конце этой цепочки;

- организует ежемесячное измерение эффективности работы предприятия. Ежемесячный анализ работы – это средство разделения процесса решения проблем со всеми имеющими к этому отношению людьми и целенаправленный поиск идей для улучшений.

Постоянно улучшая свои производственные системы, машины и оборудование, совершенствуя технологию, обеспечивая постоянное повышение квалификации своих работников, управления предприятий сумеют перейти к такой стратегии производства, которая дает им возможность не только сохранить, но и увеличить свою долю на мировом рынке.

**Выводы и направления дальнейших исследований.** Система принятие решений «снизу - вверх» - проблема управленческого поведения, одна из ключевых особенностей практики управления. Это интересная проблема, но все не так просто. Во-первых, такой порядок принятия решений внутри корпорации требует особой подготовки коллектива, умения и желания каждого члена коллектива работать на конечный результат. Во-вторых, необходимая специальная подготовка и методика работы руководителей среднего звена. В-третьих, у работников должна быть ориентация на групповую работу, групповое стимулирование и групповую ответственность. В-четвертых, в работниках должно вырабатываться стремление выступать с предложениями, направленными на повышение результативности работы корпорации. В-пятых, этот порядок должен четко сочетаться с методами принятия решений «сверху - вниз». Причем последние - используются в исключительных областях управления, где необходимы новые решения: решения о развитии, проникновении на новые рынки, создание новой техники.

УДК: 330.322 + 330.342.1.

В.І. ШПОНЬКО, канд. техн. наук, доц., О.О. КРАВЦОВА, асистент,  
Д.С. ПИЛЄВА, студент, Криворізький технічний університет

## **АСПЕКТИ ІНВЕСТИЦІЙНО-ІННОВАЦІЙНОГО РОЗВИТКУ ПРОМИСЛОВИХ ПІДПРИЄМСТВ УКРАЇНИ**

Розглянуто механізм здійснення інвестиційно-інноваційної діяльності, її роль в розвитку економіки промислового підприємства, узагальнено досвід державного регулювання інвестиційної і інноваційної діяльності в Україні, виявлено основні проблеми, що перешкоджають ефективному розвитку інвестиційно-інноваційній діяльності на сучасному етапі.

Рассмотрен механизм осуществления инвестиционно-инновационной деятельности, ее роль в развитии экономики промышленного предприятия, обобщен опыт государственного регулирования инвестиционной деятельности в Украине, выявлены основные проблемы, препятствующие эффективному развитию инвестиционно-инновационной деятельности на современном этапе.



**Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами.** Сучасна економіка України вимагає істотних інвестицій в промисловість повинні здійснюватися на якісно новому, інноваційному рівні. Але можливістю здійснення інноваційної діяльності володіє незначне коло українських підприємств, оскільки вона вимагає істотного фінансування наукових досліджень. Державне фінансування фундаментальних досліджень, які є першоджерелом інновацій, обмежене. Таким чином, здійснити повномасштабний перехід української економіки на інноваційний рівень розвитку в сучасних умовах неможливо через відсутність повноцінної пропозиції інноваційних продуктів, інноваційної інфраструктури, достатнього об'єму фінансових ресурсів.

Розвиток економіки України вимагає не тільки відтворення і оновлення основних виробничих фондів, але і їх якісне поліпшення, що дає змогу активізувати як виробничі, так і соціальні, наукові, організаційні, природні чинники економічного розвитку. Разом з тим, створити економіку вищого рівня технологічного розвитку неможливо на морально застарілій виробничій базі, зношеному устаткуванні промислових підприємств і наукових центрів. Не можна без подолання стадії інвестиційного (екстенсивного) розвитку економіки перейти до інноваційної, оскільки для створення нових технологій і продуктів потрібні якісно нові ресурси (трудові, виробничі, фінансові). Тому для України необхідний інвестиційно-інноваційний шлях розвитку, згідно якому відбувається постійне оновлення техніки і технологій випуску продукції підвищеної якості.

**Постановка задачі.** Для того, щоб створити і ефективно використовувати потенціал інноваційного розвитку економіки України, необхідно сформувати систему ефективного стимулювання інвестиційно-інноваційної діяльності. Основна роль в цьому належить державному регулюванню. Узагальнення досвіду державного регулювання інвестиційної і інноваційної діяльності в країнах з високим рівнем технологічного розвитку і порівняльний аналіз системи державного регулювання інновацій в Україні, показав що, не дивлячись на передбачені українським законодавством міри з стимулювання інноваційної діяльності, державна підтримка не доступна для більшості підприємств. Це зумовило комплекс проблем, без успішного вирішення яких неможливий подальший розвиток промисловості України. В цих умовах можливі два основні шляхи активізації інвестиційно-інноваційної діяльності: державна підтримка і ефективне використання внутрішніх можливостей підприємств для створення потенціалу інноваційного розвитку.

**Мета роботи.** Розвиток теоретичних положень і розробці рекомендацій щодо вдосконалення організаційно-економічного механізму здійснення інвестиційно-інноваційної діяльності промислових підприємств.

**Викладення матеріалів і результати.** Аналіз існуючих підходів до класифікації інвестиційної діяльності, дозволив визначити, що інвестиційно-інноваційна діяльність є однією із форм реальних інвестицій, займає проміжне положення між інноваційною діяльністю і інвестиціями екстенсивного

розвитку. Метою її є реакція підприємства на вимоги ринку, і здійснюється вона переважно у виробничій сфері.

Особливістю механізму здійснення інвестиційно-інноваційної діяльності ресурси вкладаються в оновлене устаткування, яке необхідне для виробництва вдосконаленого продукту, але створене без використання новітніх відкриттів фундаментальної науки. Це дозволяє скоротити первинні вкладення в порівнянні з інноваційними проектами та отримати додатковий прибуток за рахунок конкурентних переваг вдосконаленого товару. Таким чином, інвестиційно-інноваційна діяльність починається з встановлення необхідних характеристик покращеної продукції, які визначають вимоги до устаткування для її виробництва. Потім аналізується наявне устаткування і розробляється план його модернізації.

Через вказані особливості інвестиційно-інноваційна діяльність, в порівнянні з інноваціями є привабливішою для зовнішніх інвесторів і має більший потенціал розвитку. В результаті її здійснення підприємство оновлює основні виробничі фонди на якісно новому рівні, створює фінансові ресурси для подальшого розвитку і виробляє продукцію з вдосконаленими характеристиками. Все це є передумовою для формування інноваційного потенціалу розвитку економіки держави.

Докорінна зміна структури економіки України забезпечить ефективність інноваційної діяльності, її життєздатність за умов жорсткої конкурентної боротьби, властивої для ринкових відносин. Основні характеристики інноваційного розвитку підприємств України в найближчому майбутньому:

- ринкові механізми самі по собі не тільки не сприяють структурній переорієнтації економіки України на інноваційний шлях розвитку, а підштовхують її у зворотному напрямі - до переважання старих технологічних укладів. Отже, змінити ситуацію може тільки цілеспрямована інноваційна політика держави;

- інноваційний розвиток є об'єктивною необхідністю для встановленого економічного зростання. Усі інші шляхи можуть призвести лише до стагнації й закріплення за країною статусу постачальника сировини на світові ринки;

- упровадження інновацій може відбутися передусім у галузях, які відповідають поточній експортній спеціалізації країни, а також в інфраструктурі, у виробництві продукції для потреб внутрішнього ринку й меншою мірою - ринку країн СНД;

- простір для подальшого інноваційного розвитку соціоекономічно та географічно поки що обмежується зонами "інтерференції" між залишками старої економічної системи, яка продовжує розпадатися, і новою економічною системою, що почала ставати на ноги з поглибленням інтеграції України до світової економіки в ролі експорту сировини;

- за умови успішного використання залишків науково-технологічного потенціалу в зонах "інтерференції" можна очікувати резонансного поживлення у високотехнологічних галузях та машинобудуванні;

- щоб забезпечити стабільне зростання та інноваційний розвиток, навіть у найсприятливіших зонах, потрібна соціальна стабілізація. Єдина цивілізована форма її у демократичному ринковому суспільстві - реприватизація інтересів усіх класів та груп (отже, інституціоналізація класу найманих працівників, усвідомлення ними своїх суспільних економічних інтересів).

Одним із найавторитетніших методів оцінки результатів економічної політики країн є ранжування відповідно до глобального індексу конкурентоспроможності (Global Competitiveness Index - GCI), запропонованого Світовим економічним форумом (World Economic Forum – WEF).

Під час розрахунку цього індексу беруться до уваги дві фундаментальні складові: перша, розроблена всесвітньо визнаним економістом Дж.Д. Саксом - «Індекс конкурентоспроможності у зростанні» (Growth Competitiveness Index - GCI), він відтворює конкурентний потенціал національної економіки, спроможність останньої досягти сталого розвитку в середньостроковому періоді. Згаданий компонент не враховує короткострокових коливань реального бізнес-циклу.

Друга складова, введена експертом з питань конкуренції М.Е. Портером, нині відома як «Індекс бізнесової конкурентоспроможності» підприємств країни на світовому рівні.

Зміни, що відбулися в економіці України останніми роками, говорять про досягнення певного ступеня макроекономічної стабільності (перша складова GCI).

Отже, на сучасному етапі розвитку економіки України істотною перешкодою для підвищення потенціалу міжнародної конкурентоспроможності країни є саме відставання у сфері інноваційних технологій.

Якщо за радянських часів Україна була лідером серед союзних республік за кількістю запатентованих винаходів, що становило майже 40% від загальної кількості всіх радянських патентів (за даними ЮНЕСКО, частка України у світовому інженерно-науковому потенціалі становила майже 7 %), то на сучасному етапі Україна практично втратила свої позиції в інноваційній сфері. Про масштаби змін свідчить той факт, що частка України у світовому обсязі торгівлі наукомісткою продукцією становить приблизно 0,1 % (відповідний показник, наприклад, для Росії – 0,3 %; США – 36 %).

Порядок розробки інноваційної політики підприємства можна подати таким чином (рис. 1).

Проблеми у сфері інноваційної діяльності існують у більшості країн світу. Але для держав з перехідною економікою або тих, що розвиваються, є своя специфіка. Можна виділити три головні бар'єри на шляху ефективного впровадження технологій у цій групі країн: недосконала законодавча й інституційна бази для стимулювання динамічної підприємницької конкуренції; скорочення кількості бізнесменів, які з багатьох причин не бажають працювати на ринку високих технологій; низький рівень доходу на душу населення, що не стимулює інвестування у довгострокові проекти. Визначальним напрямом інноваційної діяльності на сучасному етапі є розширення ресурс-

ної бази для забезпечення генезису та розвитку інноваційних процесів в економіці, насамперед, через залучення інвестиційних ресурсів, забезпечення інформаційними ресурсами, запровадження трансферту технологій та введення в господарський оборот об'єктів інтелектуальної власності науково-технологічної сфери.

Серед інноваційних пріоритетів визначальне місце для всіх регіонів, як і в цілому для економіки України, посідає впровадження енерго- та ресурсозберігаючих технологій, що має враховуватися при формуванні «бюджету інноваційного розвитку». Для повноцінного розвитку інвестиційно-інноваційної діяльності є необхідним сприйняття цього бюджету не тільки як джерела фінансового забезпечення реалізації інноваційних пріоритетів, але й як демонстранта послідовності державної інноваційної політики.

Проблеми у сфері інноваційної діяльності існують у більшості країн світу. Але для держав з перехідною економікою або тих, що розвиваються, є своя специфіка. Можна виділити три головні бар'єри на шляху ефективного впровадження технологій у цій групі країн: недосконалість законодавчої й інституційної бази для стимулювання динамічної підприємницької конкуренції; скорочення кількості бізнесменів, які з багатьох причин не бажають працювати на ринку високих технологій; низький рівень доходу на душу населення, що не стимулює інвестування у довгострокові проекти. Визначальним напрямом інноваційної діяльності на сучасному етапі є розширення ресурсної бази для забезпечення генезису та розвитку інноваційних процесів в економіці, насамперед, через залучення інвестиційних ресурсів, забезпечення інформаційними ресурсами, запровадження трансферту технологій та введення в господарський оборот об'єктів інтелектуальної власності науково-технологічної сфери.



Рис. 1. Схема розробки інноваційної політики підприємства

Серед інноваційних пріоритетів визначальне місце для всіх регіонів, як і в цілому для економіки України, посідає впровадження енерго- та ресурсозберігаючих технологій, що має враховуватися при формуванні «бюджету інноваційного розвитку». Для повноцінного розвитку інвестиційно-інноваційної діяльності є необхідним сприйняття цього бюджету не тільки як джерела фінансового забезпечення реалізації інноваційних пріоритетів, але й як демонстранта послідовності державної інноваційної політики.

Підприємство впроваджує інноваційну політику у випадках:

- коли прибуток підприємства знижується;
- прибуток перебуває на запланованому рівні.

На різних етапах становлення держави (період перебудови, час після неї й сьогодні) інноваційна політика підприємств мала свої особливості. Від застосування організаційних інновацій - це і реструктуризація, і зміна форм власності, до технічних, від упровадження нових виробів та послуг до нових технологій.

Вплив чинників на розробку інноваційної політики підприємства можна розглянути на рис. 2.

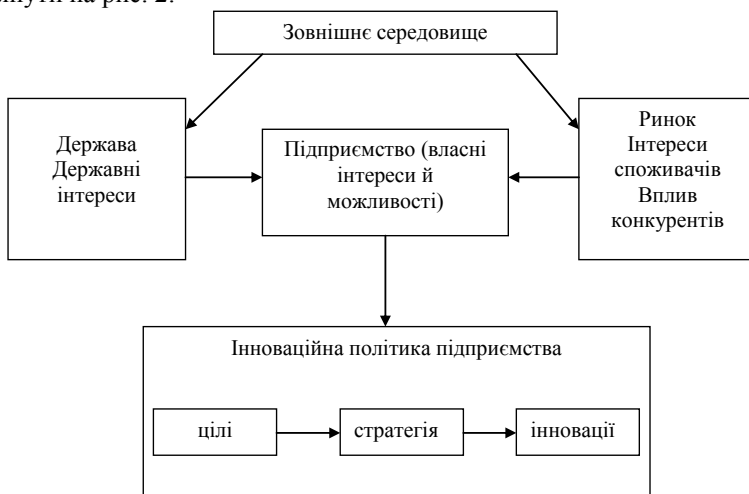


Рис. 2. Розробка інноваційної політики підприємства

**Висновки та напрями подальшого дослідження.** В статті проведено теоретичне дослідження завдання підвищення ефективності функціонування організаційно-економічного механізму інвестиційно-інноваційної діяльності промислових підприємств України, що виявляється в наступному: інвестиційно-інноваційна діяльність промислових підприємств це дії, направлені на здійснення капітальних вкладень з метою незначної зміни основних виробничих фондів і технології для випуску продукції з покращеними властивостями. Інвестиційно-інноваційна діяльність є однією із форм реальних інвестицій, займає проміжне положення між інноваційною діяльністю і інвестиціями екстенсивного розвитку; основними проблемами, які стримують систему

державного регулювання інвестиційно-інноваційної діяльності на сучасному етапі є відсутність взаємозв'язку між грошово-кредитною, бюджетно-фінансовою політикою і політикою економічного зростання, відсутність тісних зв'язків між наукою і виробництвом, недосконалість системи права інтелектуальної власності; характер розвитку інноваційної діяльності залежить від таких чинників як фінансові ресурси, рівень розвитку науки, техніки, технологій, наявність необхідних трудових і матеріальних ресурсів.

Українська технологія, патенти та ноу-хау можуть найближчими роками значно потіснити досягнення інших країн. Передача технологій є і буде у найближчі роки однією з складових переміщення капіталу в Україну і розвитку її ринкової економіки.

## УДК 519.6

Р.В. ШЕРСТЮК, канд. економ. наук, действительный член Международной академии технологических наук и Украинской академии информатики, президент «Saturn® Data International»

А.А. ШИНКАРЬ, вице-президент «Saturn® Data International».

О.П. ШЕПЕТЬКО, главный инженер «Saturn® Data International».

А.О. ШЕПЕТЬКО, руководитель департамента программных решений «Saturn® Data International».

Д.В. ШВЕЦ, аспирант, ведущий инженер «Saturn® Data International».

## ПОСТАНОВКА И РЕАЛИЗАЦИЯ ЗАДАЧ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ В КОМПЛЕКСАХ АСУ ТП СЕКЦИЙ ОБОГАЩЕНИЯ

Рассмотрены задачи построения алгоритмов автоматического управления технологическим процессом обогащения ЖРС, реализованные в поставляемых компанией «Saturn® Data International» комплексах АСУ ТП.

Розглянуті задачі побудови алгоритмів автоматичного керування технологічним процесом збагачення ЖРС, реалізовані в комплексах АСУ ТП компанії «Saturn® Data International».

**Вступление.** На современном этапе развития систем АСУ ТП можно наблюдать стремительный процесс их технического совершенствования. Развитие компьютерных технологий позволило создать эффективные архитектуры комплексов автоматизации. Разработка и использование новых датчиков, исполнительных механизмов дает возможность контролировать и строить контуры регулирования множеством технологических параметров. В таких условиях все большую актуальность приобретает задача создания оптимальных алгоритмов управления технологическими процессами, которой, по мнению авторов, уделяется не заслужено мало внимания разработчиками и интеграторами комплексов АСУ ТП. Ведь поиск и удержание работы узлов технологического процесса в оптимальных режимах позволяет значительно минимизировать удельные расходы используемых ресурсов, намного эффек-

тивнее использовать существующие производственные мощности и увеличить переработку материала, повысить качество готовой продукции. Также, данный подход позволяет свести к минимуму человеческий фактор на производстве, поскольку основная роль управления процессом отводится комплексу. Как следствие, намного привлекательней выглядит экономический эффект от внедрения систем с реализацией поставленной задачи, сокращается время окупаемости внедряемых комплексов.

**Постановки задач.** Компания «*Saturn® Data International*» поставляет «под ключ» для предприятий горно-металлургического комплекса АСУ ТП секций обогащения и поточно-транспортных систем, системы мониторинга, диспетчеризации, учета энергоресурсов. В частности, ряд систем Компании успешно используются на ПАО «Северный ГОК» (г. Кривой Рог, Украина), ГД ПАО «АрселорМиттал. Кривой Рог» (Украина), ПАО «Ингулецкий ГОК» (г. Кривой Рог, Украина). Компания предлагает комплексные решения – от датчиков и локальных узлов регулирования (существующих или устанавливаемых), до интеграции технологической информации в систему управления предприятия (ERP) и создания современной цеховой диспетчеризации. Реализация предусматривает оснащение секций обогащения многофункциональными локальными комплексами АСУТП с объединением их в центре управления (диспетчерская РОФ) [1].

Комплекс АСУТП секции обогащения обеспечивает решение следующих задач:

- оптимизацию процесса измельчения ЖРС в мельницах первой стадии измельчения по критерию максимальной переработки при обеспечении устойчивой работы с исключением технологических перегрузов на переделе;
- регулирование и стабилизацию плотностных режимов промпродукта на всех стадиях передела обогащения;
- регулирование и стабилизацию уровней технологических и промпродуктовых зумпфов;
- контроль давления пульпы на входе батарей гидроциклонов с подрегулировкой производительности зумпфовых насосов;
- регулирование и стабилизацию плотности разгрузки песков на дешламации.

**Результаты.** Для решения задачи оптимизации производительности мельниц первой стадии измельчения был разработан алгоритм управления, обеспечивающий обработку комплекса технологических параметров и, как результат, выдачу заданий по количеству подаваемой исходной руды и воды.

Для реализации алгоритма управления специалистами Компании был разработан специальный акустический датчик для контроля уровня шума в барабане мельницы.

В процессе внедрения АСУТП секций обогащения железорудного сырья (рис. 1) была решена задача по поддержанию заданной плотности пульпы на сливе классификатора, работающего в цикле с мельницей. Решение этой за-

дачи изначально планировалась на базе тензометрического или радиоизотопного плотнмера с установкой его в выбранной точке на сливе классификатора. Однако, проявилось ряд эксплуатационных проблем:

- зарастание в процессе эксплуатации осадком пульпы рабочих органов и измерительных камер и, как следствие, постепенный «уход» показаний плотнмера.
- необходимость периодической чистки и промывки указанных узлов и проведение процедуры внеочередной калибровки плотнмера.
- увеличение частоты вышеуказанных событий при работе на плотностях слива классификатора 1600 г/л и более.



Рис. 1. Комплект АСУТП секции РОФ

Для реализации алгоритма управления специалистами Компании был разработан специальный акустический датчик для контроля уровня шума в барабане мельницы.

В процессе внедрения АСУТП секций обогащения железорудного сырья (рис. 1) была решена задача по поддержанию заданной плотности пульпы на сливе классификатора, работающего в цикле с мельницей. Решение этой задачи изначально планировалась на базе тензометрического или радиоизотопного плотнмера с установкой его в выбранной точке на сливе классификатора. Однако, проявилось ряд эксплуатационных проблем:

- зарастание в процессе эксплуатации осадком пульпы рабочих органов и измерительных камер и, как следствие, постепенный «уход» показаний плотнмера.
- необходимость периодической чистки и промывки указанных узлов и проведение процедуры внеочередной калибровки плотнмера.
- увеличение частоты вышеуказанных событий при работе на плотностях слива классификатора 1600 г/л и более.



Как альтернативу Компания реализовала математический метод расчета плотности слива классификатора в динамике контура мельница-классификатор (рис. 2). Практическое опробование и испытание этого метода на секциях обогащения показало возможность его применения в промышленной эксплуатации.

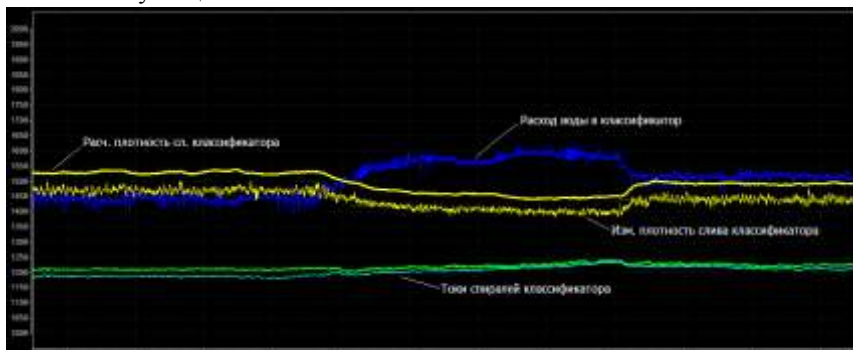


Рис. 2. Сравнительные показатели методов контроля плотности слива классификатора (традиционный и расчетный). В расчетном графике искусственно внесено смещение 50 г/л для наглядности сравнения

Использование математического аппарата позволило снять вопросы, связанные с надежностью работы плотномеров в этом производственном узле и может быть полезным для использования этого метода в других технологических схемах с различными типами мельниц.

Компания реализовала способ контроля и поддержания плотности разгрузки песков на дешламации. В этом узле традиционно используется радиоизотопный плотномер. Компанией реализован метод контроля плотности разгрузки дешламатора на базе датчиков-преобразователей давления. Точки установки датчиков давления и способ их монтажа на баке дешламатора МД-9 выбирались с учетом влияния вязких и абразивных пульп с плотностью 1700-2200 г/л. Использование этого метода позволило получить надежный и недорогой способ контроля плотности узла разгрузки дешламаторов.

**Выводы.** Реализованный Компанией комплекс технических средств АСУТП секций обогащения рассчитан на эксплуатацию в тяжелых условиях рудо-обогажительных фабрик, имеет многоступенчатое резервирование, может использоваться на обогажительных фабриках с различными технологическими схемами. Решения Компании отмечены рядом положительных отзывов от ведущих металлургических предприятий Украины (рис. 3, 4).

Компания продолжает ряд перспективных разработок и выражает готовность к сотрудничеству.



## *Список литературы*

1. Шерстюк Р.В., Шепетько О.П., Шинкарь А.А., Шепетько А.О., Швець Д.В. Комплекс АСУТП секций обогащения // VIII Конгресс обогатителей стран СНГ. Сборник материалов. Том I. –М.: МИСиС, 2011. –С.13-15.

УДК 004.942:622.795

О.В. ШАМРАЙ, канд. техн. наук, доц., Н.Н. ШАПОВАЛОВА, викладач,  
Криворізький технічний університет

## **ІМІТАЦІЙНЕ МОДЕЛЮВАННЯ РОБОТИ ЗАЛІЗОРУДНОГО КАР'ЄРУ В РЕЖИМІ УСЕРЕДНЕННЯ**

Проведено порівняльний аналіз залежності середньоквадратичного відхилення вмісту заліза магнітного від обсягу видобутку при впровадженні спеціальних заходів усереднення.

Проведен сравнительный анализ зависимости среднеквадратического отклонения содержания железа магнитного от объема добычи при внедрении специальных мероприятий по усреднению.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** Параметри гірничих підприємств перебувають у безперервному русі - щодня збільшуються глибина кар'єрів, довжина транспортних комунікацій, переміщуються в просторі робочі місця, змінюються гірничотехнічні умови. Техніко-економічні показники залежать у значній мірі від природних факторів, будови і розмірів родовищ, рельєфу місцевості й гідрогеологічних умов, а також від припустимого впливу на навколишнє середовище [1].

В той же час промислові запаси залізних руд України і вміст заліза в руді, з кожним роком зменшуються [2], тому пріоритет надається не збільшенню обсягів видобутку руди, а використанню таких технологічних рішень, які забезпечують стабільну якість руди у вантажопотоках.

Аналіз досліджень та публікацій показав, що існуючі методи формування рудопотоків з використанням застарілих засобів накопичення й обробки інформації призводять до прийняття запізнілих рішень, які не відповідають швидкоплинним змінам якісних і кількісних показників, за якими формуються рудні вантажопотоки. Недоліки зазначених методів знижують ефективність видобування залізорудної сировини та створюють об'єктивні передумови для удосконалення методики формування кар'єрних рудопотоків, оскільки стабілізація якості руди досягається головним чином у процесі оперативної діяльності рудника, тобто при оперативному внутрішньорудниковому усередненні [3].

Формування рудопотоків із забезпеченням необхідних кількісних і якісних показників роботи кар'єру є кінцевим результатом взаємодії всіх технологічних процесів. Дослідження показали, що взаємозв'язок геологічних, гірничотехнологічних і організаційно-технічних факторів на гірничодобув-

ному підприємстві відображається в технологічній схемі видобутку, транспортування, складування й відвантаження руди на збагачувальну фабрику. У ході виробничих процесів здійснюється часткове або повне злиття потоків руди, що видобувається в окремих вибоях, у єдиний потік. Отже, якість видобутої руди визначається не тільки вихідною якістю одиничних рудопотоків з різних блоків, але й часовими характеристиками кожного процесу єдиного технологічного ланцюга.

**Постановка завдання.** Найважливішими параметрами, що визначають рівень усереднення якісного складу руди в загальному вантажопотоці, є кількість діючих видобувних блоків, екскаваторних вибоїв і обсяг відбитої в них гірничої маси. Нестабільність процесу видобутку руди є головною причиною коливань продуктивності одиничних рудопотоків і зниження рівня усереднення видобутої руди. Тому необхідно розробити вдосконалені технологічні схеми внутрішньокар'єрних перевантажувальних площадок, які дозволяють розділити вантажопотоки з урахуванням усереднення й забезпечення стабільної якості руди в рудопотоках.

**Викладення матеріалу та результати.** Для моделювання роботи кар'єру в цілому, окремих технологічних схем та рудопотоків визначені наступні вихідні дані: кількість змін  $N$ , що моделюються, закони розподілу кількості екскаваторів на видобутку, можлива продуктивність екскаваторів, вміст усереднювальних компонентів в екскаваторних вибоях.

Основні показники роботи кар'єру за  $N$  змін моделювання - середній вміст усереднювального компонента  $\alpha_{cp}$  і середньоквадратичне відхилення ( $\sigma$ ) вмісту компонента, що усереднюється в змінних обсягах видобутку ( $Q$ ):

$$\bar{\alpha} = \frac{\sum_{i=1}^N Q_i \alpha_i}{\sum_{i=1}^N Q_i}; \quad \sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N (\alpha_i - \bar{\alpha})^2}{N - 1}}.$$

Визначені також значення середньоквадратичних відхилень вмісту усереднювального компонента у двозмінних, тризмінних та ін. обсягах видобутку, що дозволяють побудувати залежність  $\sigma=f(Q)$ .

Значення середньоквадратичного відхилення вмісту усереднювального компонента  $\sigma$  у змінних обсягах руди зіставляється з максимально припустимим значенням  $\sigma_{доп}=1\%$ . Якщо  $\sigma_{доп} \geq \sigma$ , то моделювання припиняється, оскільки в умовах даного кар'єру вимоги до однорідності якості руди забезпечуються без додаткових заходів щодо усереднення. Однак звичайно  $\sigma > \sigma_{доп}$ , то в цьому випадку використовується наступний етап моделювання.

Для цього додатково визначаються планові значення продуктивності кар'єру по руді  $Q_{пл}$  і вмісту усереднювального компонента  $\alpha_{пл}$ . Значення  $Q_{ij}$  і  $\alpha_{ij}$ , а також значення  $Q_{пл}$  і  $\alpha_{пл}$  використовуються в якості вихідних даних для рішення завдання оперативного планування. Якщо планований обсяг видобут-

ку з  $j$ -го екскаваторного вибою в  $i$ -у змїну дорівнює  $\alpha_{ij}$ ,  $j=1 \dots n_i$ , то показники роботи кар'єру за  $i$ -у змїну складають:

$$Q_i = \sum_{j=1}^{n_i} a_{ij} ; \quad a_i = \frac{1}{Q_i} \sum_{j=1}^{n_i} a_{ij} \alpha_{ij} .$$

Середньоквадратичне відхилення вмісту усереднювального компоненту  $\sigma$  у змінних обсягах видобутку руди розраховується за етапами за змїну: на I етапі моделювання -  $\sigma^I$ , на II етапі -  $\sigma^{II}$  і т.д. Якщо  $\sigma^{II} \leq \sigma_{\text{доп}}$ , то оптимальне оперативне планування роботи видобувних екскаваторів забезпечує виконання вимог до однорідності якості руди; у протилежному випадку використовується III етап моделювання.

На III етапі моделювання використовується той же алгоритм, що і на II етапі, але додається резервний екскаватор (відповідно змінюється закон розподілу кількості екскаваторів на видобутку); на IV етапі додається другий резервний екскаватор і т.д., поки не буде виконана умова  $\sigma^{II} \leq \sigma_{\text{доп}}$ .

Отримання додаткової оперативної інформації про якість руди у вибоях і на перевантажувальних пунктах від мобільних пристроїв дозволяє здійснити повний і неперервний експрес-контроль якісних характеристик рудопотоків, починаючи з гірського масиву, екскаваторних вибоїв і до відвантаження сировини на збагачувальну фабрику.

З використанням імітаційного моделювання нами запропоновано модель роботи кар'єру в режимі усереднення за чотирма варіантами. Основою моделі є формування технологічних схем рудопотоків. Результати моделювання роботи кар'єру № 2-біс ГЗК БАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» у режимі розділення рудопотоків наведено на рис. 1. Моделювання закінчується, якщо значення  $\sigma$  в змінних обсягах видобутку ( $\approx 35$  тис т) не перевищує максимально допустимих ( $\sigma_{\text{дон}} = 1\%$ ).

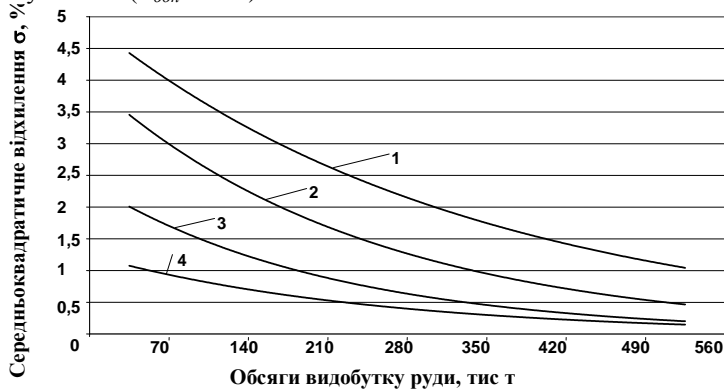


Рис. 1. Залежність середньоквадратичного відхилення вмісту заліза магнітного від обсягу видобутку:

1 - «статистичне» усереднення при об'єднанні потоків руди, що надходять з різних

екскаваторних вибоїв;

2 - оптимальний розподіл обсягів руди між екскаваторними вибоями й усереднювальний склад з ємністю штабеля, що дорівнює тримісній продуктивності кар'єру;

3 - оптимальний розподіл обсягів руди між екскаваторними вибоями, один резервний екскаватор на видобутку й усереднювальний склад з ємністю штабеля, що дорівнює двозмісній продуктивності кар'єру;

4 - оптимальний розподіл обсягів руди між екскаваторними вибоями і два резервних екскаватори на видобутку.

Результати моделювання роботи кар'єру при випадковому розподіленні обсягів руди між екскаваторними вибоями та при оптимальному плануванні роботи видобувних екскаваторів показано на рис. 2.

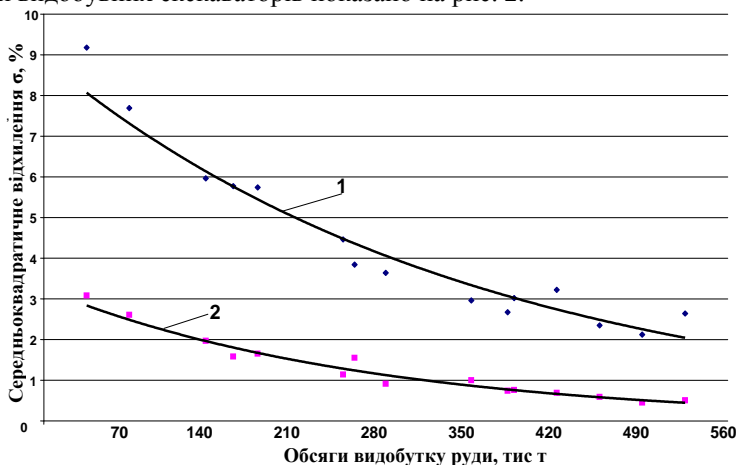


Рис. 2. Залежність середньоквадратичного відхилення вмісту заліза магнітного у руді від обсягу руди, що усереднюється:

1 – за відсутності спеціальних заходів щодо усереднення;

2 – при оптимальному плануванні роботи видобувних екскаваторів.

Якщо ці заходи не забезпечують необхідну однорідність якості руди, то в цьому випадку проводиться додатковий етап моделювання з включенням до системи підшихтувального усереднювального складу (перевантажувальної площадки) певної ємності.

Вибір оптимального варіанта заходів з усереднення виконується після їх економічного порівняння.

**Висновки.** Розроблені імітаційні моделі роботи кар'єру дають можливість визначати оптимальне розподілення обсягів руди між екскаваторними вибоями та підтримувати мінімальне середньоквадратичне відхилення вмісту заліза магнітного при заданій однорідності якості руди в рудопотоках.

#### *Список літератури*

1. **Плотников О.В.** Геологічні чинники економічної цінності промислових запасів залізрудних родовищ в докембрійських залізисто-кременистих формаціях укра-

їнського шита : автореф. дис. на здобуття наук. ступеня докт. геол. наук: спец. 04.00.11 «Геологія металевих і неметалевих корисних копалин» і 04.00.19 «Економічна геологія» –Київ, 2002. –28 с.

2. **Бызов В.Ф., Азарян А.А.** Проблемы контроля и управления качеством минерального сырья и пути их решения., В сб. Качество минерального сырья, Кривой Рог, 2002. –С. 9-13.

3. **Ломоносов Г.Г.** Формирование качества руд при открытой добыче, –М.: Недра, 1975. –224 с.

УДК 614.84

А.А. ГУРИН, д-р техн. наук, проф., В.И. ШЕВЧЕНКО, ассистент,  
С.В. ВИМБА, студент, Криворожский технический университет

## **СПОСОБ ПОЖАРОТУШЕНИЯ ГОРЮЧИХ ПОРИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ**

Предложен способ борьбы с пожарами в горючих пористых материалах, который заключается в создании огнезащитной преграды путем пропитки пористого материала жидкими гелеобразующими компонентами с последующим образованием в порах структурного гидрогеля.

Запропоновано спосіб боротьби з пожежами в горючих пористих матеріалах, який полягає в створенні вогнезахисної перепони шляхом просочування пористого матеріалу рідкими гелеутворюючими компонентами з подальшим утворенням в порах структурного гідрогелю.

**Проблема и ее связь с научными и прикладными задачами.** Ежегодно в Украине возникает около 50000 пожаров техногенного и природного характера, вследствие которых гибнет до 4000 человек, а причиненный материальный ущерб превышает 2 млрд. грн. [1].

Основными причинами пожаров являются неосторожное обращение с огнем, нарушение правил эксплуатации промышленного и бытового электрооборудования, неисправность отопительных приборов, невыполнение требований нормативных документов и др.

Серьезную опасность в пожарном плане представляют горючие пористые вещества, в том числе растительного происхождения (опилки, солома, торф, некоторые виды ископаемых углей и др.), способные к самовозгоранию. Тушение их сопряжено с определенными трудностями и требует привлечения значительных технических и материальных ресурсов.

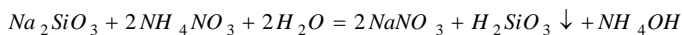
**Анализ исследований и публикаций.** Обзор литературных источников [2, 3] показывает, что одним из эффективных способов борьбы с пожарами в труднопогащаемых горючих материалах является создание в них преград, препятствующих дальнейшему распространению огня путем прокладки канав (траншей) и удаления горючего материала, т.е. создания минерализованных полос. Но этот способ достаточно трудоемкий, и поэтому он эффективен, если выполняется заблаговременно, при угрозе возникновения пожара.

В работе [4] высказана идея о возможности создания огнезащитной преграды в пористом материале путем пропитки его жидкими гелеобразующими компонентами, которые заполнив поры, превращаются в структурный гидрогель, представляющий собою не текучую водонасыщенную массу. Трудоемкость создания такой преграды будет гораздо меньше.

**Постановка задачи.** Для успешной реализации предлагаемого способа тушения пожаров в горючих пористых материалах необходимо обосновать условия его применения, подобрать гелеобразующие компоненты, изучить их свойства и провести натурные испытания.

**Изложение материала и результаты.** Гели – нетекущие твердообразные системы, получаемые из коллоидных растворов некоторых веществ, находят все более широкое применение во многих отраслях производства. Это обусловлено тем, что несмотря на то, что некоторые гели имеют в своем составе до 95% жидкой фазы, они обладают свойствами твердого тела – упругостью, прочностью на сжатие и на сдвиг, т.е. могут служить материалом.

Основным исходным компонентом для получения большинства известных гелеобразующих составов, применяемых в горном деле, является жидкое стекло, которое представляет собой водный раствор силиката натрия. Это объясняется способностью его к застудневанию под воздействием кислот, а также солей натрия, калия, магния, аммония и др. элементов. На кафедре рудничной аэрологии и охраны труда КТУ в свое время был разработан гидрогель [5] для применения в качестве забоечного материала следующего состава: жидкое стекло – 6-8 %, аммиачная селитра – 3-4 %, хлорид натрия – 1-3 %, вода – остальное до 100 %. Коагулятором для жидкого стекла является аммиачная селитра, реакция протекает с образованием геля кремниевой кислоты:



Этот гель использовали первоначально для апробации предлагаемого способа пожаротушения.

Для создания надежной огнезащитной преграды из гидрогеля ее нужно сформировать на всю высоту пористого горючего материала, поэтому важно правильно подобрать время гелеобразования  $t_1$  приготавливаемых гелеобразующих растворов. Известно, что время гелеобразования  $t_1$  зависит от соотношения гелеобразующих компонентов и температуры гелеобразующих растворов. При этом оно должно соответствовать времени  $t_2$  заполнения пор пористого горючего материала. Для обеспечения равномерности заполнения пор по всей высоте пористого горючего материала необходимо, чтобы образование структурного гидрогеля началось в тот момент времени, когда гелеобразующие растворы под действием силы тяжести достигнут самой нижней отметки слоя. Поэтому время гелеобразования  $t_1$ , а значит и время  $t_2$  заполнения пор пористого горючего материала гидрогелем по всей его высоте будет зависеть от толщины слоя  $l$  и его фильтрационных свойств, которые характеризуются коэффициентом фильтрации  $K$ . Чем больше толщина  $l$  слоя



пористых горючих материалов, тем дольше должен быть процесс заполнения пор гелеобразующими растворами. Чем выше значение коэффициента фильтрации  $K$ , тем меньше необходимо времени  $t_2$  для заполнения пор пористого горючего материала гелеобразующими растворами.

На длительность процесса заполнения пор гелеобразующими растворами оказывает влияние также высота их уровня в жидкой фазе над пористым горючим материалом. Этот фактор характеризуется гидравлическим градиентом  $I$ . Чем выше его величина, тем меньше время  $t_2$ , необходимое для заполнения пор пористого горючего материала. Значит время  $t_2$  заполнения пор пористого горючего материала гелеобразующими растворами пропорционально толщине  $l$  его слоя и обратно пропорционально коэффициенту фильтрации  $K$  и гидравлическому градиенту  $I$ .

Таким образом время гелеобразования  $t_1$  будет определяться из соотношения:

$$t_1 = t_2 = \frac{l}{K \cdot I},$$

где  $t_2$  – время заполнения пор пористого горючего материала гелеобразующими растворами, с;  $l$  – толщина слоя пористого горючего материала, м;  $K$  – коэффициент фильтрации, м/с;  $I$  – гидравлический градиент, учитывающий высоту уровня гелеобразующих растворов в жидкой фазе над пористым горючим материалом.

Апробацию предлагаемого способа тушения пожара осуществляли следующим образом. Траншею длиной 3 м, шириной 1 м и глубиной 1 м заполнили сухой соломой. На расстоянии 1 м от торца модели в соломе создали огнезащитную преграду шириной 1 м из гидрогеля, пропитавшего сухую солому на всю глубину траншеи. Требуемое время гелеобразования рассчитали по указанной выше формуле, предварительно экспериментально определив коэффициент фильтрации путем пропускания воды через такой же слой солом. Тогда при  $l = 1$  м,  $I = 1$ ,  $K = 1,8 \cdot 10^{-2}$  м/с

$$t = \frac{1}{1,8 \cdot 10^{-2} \cdot 1} = 56 \text{ с}.$$

Для подбора концентраций гелеобразующих компонентов воспользовались графиком (рис. 1), на котором полученные экспериментально кривые 1,2,3 изображают зависимости времени гелеобразования от соотношения гелеобразующих компонентов при температуре +20 °С.

Кривая 1 соответствует гидрогелю, состоящему из жидкого стекла – 8%, поваренной соли 1 %, аммиачной селитры, содержание которой изменяется от 0 до 4% и остальное вода – до 100 %; кривая 2 – гидрогелю, состоящему из жидкого стекла – 8 %, поваренной соли – 2 %, аммиачной селитры, содержание которой изменяется от 0 до 4 %, остальное вода – до 100 %; кривая 3 – гидрогелю, состоящему из жидкого стекла - 8%, поваренной соли – 3 %, аммиачной селитры, содержание которой изменяется от 0 до 4 %, вода остальное – до 100 %.

Требуемое время гелеобразования 56 с имеет три состава, которые определяют по кривым 1, 2, 3, каждый из которых может быть применен для создания огнезащитной преграды.

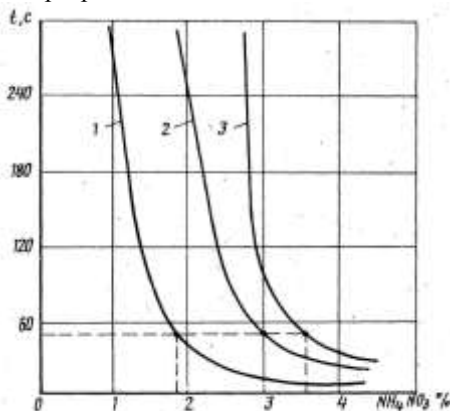


Рис. 1. Зависимость времени гелеобразования от соотношения гелеобразующих компонентов при содержании  $\text{Na}_2\text{SiO}_3 - 8\%$ : 1 —  $\text{NaCl} - 1\%$ ; 2 —  $\text{NaCl} - 2\%$ ; 3 —  $\text{NaCl} - 3\%$

Выбираем состав 2. Испытания показали, что пламя от горящей соломы не перекинулось через защитную преграду, сформированную из жидких гелеобразующих компонентов в соотношении: стекло 8 %, поваренная соль 2%, аммиачная селитра 3 %, вода — остальное до 100 %.

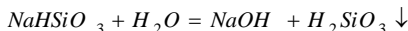
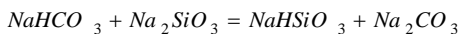
Попытка активизировать горение соломы в огнезащитной преграде путем смачивания ее поверхности бензином не удалась. Бензин сгорел, а огнезащитная преграда осталась неповрежденной.

Отмечая положительные результаты проведенного эксперимента необходимо указать на то, что в процессе приготовления гидрогеля на основе водных растворов жидкого стекла и аммиачной селитры выделяется аммиак, способный оказывать раздражающее действие на органы дыхания. И хотя количество образующегося аммиака не превышает предельно допустимых значений и гель данного состава допущен органами надзора к применению на открытых горных работах в качестве забоечного материала, применение его в условиях пожаров, когда в больших количествах выделяются токсичные продукты горения, нежелательно.

В связи с этим возникает необходимость подобрать такой состав гидрогеля при приготовлении, которого не выделялись бы вредные вещества. Кроме того, необходимо исследовать влияние температуры гелеобразующих растворов на время гелеобразования, чтобы иметь при необходимости дополнительную возможность управления временем гелеобразования.

В процессе изучения возможности использования различных веществ-коагуляторов для раствора жидкого стекла выбор был сделан в пользу бикарбоната натрия, который широко применяется в разных отраслях промышлен-

ности. Он не токсичен и гель, полученный на его основе, тоже не выделяет вредных веществ.



При проведении исследований концентрацию жидкого стекла в гидрогеле изменяли от 6 % до 10 %, а бикарбоната натрия от 2,5 % до 3,5 %. При меньшем содержании бикарбоната натрия гель не образовывался. Температуру водных растворов гелеобразующих компонентов изменяли от 10 °С до 80 °С. Результаты исследований представлены на рис. 2 – 4. Анализ графиков показывает, что гидрогель на основе водного раствора жидкого стекла с добавлением бикарбоната натрия имеет более длительное время гелеобразования, чем гидрогель с добавлением аммиачной селитры, что позволит при использовании его пропитывать более толстый слой пористого материала. При необходимости гелеобразующие растворы могут быть подогреты, что сократит время гелеобразования. Определившись с составом гидрогеля, повторили опыт по гашению сухой соломы в траншее. Для этого использовали гель следующего состава – жидкое стекло – 6 %, бикарбонат натрия – 3,5 %, вода – остальное (см. рис. 2), который имеет необходимое время гелеобразования, как и в предыдущем опыте – 56 с. Результат эксперимента был положительным. Огонь не смог преодолеть огнезащитную преграду, сформированную из гидрогеля указанного состава.

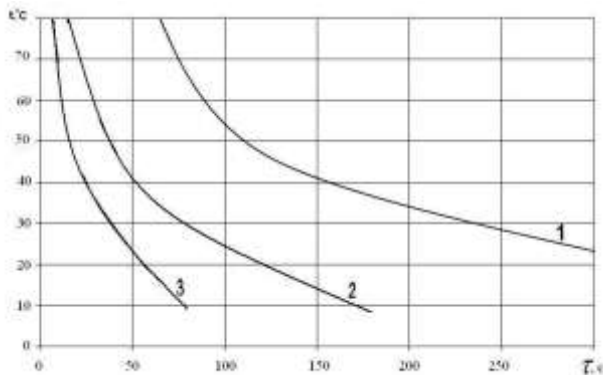


Рис. 2. Зависимость времени гелеобразования от температуры растворов при содержании  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  – 6 %: 1 –  $\text{NaHCO}_3$  – 2,5%; 2 –  $\text{NaHCO}_3$  – 3,0%; 3 –  $\text{NaHCO}_3$  – 3,5%

Затем усложнили условия эксперимента, взяв в качестве горючего пористого материала уголь, который горит значительно дольше, чем солома имеет более высокую температуру горения и выделяет большее количество тепла. В качестве модели использовали желоб, полученный из разрезанной вдоль металлической трубы диаметром 200 мм, длиной 3 м. Модель заполнили углем, а затем в центральной части полили гелеобразующим раствором следующего состава – жидкое стекло – 8 %, бикарбонат натрия – 3 %, вода – остальное,

пропитав уголь на всю высоту модели. Уголь был подожжен с одного конца модели и сгорел до огнезащитной полосы шириной 0,5 м, но дальше огонь не прошел. Как и в предыдущем эксперименте, попытка активизировать горение путем полива огнезащитной полосы бензином не увенчалась успехом.

Таким образом, гидрогель, приготовленный на основе водных растворов жидкого стекла и бикарбоната натрия может быть использован в качестве средства пожаротушения горючих пористых материалов.

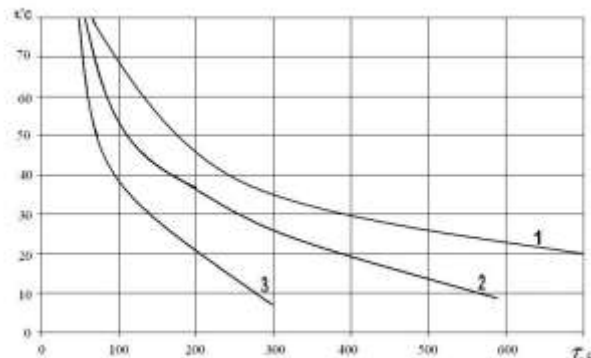


Рис. 3. Зависимость времени гелеобразования от температуры растворов при содержании  $\text{Na}_2\text{SiO}_3 - 8\%$ : 1 –  $\text{NaHCO}_3 - 2,5\%$ ; 2 –  $\text{NaHCO}_3 - 3,0\%$ ; 3 –  $\text{NaHCO}_3 - 3,5\%$

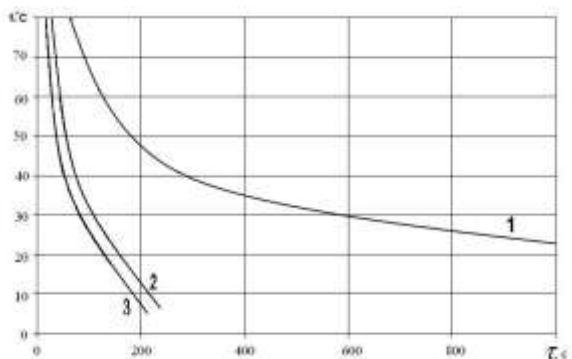


Рис. 4. Зависимость времени гелеобразования от температуры растворов при содержании  $\text{Na}_2\text{SiO}_3 - 10\%$ : 1 –  $\text{NaHCO}_3 - 2,5\%$ ; 2 –  $\text{NaHCO}_3 - 3,0\%$ ; 3 –  $\text{NaHCO}_3 - 3,5\%$

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Использование предлагаемого способа тушения пожаров путем создания огнезащитной преграды из жидких гелеобразующих компонентов с последующим образованием гидрогеля в порах горючего материала обеспечивает равномерность заполнения пор горючего пористого материала на всю его высоту. Этому способствует свойство гидрогеля в жидкой фазе впитываться в пористые материалы с последующим образованием структурного гидрогеля и удерживаться

в нем длительное время, выдерживать высокие температуры, не меняя при этом свои основные свойства. Испарение жидкости с поверхности гидрогеля на контакте с источником тепла приводит к возникновению термоизоляции пористого материала и обеспечению необходимой огнестойкости огнезащитной преграды. Требуемая высота огнезащитной преграды в горящем пористом материале, его фильтрационные свойства определяют необходимое время его заполнения гелеобразующими растворами, а значит и их соотношение.

В дальнейшем необходимо провести промышленные испытания предложенного способа, применив его не только для тушения угля, но и для торфа. Необходимо также экспериментально определить оптимальную ширину огнезащитной преграды из гидрогеля для разных материалов.

#### *Список литературы*

1. <http://www.mns.gov.ua/files/prognos/report/2010>.
2. **Рожков А.П.** Пожежна безпека на виробництві. –К.: Пожінформтехніка, 1997. –448 с.
3. **Миксеев А.К.** Пожар. –М.: Пожнаука, 1994. –386с.
4. Способ борьбы с пожарами в горючих пористых материалах: А.с. СССР №1304823, МКИ А62 С 1/00 / **А.А. Гурин, В.И. Базаря, И.С. Радченко, Л.Д. Коренной.** Оpubл. 23.04.87. Бюл. №15.
5. Состав для подавления ядовитых газов и пыли при взрывных работах: А.с. СССР №773293. МКИ E21F5/00 / **А.А. Гурин, Л.Д. Коренной, Н.Ф. Филиппов, С.С. Ященко.** Оpubл. 23.10.80. Бюл. №89.

УДК 528:629.195(808.03)

А.Н. ГРИЦЕНКО, аспирант, Криворожский технический университет

### **ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ СПУТНИКОВЫХ СИСТЕМ НАВИГАЦИИ**

В статье отображены результаты полевых работ по оценке точности определения координат в статике.

В статті висвітлено результати польових робіт щодо оцінки похибки визначення координат у статичі.

**Проблема и её связь с научными и практическими задачами.** В настоящее время наиболее широко применяемым решением для различных задач геопозиционирования являются спутниковые навигационные системы (СНС), в частности, системы ГЛОНАСС и GPS. К факторам, обусловившим популярность этих систем, можно отнести зону действия, простоту интеграции и соотношение цена/качество. Основные преимущества автоматически вытекают из архитектуры СНС. В частности, простота интеграции обусловлена пассивным режимом работы навигационных приемников, а практически повсеместное покрытие обеспечивается геометрией созвездия спутников.

Не смотря на то, что глобальные системы позиционирования изначально были разработаны в военных целях, в настоящее время их начали широко применяться как в гражданских, так и в промышленных целях. Приемники GPS сигнала можно приобрести в свободной продаже по умеренным ценам, пользование системой совершенно бесплатно.

Учитывая все вышеописанные факторы, системы GPS используются в таких сферах, как:

- навигации (как морская, так и сухопутная по маршрутам и дорогам);
- картография;
- геодезия;
- мониторинг передвижения транспорта;
- тектоника (наблюдение за перемещением плит).

Решение большинства типичных задач, требующих использования навигационных приемников, уже реализовано в программном и аппаратном обеспечении приемника. Примером такой задачи является задача определения географического местоположения, заключающаяся в определении широты и долготы потребителя. Однако ряд прикладных задач либо совсем не решается приемниками, либо точность получаемого решения оказывается недостаточной. Примером такой задачи является задача определения ориентации объекта.

В данной статье рассматриваются общие принципы применения повышения точности. Рассматриваемые методы подходят как для отечественной системы ГЛОНАСС, так и для американской системы GPS.

**Постановка задачи.** Одним из важнейших показателей системы является точность определения местоположения приемника сигнала. При этом для разных сфер удовлетворяемая точность может колебаться от нескольких метров до нескольких миллиметров.

Результатом работы GPS приемника являются данные передаваемые по протоколу NMEA.

Формат передачи координат по этому протоколу: GGGMM.MMMM, где GGG – величина угла, градусов, а MM.MMMM – величина угла, минут.

Следовательно, теоретически чувствительность приемника не может быть больше 0,0001'.

Эта величина для широты в области 48° составляет 0,1851 м.

А для долготы в области 33° составляет 0,1240 м.

Благодаря некоторым факторам внешней среды влияющим на измерения GPS - в одной и той же точке показания прибора будут разными в разные моменты времени. К таким факторам относится влияние ионосферы, влияние нижних слоев атмосферы, многолучевость, наличие препятствий на пути сигнала, количество видимых и работоспособных спутников.

**Изложение материала и результаты.** Находясь неподвижно, проведено 6 серий замеров, в общей сложности 792 замера, с периодичностью между замерами в одной серии в 3-7 сек.

На рис. 1 представлена диаграмма одной серии замеров с выделенной точной медианы, которая является средним арифметическим значений серии по широте и долготе. Другие характеристики всех 6-ти замеров представлены в табл. 1.

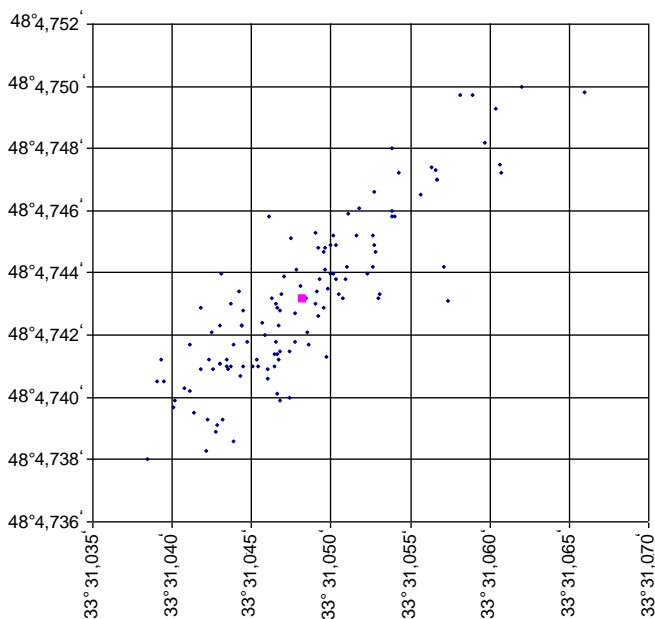


Рис. 1 Диаграмма одной серии замеров

Таблица 1

Параметр	Серия 1	Серия 2	Серия 3	Серия 4	Серия 5	Серия 6
Количество точек, шт.	85	254	149	124	75	105
Количество вещающих спутников, шт.						
- максимальное	6	6	7	9	5	6
- минимальное	4	4	5	7	4	3
- среднее	4	6	6	8	5	5
Расстояние крайних точек, мин.:						
- по широте	0,0229	0,0313	0,0277	0,0120	0,0114	0,0190
- по долготе	0,0537	0,0548	0,0348	0,0276	0,0238	0,0141
Дисперсия, мин:						
- по широте	0,000022	0,000006	0,000008	0,000007	0,000007	0,000016
- по долготе	0,000124	0,000018	0,000022	0,000030	0,000014	0,000006
Среднеквадратическое отклонение, мин.:						
- по широте	0,0047	0,0024	0,0029	0,0026	0,0027	0,0040
- по долготе	0,0111	0,0043	0,0047	0,0055	0,0038	0,0025
Максимальное удаление точки от медианы, м:	49,87	29,80	30,15	25,23	20,25	18,72

Одним из способов оценить точность спутниковых навигационных систем – это оценка по показателю СЕп. Показатель Сеп (Circular Error)– это радиус окружности в которую попадает n% точек (локаций). Этот показатель является вероятностью того, что определенное измерение будет более точно, чем этот показатель (находится внутри окружности это радиуса).

Для серии 4 график показателя СЕп представлен на рис. 2

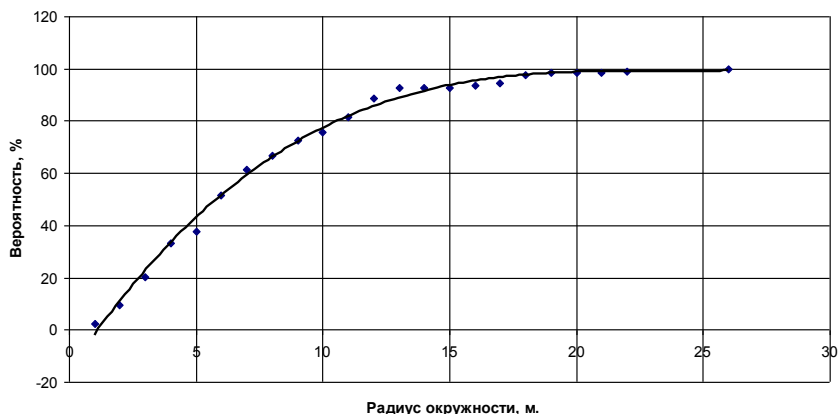


Рис. 2. График показателя СЕп для замера 4

Аналитическое выражение (1) зависимость того, что  $n$  % точка попадет в окружность радиусом  $r$ .

$$n = 0,0088r^3 - 0,6239r^2 + 14,683r - 15,995 \quad (1)$$

Аналогичные графики для серии 3 , рис. 3 и для серии 1, рис. 4,

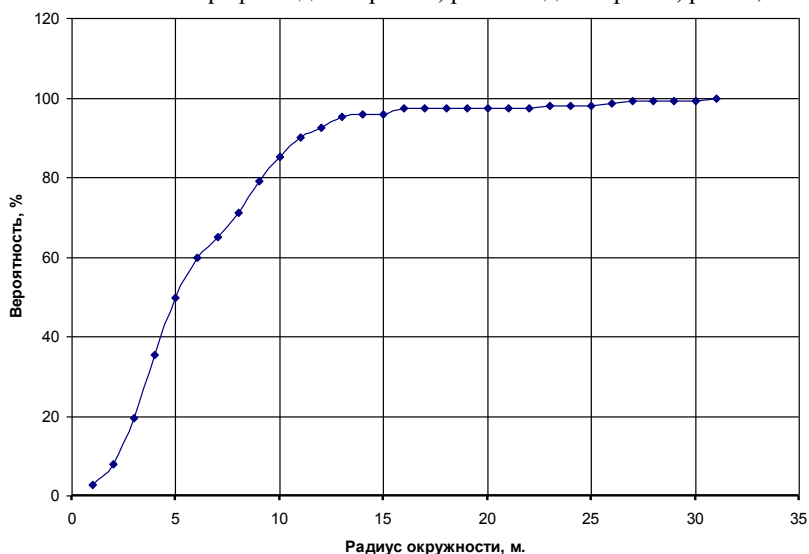


Рис. 3. График показателя СЕп для замера 3



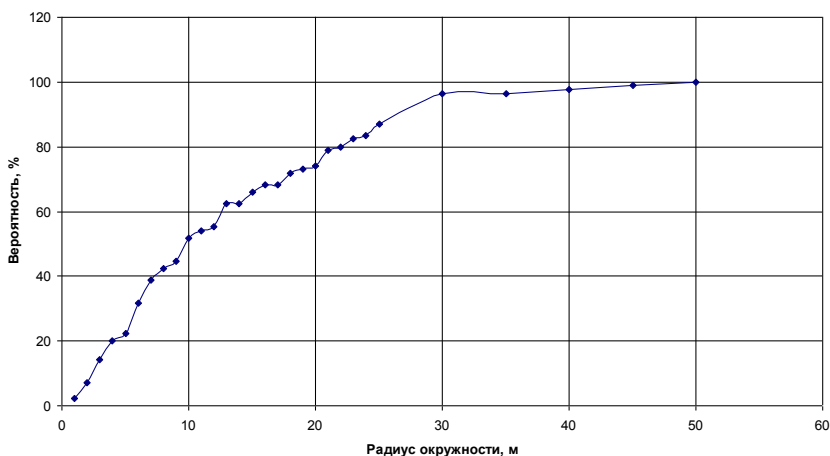


Рис. 4. График показателя CEP для замера 1

Показателем точности большинства бытовых навигаторов является величина CEP (Circular Error Probable) – это радиус окружности, в которую входят 50% измерений сделанных данным прибором.

Краткий обзор основных параметров полученных графиков приведен в табл. 2

Таблица 2

Параметр	Серия 4	Серия 3	Серия 1
Количество вещающих спутников, шт.	8	6	4
CEP, м	6	5	10
Максимальное удаление точки от медианы, м.:	25,23	30,15	49,87

Видно, что присуща обратная зависимость максимально удаленных точек от количества вещающих спутников. Аналитическое выражение этой зависимости (2) приведено ниже.

$$L = -36,407Ln(N) + 98,887 \quad (2)$$

где:  $N$  – количество вещающих спутников;  $L$  – максимальное удаление точек от медианы.

В свою очередь средние значения серий показали очень высокую точность показаний. Большинство значений вошли в окружность радиусом в 2 метра. Диаграмма распределения средних величин (медиан) приведено на рис. 5, другие параметры приведены в табл. 3

Таблица 3

Параметр	Серия 1	Серия 2	Серия 3	Серия 4	Серия 5	Серия 6	Среднее
Маркер обозначения на диаграмме	X	O	-	•	Δ	◇	▲
Значение:							
- по широте	48°4,7431	48°4,7428	48°4,7424	48°4,7431	48°4,7443	48°4,7427	48°4,7431
- по долготе	33°31,0478	33°31,0466	33°31,0455	33°31,0482	33°31,0485	33°31,0474	33°31,0473
Расстояние от медианы	0,63	1,03	2,65	1,13	2,70	0,75	0

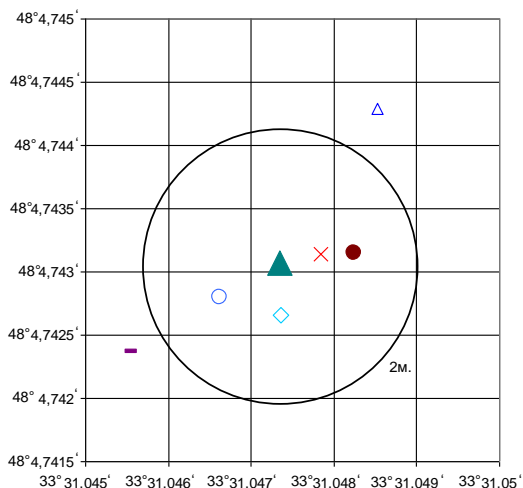


Рис. 5. Диаграмма распределения медиан сессий

**Выводы и рекомендации.** Рассмотрено влияние количества вещающих спутников на точность конечных координат. Описаны преимущества вычисления медианы для повышения точности определения координат, в результате чего погрешность точки на поверхности Земли не превысит 3-х метров.

#### *Список литературы*

1. **К.М. Антонович.** Использование спутниковых радионавигационных систем в геодезии. -М.: «Картеоцентр», -2005.
2. Интернет-портал <http://gis-lab.info/>

УДК 621.92

В.А. ФОГЕЛЕВ, А.В. МЕЛЬНИКОВ, Д.А. МЕЛЬНИКОВ  
ОДО «Ламел-777», г. Минск, Беларусь

### **ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНО-КЛАССИФИЦИРУЮЩЕЕ ОБОРУДОВАНИЕ ОДО «ЛАМЕЛ-777» в ТЕХНОЛОГИЯХ СУХОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ.**

Представлены характеристики и возможности измельчительно-классифицирующего оборудования, разрабатываемого и поставляемого ОДО «Ламел-777» для сухой переработки минерального сырья, в том числе, для воздушной классификации, сепарации, обогащения.

Science-production company with doubled liability “Lamel-777” is engaged in the development of production equipment and lines for dry crushing, air classification, separation of various materials.

ОДО «Ламел-777» - инжиниринговое предприятие, занимающееся разработкой и производством технологического оборудования и линий для пе-

переработки минерального сырья в горно-обогатительной, строительной, химической и других отраслях промышленности.

Одно из основных направлений деятельности Предприятия – разработка и производство измельчительного оборудования, воздушных классификаторов и технологических линий на их базе для сухой переработки минерального и техногенного сырья.

Оборудование может быть использовано:

- для переработки отсевов дробления, шлаков, зол с целью производства фракционированных заполнителей и материалов
- для производства тонкодисперсных материалов, в том числе различных наполнителей и вяжущих.
- для сухого обогащения рудных и нерудных материалов.

1. Измельчительно-классифицирующее оборудование для переработки отсевов, производства мелких фракционированных заполнителей и др.

БАЗОВОЕ ОБОРУДОВАНИЕ		МАТЕРИАЛЫ
Измельчительное*	Классифицирующее**	
Центробежно-ударные, конусные, молотковые, роторные дробилки, др.	Классифик. воздушные -гравитационные КГК, -комбинированные КМК	Отсевы, песок, доломит, мрамор, известняк

\* - производства ОДО «Ламел – 777» или других производителей.

\*\* - производства ОДО «Ламел – 777».

Для дезинтеграции с целью раскрытия сростков минералов или производства продуктов с частицами кубовидной формы целесообразно использовать механизм измельчения свободным ударом, реализующийся, например, в центробежных дробилках.

Таблица 1.

ЦЕНТРОБЕЖНО-УДАРНЫЕ ДРОБИЛКИ.			
Параметры	ЦД-04	ЦД-06	ЦД-1.0
Производительность, т/ч	5-7	15-20	25-50
Крупность исх.материала, мм	0-10	0-20	0-20
Уст. мощность, кВт	15-22	55-75	75-90
Габаритные размеры, м	1.5x0.8x1.6	2.3x1.3x1.5	2.5x1.8x1.5

В 2011 году Предприятие разработало и изготовило 2-х роторную молотковую мельницу – сушилку со встроенным 2-х роторным центробежным динамическим классификатором производительностью на проход до 20÷40 т/ч по продукту влажностью до 20÷40 %. Мельница предназначена для дезинтеграции и сушки материалов средней и низкой прочности, например, мел, доломит, каолин, известняк и др., в том числе в линиях сухого обогащения.

Для классификации и сепарации дисперсных материалов в диапазоне граничной крупности от ~0.1 мм до нескольких миллиметров целесообразно использовать воздушные многопродуктовые каскадно-гравитационные (КГК) и комбинированные (КМК) классификаторы.

Комбинированные классификаторы КМК являются новым поколением воздушных многопродуктовых классификаторов, разработанных Предприя-

тием, отличающихся более широким и независимым диапазоном регулирования крупности продуктов разделения, при более высоком качестве разделения.

В табл. 2 приведены технические характеристики некоторых классификаторов КМК.

Таблица 2

ВОЗДУШНЫЕ КОМБИНИРОВАННЫЕ КЛАССИФИКАТОРЫ КМК .		
Производительность, т/ч	Крупность разделения*, мм	Габариты, м
15	+2; -2+0.5;-0.5+0.16; -0.16	2.2х2.2х6.0
30	+2; -2+0.16; -0.16	2.3х2.3х7.6
50	+1.2; -1.2+0.16; -0.16	2.4х2.4х7.8
70	+1.2; -1.2+0.16; -0.16	2.5х2.5х8.4

\* - крупность продуктов разделения может плавно регулироваться.

К 2011 году Предприятием поставлено заказчикам более 20 оригинальных классификаторов КГК и КМК, которые работают в технологических линиях по переработке гранитных, мраморных отсевов, разделению песка, доломита, извести, измельченного стекла, разделения и обогащения тальковой руды, полевых шпатов, регенерации дробеструйных материалов, обогащению вермикулитовой руды.

## 2. Оборудование для производства тонкодисперсных материалов.

БАЗОВОЕ ОБОРУДОВАНИЕ		Материал
Измельчительное	Классифицирующее	
МЕЛЬНИЦЫ «Ламел-777» -дезинтеграторы, -дисмембраторы -молотковые, вибромельницы.	КЛАССИФИКАТОРЫ центробежные «Ламел-777» -статические, -динамические, -с механической загрузкой, -с аэродисперсной загрузкой	Мел, гипс доломит известь, шунгит, гематит, золоотвал каолин.
МЕЛЬНИЦЫ заказчика для «сухого» тонкого помола (шаровые, молотковые, струйные, вибрационные, роторные и др).		

Для тонкого измельчения неабразивных материалов Предприятием разработаны дисмембраторы и дезинтеграторы, характеристики которых представлены в табл. .

Таблица 3

ДЕЗИНТЕГРАТОРЫ и ДИСМЕМБРАТОРЫ ОДО «Ламел-777».					
Параметры	ДМ-5	ДЗ-5	ДМ-10	ДЗ-10	ДМ-20
Производитель, т/ч	5-7	5	10-12	10-12	20
Уст. мощность, кВт	45÷55	45÷55х2	55÷75	90÷132х2	90÷132

В производстве тонкодисперсных минеральных материалов целесообразно использовать замкнутые контуры измельчения, состоящие из измельчительного и классифицирующего оборудования, которые позволяют получать более тонкодисперсные и однородные продукты измельчения при увеличении производительности и уменьшении удельных энергозатрат по сравнению с открытым контуром измельчения. Для производства тонкодисперсных материалов Предприятие изготавливает классификаторы центробежные статические (КЦС) и динамические (КЦД).

В таблицах 4, 5 приведены основные характеристики центробежных классификаторов КЦС и КЦД.

Таблица 4

ЦЕНТРОБЕЖНЫЕ КЛАССИФИКАТОРЫ КЦС.				
ПАРАМЕТРЫ	КЦС-1	КЦС-5	КЦС-10	КЦС-20
Производительность, т/ч	1	5÷7	10÷12	20
Диапазон регулировки границы разделения, мкм	60÷200	80÷200	100÷200	100÷200
Габариты (LxВxH), м	1.0	1.3	2.0	2.4
	1.0	1.3	2.0	2.4
	2.5	3.5	5.0	6.7

Таблица 5

ЦЕНТРОБЕЖНЫЕ КЛАССИФИКАТОРЫ КЦД.					
ПАРАМЕТРЫ	КЦД-5	КЦД-10	КЦД-20	КЦД-25	КЦД-40
Производительность, т/ч	5	10	20	25	40
Установ. мощность, кВт	5.5÷7.5	7.5÷11	11÷18.5	15÷22	30÷45
Диапазон регулировки границы разделения, мкм	5÷100	7÷100	10÷150	15÷200	20÷200
Габариты (LxВxH), м	1.6	2.2	2.0	3.4	3.4
	1.0	1.4	1.5	2.1	2.8
	2.3	2.7	3.0	3.1	3.7

К 2011 году предприятием ОДО «Ламел-777» поставлено заказчикам более 70 воздушно-центробежных классификаторов, работающих в производстве различных тонкодисперсных материалов, в том числе в составе различных измельчительно-классифицирующих комплексов.

### 3. Воздушные классификаторы в обогатительных процессах.

Воздушные классификаторы могут быть успешно использованы в подготовительных и обогатительных процессах при переработке минерального сырья, содержащего товарные и отвальные компоненты:

- с разной прочностью при близких плотностях материалов,
- с частицами разной формы,
- с разной плотностью частиц,
- за счет обеспыливания сырья,
- за счет сушки и нагрева сырья в термоаэроклассификаторах.

На ряд технологических схем сухого обогащения Предприятием получены патенты. Например, «Комплекс для сухого обогащения рудных и нерудных материалов, содержащих компоненты с разной плотностью и/или формой частиц» - патент РФ на полезную модель №103760 с приоритетом от 10.04.2010, «Комплекс для сухого обогащения рудных и нерудных материалов и переработки техногенных отходов» - патент РФ на полезную модель №103759 с приоритетом от 04.10.2010. Рассматриваемые технологии работа-

ют или опробованы при обогащении, каолина, диатомита, талька, вермикули-  
товой руды, слюды, регенерации дробеструйных отходов, отходов кабельной  
и резинотехнической промышленности, электронного лома, вольфрамо мо-  
либденовых руд, золоотвалов и др.

В подготовительных процессах обогащения воздушные классификаторы  
могут быть использованы для фракционирования, обеспыливания, сушки или  
нагрева сырья с целью оптимизации последующих процессов сухого (элек-  
тростатического, магнитного) или мокрого процессов обогащения.

УДК 629.114:622.271

Ю.А. МОНАСТИРСЬКИЙ, канд. техн. наук, доц.,  
Криворізький технічний університет

## **МОДЕЛЮВАННЯ ФУНКЦІОНУВАННЯ КАР'ЄРНИХ АВТОСАМОСКІДІВ**

Розроблена математична модель функціонування кар'єрних автосамоскидів та  
представлені ймовірності знаходження кар'єрних автосамоскидів вантажопідйомніс-  
тю 30 т та 130 т в різних станах функціонування, теоретичні, фактичні та прогнозні.

Разработана математическая модель функционирования карьерных автосамо-  
свалов и представлены вероятности нахождения карьерных автосамосвалов грузо-  
подъемностью 30 т и 130 т в разных состояниях, теоретические, фактические и про-  
гнозные

**Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями.**  
Ефективне функціонування кар'єрних автосамоскидів в автогосподарствах з  
боку заводу-продуцента, крім конструктивних та технологічних вдоскона-  
лень на заводі, забезпечується створенням умов для підвищення надійності  
роботи вузлів та агрегатів, окремих машин та парків в цілому. До цих умов  
слід віднести постачання оригінальними запасними частинами, проведення  
технічних обслуговувань та ремонтів силами спеціалізованих сервісних  
центрів та надання прав на проведення на території іншої держави капіталь-  
них ремонтів вузлів та агрегатів машин.

На роботу парку машин окремого автогосподарства впливає значна кі-  
лькість чинників, у тому числі: технічні, технологічні, організаційні, соціаль-  
ні, дорожньо-кліматичні та інші. Дія сукупності факторів приводить до того,  
що надійність роботи машини та парку таких же самих машин не співпадає.  
При цьому між надійністю роботи окремої машини та парку існують суттєві  
розбіжності.

**Аналіз останніх досліджень та публікацій.** Питання надійності роботи  
автомобілів загального користування розглядаються постійно, для кар'єрних  
автосамоскидів існують роботи [1, 2] в яких висвітлюються окремі питання  
надійності машин без врахування сумарної надійності парку.

**Постановка задачі.** Надійність середньосписочного автомобіля з достатньою точністю характеризує коефіцієнт технічної готовності, але він дає узагальнену характеристику, а для умов фірмового сервісного обслуговування це є на сьогодні недостатнім, в зв'язку з чим і стає необхідним спочатку розглянути питання надійності роботи окремого кар'єрного автосамоскиду.

**Викладення матеріалу та результатів.** В основі моделей надійності роботи автомобілів загального користування та їх парків лежить граф станів машини, яких характеризує переходи між різними можливими станами машин при прийнятій системі технічного обслуговування та ремонту.

Система технічного обслуговування, діагностування і ремонту кар'єрних автосамоскидів БелАЗ передбачає наступні сім видів технічних дій, таким чином для кар'єрних автосамоскидів виробництва ВАТ «БелАЗ» можливі вісім станів: роботоздатний стан, щоденне технічне обслуговування (ЩО), перше технічне обслуговування (ТО-1), друге технічне обслуговування (ТО-2), третє технічне обслуговування (ТО-3), перший плановий ремонт (ПР-1), другий плановий ремонт (ПР-1), поточний ремонт (ПР). Переходи кар'єрного автосамоскида з одного стану чітко регламентуються у відповідності напращуванням, але поточний ремонт проводиться винятково по потребі і практично не прогнозується, тому можливо скласти граф станів кар'єрних автосамоскидів та переходів між станами та відповідно графу скласти математичну модель.

Модель функціонування одного кар'єрного автосамоскида в автогосподарстві повинна враховувати всі вісім його станів. Переходи кар'єрного автосамоскида з  $i$ -го стану в  $j$ -й, де  $i, j = 1 \dots 8$ , характеризується інтенсивністю потоку подій  $\lambda_{i,j}(t)$ . Якщо в заданий проміжок часу  $t$  кар'єрний автосамоскид знаходиться в означеному стані  $i$ , то через проміжок часу  $dt$  він може опинитися в іншому стані з вірогідністю  $\lambda_{i,j} dt$ , залишитися в цьому стані чи перейти в інший.

Стан кар'єрного автосамоскиду в будь-який проміжок часу характеризується однією функцією – інтенсивністю потоку подій, яка може бути виражена будь-якою ненегативною функцією часу. Якщо кар'єрний автосамоскид має вісім станів, то повною характеристикою його функціонування буде квадратна матриця інтенсивностей порядку  $8 \times 8$ , в цій матриці  $\lambda_{i,i} = 0$ .

Матриця інтенсивностей дозволяє описати процес функціонування кар'єрного автосамоскиду диференціальними рівняннями А.М.Колмогорова у тому випадку, коли швидкість переходу з одного стану в інший достатньо велика. Таким чином система рівнянь, в якій шуканими є ймовірності  $P_i(t)$  знаходження кар'єрного автосамоскиду в одному з восьми станів буде мати вид:

$$\begin{aligned} \frac{dP_1(t)}{dt} = & -(\lambda_{12} + \lambda_{16} + \lambda_{18}) \cdot P_1(t) + \lambda_{21} \cdot P_2(t) + \lambda_{31} \cdot P_3(t) + \lambda_{41} \cdot P_4(t) + \lambda_{51} \cdot P_5(t) + \\ & + \lambda_{61} \cdot P_6(t) + \lambda_{71} \cdot P_7(t) + \lambda_{81} \cdot P_8(t) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\frac{dP_2(t)}{dt} &= -(\lambda_{28} + \lambda_{23}) \cdot P_2(t) + \lambda_{12} \cdot P_1(t) \\ \frac{dP_3(t)}{dt} &= -(\lambda_{31} + \lambda_{34} + \lambda_{38}) \cdot P_3(t) + \lambda_{23} \cdot P_2(t) \\ \frac{dP_4(t)}{dt} &= -(\lambda_{41} + \lambda_{45} + \lambda_{48}) \cdot P_4(t) + \lambda_{34} \cdot P_3(t) \\ \frac{dP_5(t)}{dt} &= -(\lambda_{51} + \lambda_{56} + \lambda_{58}) \cdot P_5(t) + \lambda_{45} \cdot P_4(t) \\ \frac{dP_6(t)}{dt} &= -(\lambda_{61} + \lambda_{67}) \cdot P_6(t) + \lambda_{56} \cdot P_5(t) + \lambda_{16} \cdot P_1(t) \\ \frac{dP_7(t)}{dt} &= -(\lambda_{71}) \cdot P_7(t) + \lambda_{67} \cdot P_6(t) \\ \frac{dP_8(t)}{dt} &= -(\lambda_{81}) \cdot P_8(t) + \lambda_{18} \cdot P_1(t) + \lambda_{28} \cdot P_2(t) + \lambda_{38} \cdot P_3(t) + \lambda_{48} \cdot P_4(t) + \lambda_{58} \cdot P_5(t)\end{aligned}$$

В даній роботі застосований метод імітаційного моделювання, що використовується для визначення надійності функціонування складних технічних систем які складаються з декількох компонентів, часи визначеного стану яких розподілені за різними імовірнісними законами. При розв’язанні системи рівнянь отримані табличні значення ймовірностей знаходження кар’єрного самоскиду вантажопідйомністю 30 т та 130 т в кожному з восьми станів (табл. 1).

Таблиця 1

Ймовірності знаходження кар’єрного автосамоскиду в різних станах

Стан машини Вантажопідйомність	ЩО	ТО-1	ТО-2	ТО-3	ПР-1	ПР-2	ПР	Працездатний стан
30 т	0,0497	0,0146	0,0196	0,0142	0,0255	0,0274	0,0451	0,8039
130 т	0,0455	0,0175	0,0252	0,0165	0,0439	0,0383	0,0777	0,7356

Аналіз встановлених закономірностей показує, що ймовірність та час знаходження кар’єрного автосамоскиду в планових технічних діях практично не змінюється протягом терміну експлуатації, а змінюються лише для поточного ремонту та відповідно працездатного стану. На початку експлуатації машини спостерігається збільшення переходів з працездатного стану до поточного ремонту, що обумовлюється первинним припрацюванням та виявленням заводських недоліків, в подальшому, близько 70 % часу машина працює стабільно. На при кінці терміну експлуатації спостерігається лавинне збільшення потоку відмов та частіші переходи з працездатного стану до поточного ремонту.



Аналіз розподілу ймовірності знаходження кар'єрних автосамоскидів вантажопідйомністю 30 т та 130 т в працездатному стані, в різний час роботи з початку експлуатації та у порівнянні з фактичними даними гірничих підприємств України показує наступне (рис. 1).

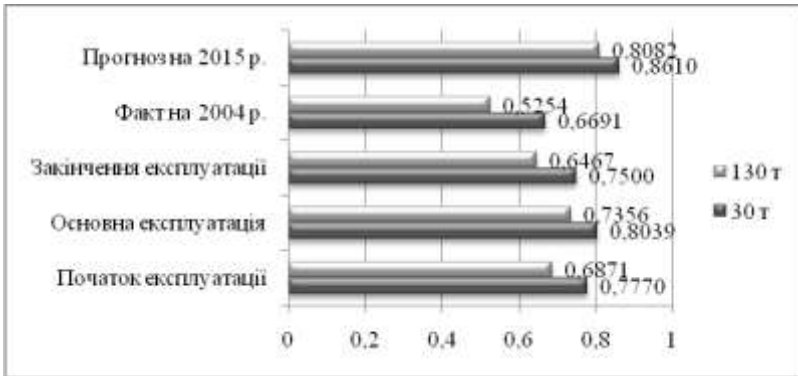


Рис.1. Показники ймовірностей працездатного стану кар'єрних автосамоскидів в різний час експлуатації, фактичні та прогнозовані

Для машини вантажопідйомністю 30 т теоретична ймовірність працездатного стану найвища в середині терміну роботи і знаходиться на рівні 0,80, що в 1,3 рази вище за фактичні, при цьому теоретичне значення ймовірності поточного ремонту в 4,5 рази менше фактичних. Це, а також аналіз фактичних причин простоїв кар'єрних автосамоскидів в автогосподарствах (БАТ «Інгулецький ГЗК», БАТ «Північний ГЗК», БАТ «Центральний ГЗК», БАТ «Докучаєвський ФДК», ТЗВ «Промтехтранс», ДП «Закупнянський кар'єр» та інші) доводить необхідність зменшення простоїв.

Аналогічним чином були отримані результати для кар'єрних автосамоскидів БелАЗ-75131 вантажопідйомністю 130 т, у порівнянні з машинами вантажопідйомністю 30 т встановлено, що поточний ремонт займає практично в 2 рази більше часу.

Встановлені величини працездатного стану на сьогодні є замалими, враховуючи показники роботи машин фірм Катерпіллар та Комацу, тому необхідно вдосконалювати як якість машин, так і їх технічний сервіс. Якістю машин займається завод-продуцент і одним зі шляхів в цьому напрямку є перехід зі зварних рам на литозварні, модернізація двигунів, впровадження систем централізованого мащення та інші. Вдосконалення сервісу конче необхідно. Досвід компанії «КА Технокомплект» показує можливість при застосуванні повного сервісного обслуговування кар'єрних автосамоскидів силами сервісних центрів зменшення часу простоїв в технічному обслуговуванні на 25...30 % та ремонті на 40...45 %.

**Висновки.** Якщо врахувати означені результати то після впровадження в Україні повного сервісного (прогнозовано на кінець 2015 р.) будуть отримані розподіли ймовірностей знаходження кар'єрного самоскиду в різних

станах з максимальними значеннями працездатного стану. Впровадження технічного сервісу забезпечить підвищення ймовірності працездатного стану кар'єрних автосамоскидів до рівня 0,80...0,86, що на 0,06 вище за нормативні показники заводу-продуценту та на 0,19...0,27 вищі за фактичні показники роботи машин у 2004 році (на початку впровадження фірмового сервісного обслуговування кар'єрних автосамоскидів БелАЗ в Україні).

#### *Список літератури*

1. **Кулешов А.А.** Управление ресурсом карьерных автосамосвалов / А.А. Кулешов, И.В. Зырянов, С.Ф. Пацианский // Горный журнал. -2003. -№1. -С. 52-56.
2. **Анистратов К.Ю.** Техническое обслуживание карьерной техники: современный уровень и перспективы развития / К.Ю. Анистратов // Горная промышленность. -2004. -№49. -С. 31-33.

УДК 622.619

Ю.С. РУДЬ, проф., И.С. РАДЧЕНКО, доц., В.Ю. БЕЛОНОЖКО, ст. преп., А.С. ТКАЧЕНКО, ассистент, Криворожский технический университет

### **О КОЛЕБАНИЯХ ГОРНЫХ МАШИН И ИХ ДЕТАЛЕЙ ПОД ДЕЙСТВИЕМ ИМПУЛЬСНЫХ НАГРУЗОК**

Исследованы колебания горных машин и их деталей, вызванных импульсной нагрузкой. Изучено влияние на характеристики колебаний формы импульса, его величины и частоты приложения.

Досліджено коливання гірських машин і їхніх деталей, викликаних імпульсним навантаженням. Вивчено вплив на характеристики коливань форми імпульсу, його величини й частоти додатка.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** В настоящее время наблюдается тенденция увеличения размеров и скоростей современных машин. В этих условиях становится все более важным обеспечить в инженерных расчетах решение задач о колебаниях машин в целом и их деталей в отдельности. Известно, что только на основе теории колебаний можно полностью решить такие важные для практики проблемы, как уравнивание машин и их деталей, определение величины крутильных колебаний валов и зубчатых передач, турбинных лопаток, колебания рельсового пути и мостов под действием движущихся поездов, фундаментов и зданий при землетрясениях. Теория колебаний позволяет получить уравнения, которые связывают такие внутренние параметры колеблющейся системы как массу, жесткость, вязкость, величину внешнего и внутреннего трения. Это означает, что применяя теорию колебаний можно теоретически установить наиболее удачные пропорции машины и ее частей, которые в данных эксплуатационных условиях не приведут к возникновению больших динамических нагрузок, а, следовательно, к дополнительному износу. Эти уравнения позво-

ляют определить критические скорости, например, скорости вращающихся валов переменного сечения, скорости движения автосамосвала по карьерной дороге с неровностями и т. п.

**Анализ исследований и публикаций.** История изучения колебаний, которая насчитывает уже более трех веков, свидетельствует о постоянном проникновении этого раздела физики во все новые и новые области науки и техники. Во времена Ньютона и Лагранжа основное внимание уделялось изучению механических колебаний. В прошлом веке такие отрасли науки, как акустика и радиофизика, почти полностью превратились в учение о колебаниях. В настоящее же время колебательные и волновые процессы наблюдаются и тщательно изучаются уже и в химических и биологических системах.

К настоящему времени опубликовано несколько работ, в которых исследуются колебания болтов в механизмах и машинах [1, 2]. В работах [3-5] для исследования поперечных и вращательных колебаний самосвала при его движении по неровной карьерной дороге используется модель одноосного автомобиля. Здесь же использована физическая модель автомобиля, в которой он представлен жесткой балкой с соответствующими жесткостями и демпферами передней и задней подвесок. В указанных работах найдена критическая скорость движения самосвала, как функция массы самосвала, жесткости и демпфера подвесок. При колебаниях возникают дополнительные нагрузки на отдельные детали, что приводит к их преждевременному износу [6]. Величина износа зависит от строения кристаллической решетки металла. Необходимо отметить, что во всех этих работах исследовались колебания, когда возмущающие силы являются детерминированными функциями времени, т.е. изменяющимися во времени по известному закону.

В большом числе технических задач необходимо исследовать колебания, которые возбуждаются случайными воздействиями.

**Постановка задачи.** В настоящей работе рассмотрены колебания некоторых механических систем под воздействием различного вида возбуждающих сил и ударных импульсов как одиночных так и распределенных по определенному закону.

**Изложение материала и результаты.** При изучении колебаний механических систем, в том числе и автосамосвалов при его перемещении по неровной карьерной дороге, используется следующая физическая модель (рис. 1): груз, подвешенный на пружине с поршнем-демпфером (см., напр., [1-5]). Здесь введены следующие обозначения:  $m_k$  - масса кузова, кг;  $C_{II}$  - коэффициент жесткости подвески, Н/м;  $C_{III}$  - коэффициент жесткости шины, Н/м;  $m_m$  - масса мостов, кг;  $x, x_I$  - смещение центра тяжести кузова и мостов от положения равновесия, м.

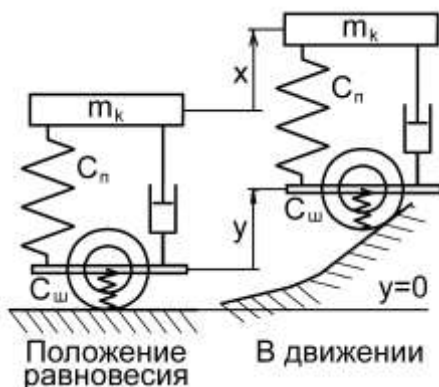


Рис. 1. Одноосная модель автомобиля.

Составим дифференциальное уравнение колебания самосвала с учетом масс мостов. За обобщенные координаты выбираем вертикальное перемещение центра кузова  $x$  и вертикальное перемещение мостов  $x_1$ . В таком случае обобщенные скорости будут  $\dot{x}$ ,  $\dot{x}_1$ . Составляем выражение для кинетической  $T$  и потенциальной  $\Pi$  энергий и диссипативной функции  $R$ :

$$T = \frac{1}{2} m_k \dot{x}^2 + \frac{1}{2} m_m \dot{x}_1^2, \quad (1)$$

$$\Pi = \frac{1}{2} C_n x^2 + \frac{1}{2} C_w (x - x_1)^2, \quad (2)$$

$$R = \frac{1}{2} \alpha \dot{x}^2 + \frac{1}{2} \alpha_1 (\dot{x} - \dot{x}_1)^2,$$

где  $\alpha$  - коэффициент вязкого трения в демпфере,  $\alpha_1$  - коэффициент вязкого трения в шинах. В первом приближении им можно пренебречь.

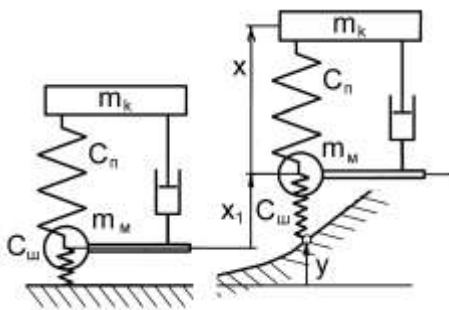


Рис. 2. Одноосная модель автомобиля с учетом массы мостов.

Составим дифференциальное уравнение, описывающие колебания кузова самосвала и мостов. Для этого из уравнений (1)-(3) находим следующие производные:

$$\frac{\partial T}{\partial x} = 0; \quad \frac{\partial T}{\partial x_1} = 0; \quad \frac{\partial T}{\partial \dot{x}} = m_k \dot{x}; \quad \frac{d}{dt} \left( \frac{\partial T}{\partial \dot{x}} \right) = m_k \ddot{x}; \quad (3)$$

$$\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_1} = m_m \dot{x}_1; \quad \frac{d}{dt} \left( \frac{\partial T}{\partial \dot{x}_1} \right) = m_m \ddot{x}_1; \quad (4)$$

$$\frac{\partial \Pi}{\partial x} = C_{II} x + C_{uu} (x - x_1); \quad \frac{\partial \Pi}{\partial x_1} = C_{III} (x - x_1) \cdot (-1) = -C_{uu} (x - x_1); \quad (5)$$

$$\frac{\partial R}{\partial \dot{x}} = \alpha \dot{x} + \alpha_1 (\dot{x} - \dot{x}_1); \quad \frac{\partial R}{\partial \dot{x}_1} = \alpha_1 (\dot{x} - \dot{x}_1) \cdot (-1) = -\alpha_1 (\dot{x} - \dot{x}_1) \quad (6)$$

Следовательно, коэффициенты инерции равны

$$a_{11} = m_k; \quad a_{12} = 0; \quad a_{22} = m_m. \quad (7)$$

Коэффициенты жесткости равны

$$C_{11} = C_{II} + C_{uu}; \quad C_{12} = -C_{uu}; \quad C_{22} = C_{uu}. \quad (8)$$

Приведенные коэффициенты сопротивления равны

$$\mu_{11} = \alpha + \alpha_1; \quad \mu_{12} = -\alpha_1; \quad \mu_{22} = \alpha_1. \quad (9)$$

В таком случае обобщенные силы равны

$$Q_1 = -\frac{\partial \Pi}{\partial x} = -(C_{11} x + C_{12} x_1) = -((C_{II} + C_{uu})x - C_{uu} x_1), \quad (10)$$

$$Q_2 = -\frac{\partial \Pi}{\partial x_1} = -(C_{12} x + C_{22} x_1) = -(-C_{uu} x + C_{uu} x_1). \quad (11)$$

В таком случае уравнение Лагранжа второго рода записываем в следующем виде:

$$\dot{a}_{11} \ddot{\sigma} + \mu_{11} \dot{\sigma} + \mu_{12} \dot{\sigma}_1 + \tilde{N}_{11} \tilde{\sigma} + \tilde{N}_{12} \tilde{\sigma}_1 = 0, \quad (12)$$

$$a_{22} \ddot{x}_1 + \mu_{21} \dot{x} + \mu_{22} \dot{x}_1 + C_{21} x + C_{22} x_1 = 0. \quad (13)$$

Будем искать решение уравнений (12) и (13) в следующей форме:

$$x = A_1 e^{\lambda t}; \quad x_1 = A_2 e^{\lambda t}; \quad (14)$$

где  $A_1$ ,  $A_2$  и  $\lambda$  - некоторые числа, которые требуется определить.

Продифференцируем эти выражения для  $x$  и  $x_1$  по времени дважды:

$$\dot{x} = A_1 \lambda e^{\lambda t}, \quad \ddot{x} = A_1 \lambda^2 e^{\lambda t}, \quad (15)$$

$$\dot{x}_1 = A_2 \lambda e^{\lambda t}; \quad \ddot{x}_1 = A_2 \lambda^2 e^{\lambda t}. \quad (16)$$

Подставим значения координат (14) и их производных (15) и (16) в уравнения (12) и (13), сократим полученные равенства на общий множитель  $e^{\lambda t}$  и сгруппируем члены. В результате получим два алгебраических уравнения:

$$(a_{11} \lambda^2 + \mu_{11} \lambda + C_{11}) A_1 + (\mu_{12} A + C_{12}) A_2 = 0 \quad (17)$$

$$(\mu_{21} \lambda + C_{21}) A_1 + (a_{22} \lambda^2 + \mu_{22} \lambda + C_{22}) A_2 = 0$$

Следовательно, имеем линейные однородные уравнения относительно  $A_1, A_2$ . Они должны иметь решение, отличное от нулевого. Для этого определить системы должны равняться нулю:

$$\begin{vmatrix} (\dot{a}_{11}\lambda^2 + \mu_{11}\lambda + \tilde{N}_{11}); (\mu_{12}\lambda + \tilde{N}_{12}) \\ (\mu_{21}\lambda + \tilde{N}_{21}); (\dot{a}_{22}\lambda^2 + \mu_{22}\lambda + \tilde{N}_{22}) \end{vmatrix} = 0 \quad (18)$$

Можно доказать, что вещественные части корней этого характеристического уравнения отрицательны либо равны нулю. Следовательно, корни уравнения

$$\begin{aligned} &(\dot{a}_{11}\lambda^2 + \mu_{11}\lambda + \tilde{N}_{11}) \cdot (\dot{a}_{22}\lambda^2 + \mu_{22}\lambda + \tilde{N}_{22}) - (\mu_{21}\lambda + \tilde{N}_{21}) \cdot \\ &\cdot (\mu_{12}\lambda + \tilde{N}_{12}) = 0 \end{aligned} \quad (19)$$

могут иметь вид

$$\lambda = -h \pm ni; \lambda = -m; \lambda = \pm ki, \quad (20)$$

где  $h, n, m$  и  $k$  – вещественные положительные числа.

Вещественным отрицательным корням (непосредственный расчет подтверждает, что это бывает при больших силах сопротивления) соответствует периодическое движение

$$q = \dot{A} \dot{a}^{-mt}, \quad (q = x, x_1). \quad (21)$$

Чисто мнимым корням отвечают главные колебания, которые описываются зависимостью

$$q = A \sin(kt + \varepsilon) \quad (22)$$

где  $\varepsilon$  – начальная фаза.

Комплексно сопряженным корням отвечают затухающие главные колебания

$$q = Ae^{-ht} \sin(nt + \varepsilon). \quad (23)$$

В этом случае силы сопротивления не очень велики. При полной или частичной диссипации все корни характеристического уравнения (19) будут комплексно сопряженными с отрицательными вещественными частями

$$-h_1 \pm n_1 \cdot i; -h_2 \pm n_2 \cdot i. \quad (24)$$

Каждой паре комплексно сопряженных корней отвечает свое главное затухающее колебание. Общее решение уравнений (12) и (13) при этих условиях можно записать в следующем виде:

$$\begin{aligned} x &= A_1^1 \cdot e^{-h_1 t} \cdot \sin(n_1 t + \varepsilon_1) + A_1^2 \cdot e^{-h_2 t} \cdot \sin(n_2 t + \varepsilon_2) \Big\} \\ x_1 &= A_2^1 e^{-h_1 t} \cdot \sin(n_1 t + \varepsilon_1) + A_2^2 \cdot e^{-h_2 t} \cdot \sin(n_2 t + \varepsilon_2). \Big\} \end{aligned} \quad (25)$$

В случае пренебрежения массой мостов автосамосвала имеем следующие выражения:

для кинетической энергии  $T = \frac{1}{2} m_k \dot{x}^2$  ;

для потенциальной энергии  $\Pi = \frac{1}{2} Cx$  ;

для диссипативной функции Фелея  $\Phi = \frac{1}{2} \mu \dot{x}$  .

Взяв соответствующие производные от этих выражений, составим дифференциальное уравнение движения кузова самосвала:

$$m_k \ddot{x} = -cx - \mu \dot{x} . \quad (26)$$

При движении самосвала по неровной дороге к этим силам необходимо добавить возмущающую силу  $Q(t)$ . В таком случае уравнение (26) запишем в следующем виде:

$$m_k \ddot{x} + \mu \dot{x} + cx = Q(t) . \quad (27)$$

Представление колебаний уравнением (27) позволяет исследовать процесс для разного типа возмущающей силы.

Особое значение в нашем случае имеет удар между телами, основной характеристикой которого является коэффициент восстановления  $k$  [7]. Возможные значения коэффициента восстановления  $k$  располагаются в промежутке от 0 до 1. Значения  $k=0$  соответствует случаю, когда при ударе происходит «слипание» материальных точек и их относительная скорость после удара равно нулю; такой удар называется абсолютно не упругим. При другом крайнем значении коэффициента восстановления ( $k=1$ ) относительная скорость материальных точек после соударения меняет знак, но сохраняет свою величину; в этом случае удар называется абсолютно упругим. В промежуточных случаях, когда  $0 < k < 1$ , удар называется не вполне упругим. При такой постановке задачи длительность удара считается равной нулю, поэтому предполагается, что скорости соударяющихся материальных точек изменяются мгновенно. Во всех случаях, кроме случая точного равенства ( $k=1$ ) при соударении происходит мгновенная потеря кинетической энергии.

Мерой динамического взаимодействия соударяющихся материальных точек служит мгновенный ударный импульс. Понятие о таком импульсе можно получить следующим образом. Сначала рассмотрим кратковременную силу взаимодействия тел, когда длительность удара мала, но в то же время является конечной величиной. В таком случае импульс силы вычисляется по формуле

$$S = \int_{t_1}^{t_2} F(t) dt ,$$

где  $F(t)$  – ударная сила,  $t_1$  и  $t_2$  - моменты времени, которые соответствуют началу и концу удара.

Последнее выражение можно переписать в формуле:

$$S = F_{cp} \cdot (t_2 - t_1), \quad (28)$$

где  $F_{cp}$  – среднее значение силы за время удара.

Далее рассмотрим предельный переход к случаю, когда  $F_{cp}$  неограниченно возрастает, а множитель  $(t_2 - t_1)$  неограниченно убывает, при этом их произведение сохраняется неизменным. Полученная таким образом ударная сила оказывается бесконечно большой.

В случае силы  $F(t)$ , которая действует на частицу массы  $m$ , которая движется по прямолинейной траектории, интегрирование уравнения второго закона Ньютона дает  $F(t) = m \dot{V}(t) = \frac{d}{dt}(mV(t))$ , что приводит к

$$S = \int_{t_1}^{t_2} \frac{d}{dt}(mV(t)) dt = mV(t_2) - mV(t_1). \quad (29)$$

Следовательно, импульс силы равен изменению импульса частицы. Таким образом, если изменения импульса частицы – единственный рассматриваемый эффект, то необходимо знать только импульс силы. Ни точный вид функции  $F(t)$ , ни даже точное значение временного интервала, в течении которого она действует, несущественны.

Математической моделью неизвестной в деталях силы  $F(t)$  может служить некоторая сила, которая имеет тот же самый импульс. Предположим для простоты, что сила  $F(t)$  имеет импульс  $I$  и действует в течении некоторого краткого временного интервала, который начинается в момент  $t = a \geq 0$ . Выберем фиксированное число  $\varepsilon > 0$ , которое изображает длину этого временного интервала, и заменим силу  $F(t)$  конкретной функцией  $f$ , которая

$$f_{a,\varepsilon}(t) = \begin{cases} \frac{1}{\varepsilon}, & \text{если } a \leq t < a + \varepsilon \\ 0 & \text{в противном случае} \end{cases}$$

При таком определении функции  $f_{a,\varepsilon}(t)$  ее импульс равен

$$S = \int_a^{a+\varepsilon} f_{a,\varepsilon}(t) dt = \int_a^{a+\varepsilon} \frac{1}{\varepsilon} dt = 1.$$

График импульсной функции  $f_{a,\varepsilon}(t)$  показан на рис. 3. Следовательно,  $f_{a,\varepsilon}(t)$  есть единичный импульс (дельта-импульс) независимо от числа  $\varepsilon$ . Так как точный временной интервал, в течении которого действует сила, оказывается не существенным, то можно говорить о мгновенном импульсе, который происходит точно в момент времени  $t=a$ .



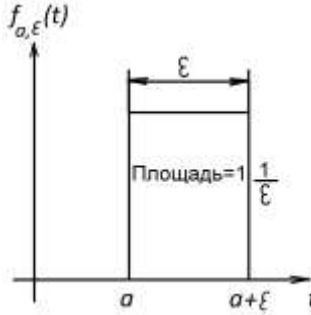


Рис. 3. График импульсной функции  $f_{a,\varepsilon}(t)$

Смоделировать такой мгновенный единичный импульс (дельта-импульс) можно, взяв предел при  $\varepsilon \rightarrow 0$  и таким образом определить

$$\delta_a(t) = \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} f_{a,\varepsilon}(t),$$

где  $a \geq 0$ .

Следовательно

$$\int_0^{\infty} \delta_a(t) dt = 1 \quad (30)$$

и

$$\delta_a(t) = \begin{cases} +\infty, & \text{если } t = a. \\ 0, & \text{если } t \neq a \end{cases} \quad (31)$$

Дельта функцию ввел в начале 1930-х годов английский ученный в области теоретической физики П. А. М. Дирак.

Преобразование Лапласа дельта-функции (изображение по Лапласу) определяются равенством

$$L\{\delta_a(t)\} = e^{-as} \quad (a \geq 0). \quad (32)$$

Пусть на механическую систему, которая описывается уравнением (27), в момент  $t=a$  действует единичный импульс. Заменяем функцию  $Q(t)$  дельта-функцией  $\delta(t)$ . Получаем уравнение

$$m\ddot{x} + \mu\dot{x} + cx = \delta_a(t). \quad (33)$$

Для его решения воспользуемся методом преобразования Лапласа [8, 9]. Пользуясь линейностью преобразования Лапласа и выполняя его отдельно для каждого члена уравнения (33), т.е. взяв изображение по Лапласу каждого члена уравнения, получим уравнение такого вида:

$$mL\{\ddot{x}(t)\} + \mu L\{\dot{x}(t)\} + cL\{x(t)\} = L\{Q(t)\}. \quad (34)$$

Преобразование второй производной дает

$$L\{\ddot{x}(t)\} = s^2 \cdot X(s) - s \cdot x(0) - \dot{x}(0),$$

где  $x(0)=x_0$  и  $\dot{x}(0)=V_0$  (начальные условия, задача Коши).

Для первой производной имеем

$$L\{\dot{x}(t)\} = s \cdot X(s) - x(0) \text{ и } L\{x(t)\} = X(s),$$

где  $x(s)$  обозначает преобразование Лапласа (изображение по Лапласу) неизвестной функции  $x(t)$ .

Преобразованное уравнение имеет такой вид:

$$m[s^2 \cdot X(s) - x(0) - \dot{x}(0)] + \mu[s \cdot X(s) - x(0)] + c \cdot X(s) = L\{Q(t)\}. \quad (35)$$

В случае удара (при импульсных нагрузках) под силой  $Q(t)$  необходимо понимать ударную силу и для правой части уравнения (34) пользоваться преобразованием (32).

В результате преобразования Лапласа мы получим вспомогательное алгебраическое уравнение. Затем необходимо найти решение преобразованного уравнения и из них при помощи обратного преобразования Лапласа получить решение заданного дифференциального уравнения.

Рассмотренный в настоящей статье подход к исследованию колебаний машин и их деталей позволяет изучить влияние на этот процесс различных факторов: характеристик демпфера (вязкого трения), жесткости системы и, что очень важно, формы и частоты ударных импульсов.

Анализ полученных нами результатов численных расчетов позволяет сделать следующие **выводы**.

1. При малом вязком трении действие ударного импульса приводит к мгновенному увеличению ( $\sim$  в 2 раза) амплитуды колебаний.
2. Изменяя форму импульса можно получить различного вида колебания.
3. Представление ударного импульса с помощью  $\delta$ -функции позволяет учесть распределение импульсов как по величине так их воздействие на систему.

#### *Список литературы*

1. Рудь Ю.С., Радченко И.С., Белоножко В.Ю. Расчет собственных частот, продольных и поперечных удлинений болтов при колебаниях // Разработка рудных месторождений. –Вып. 90. –Кривой Рог. –2006. –С. 162-167.
2. Белоножко В.Ю. Теоретические исследования вынужденных колебаний резьбовых соединений горных машин // Разработка рудных месторождений. –Вып.90. –Кривой Рог. –2006. –С. 167.
3. Рудь Ю.С., Радченко И.С., Белоножко В.Ю., Ткаченко А.С. Теория колебаний механических систем с кинематическим возбуждением и ее применение к движению карьерных самосвалов // Восточно-европейский журнал передовых технологий. –Вып. 2/9 (44). –2010. –С. 32-38.
4. Рудь Ю.С., Радченко И.С., Белоножко В.Ю. Исследование поперечных колебаний карьерного самосвала, вызванных неровностями дорожного полотна // Наукові праці Донецького національного технічного університету. –Вип. 18 (172). –Донецьк. –2010. –С. 234-241.
5. Рудь Ю.С., Радченко И.С., Белоножко В.Ю., Ткаченко А.С. Теория движения карьерных самосвалов по технологическим дорогам без специальных покрытий // Восточно-европейский журнал передовых технологий. –Вып. 5/5 (47). –2010. –С. 32-38.
6. Rud Yu.S., Radchenko I.S., Belonozko V.Yu., Tkachenko A.S. Theory of wear of details of machines, founded on the uses of laws of co-operation of atom in crystalline grate of metals // Nauka i studia. NG (18). –2009. –P. 13-21.

7. Рудь Ю.С., Кузміч С.М., Радченко І.С. Теорія удару. –Кривий Ріг, Мінерал. –1997. –64 с.
8. Понтрягин Л.С. Обыкновенные дифференциальные уравнения. –М.: Наука. –543 с.
9. Степанов В.В. Курс дифференциальных уравнений. –М.: Наука. 1966. –640 с.

УДК 621;517

С.В. ПОВАР, канд. пед. наук, доц., Криворізький технічний університет

## ПОШУК АДЕКВАТНИХ МАТЕМАТИЧНИХ МОДЕЛЕЙ ВИПАРОВУВАННЯ БЕНЗИНУ ПРИ ЙОГО ЗБЕРІГАННІ

У статті з'ясовується (емпірично і теоретично), що річні втрати бензину ( $\Delta V_6$ ) внаслідок зберігання в резервуарі прямо пропорційні об'єму газового простору над бензином ( $V_n$ ) з коефіцієнтом  $k_1=1/40$  для середньої кліматичної зони і  $k_2=1/30$  - для південної. Наведено 4 графіка.

В статье выясняется (эмпирически и теоретически), что годовые потери бензина ( $\Delta V_6$ ) при хранении в резервуаре прямо пропорциональны объёму газового пространства над бензином ( $V_n$ ) с коэффициентом  $k_1=1/40$  для средней климатической зоны и  $k_2=1/30$  - для южной. Приведены 4 графика.

**Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами.** Втрати бензину від випаровування – це не тільки матеріальні втрати, а й руйнування біосфери Землі. Пошук і розгляд математичних моделей процесу випаровування бензину з резервуара, на нашу думку, буде корисним принаймні в освітньому середовищі та технічних розрахунках.

**Постановка задачі.** Огляд літератури з ресурсозбереження на АТП показав, що питання випаровування бензину з резервуарів має бути розкрито повніше. Зокрема, на основі дослідних даних, наведених у підручнику [1, с.210], доцільно зробити ряд узагальнень. У підручнику матеріал подається в цілому з глибоким знанням цієї дисципліни. На вказаній сторінці наводиться наступна інформація: „Дослідженнями доведено, що річні втрати бензину від випаровування з резервуарів, заповнених паливом на 20 %, у 33-34 рази більші, ніж у заповнених на 90 %. Річні втрати бензину від випаровування залежно від ступеня заповнення резервуара та кліматичної зони наведено в таблиці 1”.

Таблиця 1

Ступінь заповнення резервуара, %	Річні втрати бензину для кліматичних зон, %	
	середньої	південної
90	0,3	0,4
80	0,6	0,9
70	1,0	1,5
60	1,6	2,3
50	2,2	3,1
40	3,6	5,2
20	9,9	13,9

Природно, що виникають питання:

- Як довести, що не закралась тут помилка, оскільки вражаючою є відмінність „у 33 рази”? (Якщо в таблицю додати ще один рядок, взявши наповненість бака 10, то відповідна екстраполяція значень таблиці дасть ще більше відмінність – у 75 разів (див. табл. 2).

- Якими законами фізики пояснити таку вражаючу відмінність?

- Яка математична модель такого процесу випаровування і втрат бензину?

**Виклад матеріалу і результати.** Щоб відповісти на ці питання, розглянемо детальніше функціонування резервуара. При звичайних умовах зберігання бензину в резервуарі газовий простір заповнений пароповітряною сумішшю (ППС) - сумішшю повітря з паром бензину. При підвищенні температури навколишнього середовища нагрівається бензин і ППС, об'єм якої  $V_n$ ; зростає тиск на величину  $\Delta p_n$  від атмосферного  $p_a$  до  $p_n$  (у більшості резервуарів до 0,25 МПа), і зростає концентрація молекул бензину в ППС. Щоб резервуар не розірвався, відкривається клапан видиху (викиду), через який в атмосферу виходить частина ППС об'ємом  $\Delta V_n$ .

А при охолодженні такого резервуара пара бензину конденсується, тиск ППС знижується до  $p_1$  (здебільшого до 0,01 МПа).. Відкривається клапан вдиху, через який надходить повітря, що знову насичується випаруваними порціями бензину. Це так зване мале дихання резервуара. (Велике дихання – під час наповнення резервуара бензином).

Логічно вважати, що річна втрата маси бензину  $\Delta m_6$  при зберіганні його в резервуарі:

$$\Delta m_6 \approx \Delta m_n N, \quad (1)$$

де  $\Delta m_n$  - маса одного викиду ППС,

$N$  – річна кількість викидів ППС через клапан видиху, тобто  $\rho_6 \cdot \Delta V_6 \approx \rho_n \cdot \Delta V_n \cdot N$ , де  $\rho_6$  - густина бензину,  $\rho_n$  - густина ППС,  $\Delta V_6$  - річна втрата об'єму бензину,  $\Delta V_n$  - об'єм одного викиду ППС.

Звідси

$$\Delta V_6 \approx N \Delta V_n \cdot \rho_n / \rho_6 \quad (2)$$

Для визначення  $\Delta V_n$  розглянемо термодинамічні параметри станів ППС над бензином (включаючи параметр  $v$  – кількість речовини):

$$A (V_n; \quad p_a; \quad T; \quad v),$$

$$B (V_n; \quad p_a + \Delta p; \quad T + \Delta T; \quad v + \Delta v),$$

$$C' (V_n + \Delta V_n; \quad p_a; \quad T + \Delta_1 T; \quad v + \Delta v),$$

$$C (V_n; \quad p_a; \quad T + \Delta_1 T; \quad v + \Delta_1 v), \quad \Delta_1 v < \Delta v.$$

Процес  $BC'$  - при відкритому клапані видиху; це адіабатний процес з показником  $\eta_{\text{експеримент.}} < 1,3$ , тобто близький до ізотермічного, для якого на основі рівняння Клапейрона-Менделєєва  $pV = \nu RT$  можна одержати:  $\Delta V_n / V_n = \Delta p_n / p_a$ , звідси

$$\Delta V_n = V_n \Delta p_n / p_a \quad (3)$$

Із (2) і (3) маємо:  $\Delta V_6 \approx N \rho_n \cdot \Delta p_n / (\rho_6 p_a) V_n = N k V_n = K V_n$  де  $k = \rho_n \Delta p_n / (\rho_6 p_a)$  - коефіцієнт *разових* втрат бензину, що залежить від характеристик бензину та параметрів дії клапану видиху,.

$K = Nk$  - коефіцієнт річних втрат бензину.

Звідси маємо  $K = \Delta V_6 / V_{\Pi}$ .

Отже, ми встановили залежність *річних втрат бензину* ( $\Delta V_6$ ) внаслідок випаровування в резервуарі від таких чинників:

- об'єму газового простору  $V_{\Pi}$  в резервуарі;
- кількості викидів  $N$ ;
- параметрів дії клапану видиху та марки бензину (коефіцієнт  $k$ ),

тобто знайшли **математичну модель** (в аналітичному вигляді) річних втрат бензину:

$$\Delta V_6 \approx N \cdot k \cdot V_{\Pi} . \quad (4)$$

Оскільки  $N$  залежить від амплітуд коливань температури кліматичної зони, то  $N_1 < N_2$  для середньої та південної кліматичної зони відповідно, а також

$$K_1 < K_2 \quad (5)$$

при  $K_1 = N_1 k$ ,  $K_2 = N_2 k$ .

Підтвердженням цих висновків слугує подальша обробка даних таблиці 1, якщо її другу колонку означити „Річні втрати бензину, % від наявної кількості бензину” (річні відносні втрати бензину .у подальшому виражатимемо в долях:  $\delta = \Delta V_6 / V_6$ ). (Тоді відповідно у перших реченнях наведеної вище цитати замість слів „річні втрати бензину” треба поставити „річні відносні втрати бензину”).

На основі даних, взятих з першої та другої колонок таблиці 1 після її коригування, складаємо розрахункову табл. 2.

Таблиця 2

i	$V_6, \%$	$\delta$	$\Delta V_6 = V_6 \cdot \delta, \%$	$V_{\Pi} = 100 - V_6, \%$	$K_1 = \Delta V_6 / V_{\Pi}$
1	90	0,003	0,27	10	0,027
2	80	0,006	0,48	20	0,024
3	70	0,010	0,70	30	0,023
4	60	0,016	0,96	40	0,024
5	50	0,022	1,10	50	0,022
6	40	0,036	1,44	60	0,024
7	20	0,099	1,98	80	0,025
8	10	0,225	2,25	90	0,025

На основі одержаних показників останньої колонки таблиці маємо для середньої кліматичної зони  $K_1 \approx 0,025 = 1/40$ . Аналогічно одержуємо для південної кліматичної зони  $K_2 \approx 0,033 = 1/30$ . Звідси маємо підтвердження:  $K_1 < K_2$  та  $N_1 = 0,75 N_2$  (тобто в середньому кількість викидів з даного резервуара в середній зоні становить лише 75% від кількості викидів у південній зоні при будь-якому ступені наповнення резервуара).

За рівнянням  $\Delta V_6 = K_1 V_{\Pi}$  та наслідками з нього :  $\Delta V_6 = K_1 (100 - V_6)$ ;

$\delta = 100 K_1 / V_6 - K_1$ , а також за даними таблиці 2 побудуємо теоретичний та емпіричний графіки – рис. 1, рис. 2, рис. 3 відповідно, кожен з яких показує тісний кореляційний зв'язок змінних величин, що ще раз підтверджує

справедливість виведеної математичної моделі (і наведеного в цитаті відношення  $\delta_7/\delta_1$ ). (Для південної зони – графіки і висновки аналогічні).

Графіки, подані рисунками 1,2,3, відображають залежність (прямо чи опосередковано) між *втратами бензину* та *об'ємом газового простору* над бензином в резервуарі, одержану з урахуванням дослідних даних.

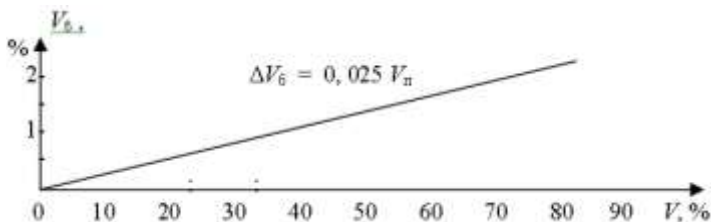


Рис. 1

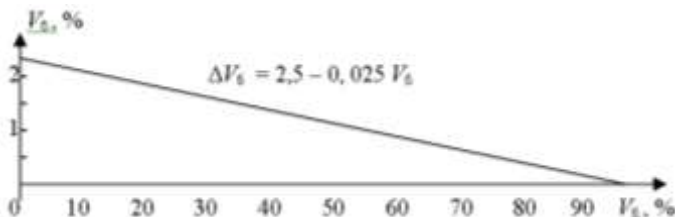


Рис. 2

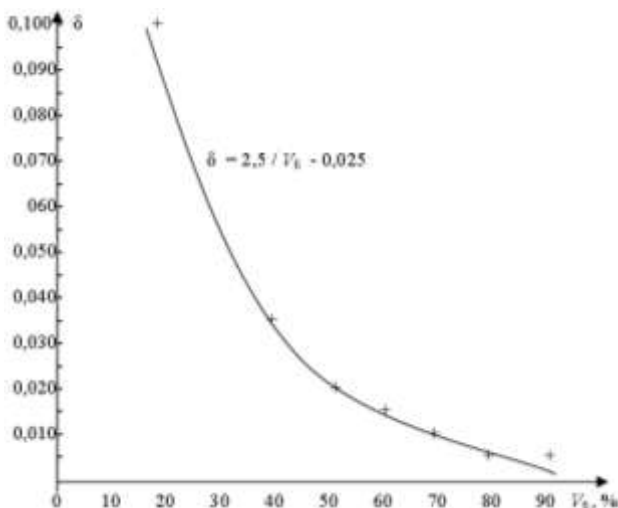


Рис. 3

А залежність кількості речовини  $\nu$  ППС від змін  $T$  та меж змін  $p$  можна схематично подати графіком  $\nu = pV/RT$  при  $V = \text{const}$  у системі координат  $OT$   $\nu$  (рис. 4), де АВ – процес випаровування бензину і нагрівання ППС, точка В

– відкривання клапану викиду, BC – адіабата,  $\Delta v_{BC}$  – втрата частини ППС (викид в атмосферу).

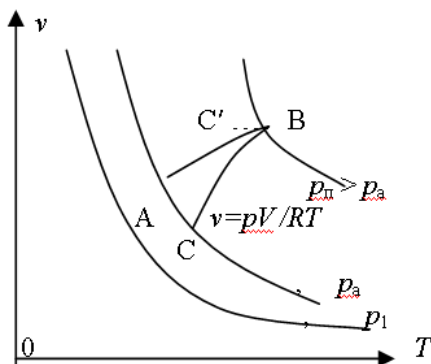


Рис. 4

Зауважимо, що замість  $p_n > p_a$  площинного графіка (рис. 4) можна А розглядати просторовий графік у системі координат  $OTpv$  - на гіперболічному параболоїді  $v = pV/RT$  (див. [2]).

### Висновки.

У статті на основі конкретних числових даних стосовно річних втрат бензину від випаровування при зберіганні в резервуарах виконано наступне:

- введено поняття коефіцієнта разових втрат бензину  $k = \rho_n \Delta p_n / (\rho_b p_a)$  і коефіцієнта річних втрат бензину  $K = N k$  та одержано значення  $K_1 = 1/40$ ;

$K_2 = 1/30$  – відповідно для середньої та південної кліматичної зони;

- встановлено функціональну залежність річних втрат бензину  $\Delta V_6$  від об'єму газового простору  $V_n$  над бензином в резервуарі  $\Delta V_6 = K_1 V_n$  та наслідки з неї:  $\Delta V_6 = K_1 (100 - V_6)$ ,  $\delta = 100 K_1 / V_6 - K_1$ , де  $V_6$  – ступінь заповнення резервуара бензином,  $\delta$  - відносні річні втрати бензину;

- побудовані графіки виведених залежностей та схематичний графік залежності кількості речовини  $v$  в газовому просторі резервуара від температури і тиску.

Реалізація ноосферного підходу у ресурсозбереженні потребує подальших досліджень й інженерних розробок стосовно зберігання бензину.

Вважаємо, що матеріал статті може посприяти адаптації майбутнього фахівця до науково-дослідницької роботи.

### Список літератури

1. **Лудченко О.А.** Технічна експлуатація і обслуговування автомобілів. -К.: „Вища школа”, 2007. –511 с.
2. **Повар С.В.** Доцільність введення в шкільний курс математики гіперболічного параболоїда. / Педагогічні науки. Зб. наук. праць: Вип. 15. Ч.2. –Херсон: Айлант, 2000. –С. 67-73.

І.Є.ГРИГОРЄВ, канд. техн. наук, доц., А.А. КІТОВ, магістрант,  
Криворізький технічний університет

## **АНАЛІЗ ТА МОДЕЛЮВАННЯ ЦІН ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ ПРИ ПЛАНУВАННІ ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ ДЛЯ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН**

У роботі наведено методику аналізу і прогнозування цін корисних копалин. Виявлено стійкий циклічний характер у ціноутворенні на залізорудну сировину. Розроблена економіко-математична модель, що дозволяє з високим рівнем ймовірності прогнозувати значення цін за періодами. Використання даних показників дає можливість визначати найбільш оптимальні проектні рішення, потреби у інвестиціях. Це є особливо важливим при проведенні техніко-економічних оцінок варіантів проекту розробки родовищ корисних копалин.

В работе приведена методика анализа и прогнозирование цен полезных ископаемых. Выявлен стойкий циклический характер в ценообразовании на железорудное сырье. Разработана экономико-математическая модель, которая позволяет с высоким уровнем вероятности прогнозировать значение цен за периодами. Использование данных показателей дает возможность определять наиболее оптимальные проектные решения, нужды в инвестициях. Это особенно важно при проведении технико-экономических оценок вариантов проекта разработки месторождений полезных ископаемых.

**Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами.** При проектуванні розробки родовищ корисних копалин найбільш важливою задачею проектувальника є визначення ефективності окремих проектних рішень і проекту в цілому. Якщо критерієм оцінки проектних рішень є метод оцінки доходу або прибутку проекту, то основними показниками будуть потужність підприємства, ціна на продукцію та витрати на її створення. Найбільш впливовим та невизначеним фактором при формуванні грошових потоків проекту є ціна на продукцію підприємства, яку у ринкових відносинах визначає ринок. Крім того, ціна на продукцію гірничодобувного підприємства визначає такий показник як мінімальний промисловий зміст корисного компоненту у руді. У свою чергу цей показник визначає промислові запаси руди родовища корисних копалин. Тому виникає питання – на яку ціну необхідно орієнтуватися проектувальнику гірничого підприємства?

Ринкові ціни на мінеральну сировину залежать від багатьох непередбачених факторів, які викликають її ріст або падіння на ринку. Стрибкові екстремуми не можуть бути використані при оцінці проектних рішень, по яким планується розпочати видобуток корисних копалин через декілька років. На основі прогнозування тільки росту цін більшість родовищ можна було-б вважати економічно рентабельними. Однак, за період її спаду, навіть великі та ефективно працюючі гірничовидобувні підприємства, з трудом функціонують рентабельно.



**Аналіз публікацій.** Основою для прогнозування цін на мінеральну сировину має слугувати історичний розвиток певної її ціни. В Україні використовується для визначення майбутніх цін на мінеральну сировину – методи плинних середніх, середніх рівнів ряду. Ці методології були розроблені майже сторіччя тому і мають ґрунтовну базу та десятиліття досвіду. Але на сучасному етапі, в умовах трансформаційної економіки, коли ринок корисних копалин міцно закріпився на біржовому ринку і коливання у ціні стали більш суттєвими, ефективність даних методів значно знижується. Виникає потреба у розробці нових методів визначення середніх очікуваних цін [1].

**Постановка задачі.** В умовах росту попиту на мінеральну сировину, розвитку інфляційних процесів, погіршення умов видобутку, в цілому спостерігається зростання цін, але у короткостроковій перспективі є періоди її падіння. Ці фактори виконують прямий вплив на формування ринку продукції гірничої промисловості, на розрахунки вартісних показників проекту, на вартість будівництва та експлуатації гірничодобувних підприємств. Тому важливою і актуальною на даний час є проблема оцінки та моделювання процесів утворення ринкових цін на мінеральну сировину в умовах вільної конкуренції на етапах проектування, будівництва та експлуатації гірничих підприємств, виявлення закономірностей у ціноутворенні, створення моделі розрахунку очікуваного рівня цін [2].

**Виклад матеріалу та результати.** При проектуванні гірничих підприємств для визначення найбільш раціональних проектних рішень проектувальники спираються на їх розрахункові економічні та фінансові показники: чиста приведена вартість, загальна сума отриманого прибутку, внутрішня норма рентабельності, строк окупності інвестицій.

Функція чистої приведеної вартості (NPV) в загальному випадку має прагнути до максимуму:

$$NPV = \sum_{i=1}^n [(D_i - Z_i) \cdot q^{-n}] - \sum K \rightarrow \max, \quad (1)$$

де  $D_i$  – дохід у  $i$ -ому періоді;

$Z_i$  – затрати  $i$ -го періоду;

$q^{-n}$  – ставка дисконтування;

$\sum K$  – сума капітальних витрати.

Так як капітальних витрати вважаються в даному випадку незмінними, то регулювання прибутковості вкладень можливе лише за рахунок доходів ( $D_i$ ) та витрат ( $Z_i$ ).

Звідси дохід матиме вигляд суми добутків корисних копалин на їх ринкову ціну:

$$D = \sum_{j=1}^m Q_j \cdot U_j, \quad (2)$$

де:  $U_j$  – ціна руди  $j$ -якості;

$Q_j$  – об'єм реалізації мінеральної сировини

Якщо проектна потужність підприємства по видобутку мінеральної сировини певної якості незмінна то чим вище ціна, тим вищим буде отриманий прибуток. За умов природної обмеженості ресурсів, збільшення об'ємів запасів сировини в умовах конкретного родовища призводить до зниження процентного вмісту корисного компонента в сировині і в результаті до зміни собівартості продукції. Відповідно, техніко-технологічні показники проекту оцінюються проектувальником по економічним та фінансовим результатам, найкращі які є найбільш раціональними. Тому проектні рішення слід розглядати у тісному взаємозв'язку із перспективами ринкових цін на сировину. Тобто досить важливим моментом в діяльності проектувальника є стратегічне планування і моделювання процесів, що мають безпосередній вплив на виробництво. Для оцінки ефективності інвестування у відкриту розробку родовищ корисних копалин одним із таких факторів є майбутня ціна на видобуту сировину.

Заключні фінансово-економічні оцінки проекту розробки родовища як правило ґрунтуються не на окремих цінах, а на їх діапазоні (3). Спочатку виводиться середня ціна, яка як вважається, з найбільшою ймовірністю наближається до очікуваної цінової тенденції. Потім її корегують вгору чи вниз у аналізі чутливості проекту.

Таблиця 1

Показники інтенсивності розвитку цін на Кускову руду

Рік	Кускова руда							Плинна середня
	Ціна	$K_{i(б)}$	$K_{i(п)}$	$\Delta_{i(б)}$	$\Delta_{i(п)}$	$T_{п(б)}$	$T_{п(п)}$	
1988	28,78	1	1	0	0	0	0	-
1989	33,76	1,173	1,173	4,98	4,98	17,3037	17,3	-
1990	39,15	1,1597	1,3603	10,37	5,39	36,032	15,97	36,402
1991	41,48	1,0595	1,4413	12,7	2,33	44,1279	5,951	37,714
1992	38,84	0,9364	1,3495	10,06	-2,64	34,9548	-6,36	37,614
1993	35,34	0,9099	1,2279	6,56	-3,5	22,7936	-9,01	36,962
1994	33,26	0,9411	1,1557	4,48	-2,08	15,5664	-5,89	36,202
1995	35,89	1,0791	1,247	7,11	2,63	24,7047	7,907	35,972
1996	37,68	1,0499	1,3092	8,9	1,79	30,9243	4,987	36,662
1997	37,69	1,0003	1,3096	8,91	0,01	30,959	0,027	36,976
1998	38,79	1,0292	1,3478	10,01	1,1	34,7811	2,919	36,586
1999	34,83	0,8979	1,2102	6,05	-3,96	21,0215	-10,21	35,834
2000	33,94	0,9744	1,1793	5,16	-0,89	17,9291	-2,56	35,078
2001	33,92	0,9994	1,1786	5,14	-0,02	17,8596	-0,06	34,1
2002	33,91	0,9997	1,1782	5,13	-0,01	17,8249	-0,03	36,026
2003	33,9	0,999	1,1779	5,12	-0,01	17,790	-0,03	44,478
2004	44,46	1,3115	1,5448	15,68	10,56	54,4823	31,15	55,834
2005	76,2	1,7139	2,6477	47,42	31,74	164,767	71,39	68,932
2006	90,7	1,1903	3,1515	61,92	14,5	215,149	19,03	94,932
2007	99,4	1,0959	3,4538	70,62	8,7	245,379	9,592	108,62
2008	163,9	1,6489	5,6949	135,12	64,5	469,493	64,89	-
2009	112,9	0,6888	3,9229	84,12	-51	292,286	-31,12	-
$\Sigma$	1129,94	22,859	39,261	525,56	84,12	1826,13	185,9	844,924

Середній рівень ряду цін складає  $\bar{y} = 52,67$ , тобто середня ціна на кускову руду за період 1988 по 2009 р.р. – 52.67 у.о. Середній абсолютний приріст  $\Delta = 2,49$ , тобто середня швидкість росту ціни на руду складає 2,49 у.о./рік. Середній коефіцієнт зростання складає  $K_p = 1,191$ . Цей показник характеризує середню щорічну зміну ціни на залізорудну сировину (руду). Ціна руди зростає за рік у порівнянні з попереднім в середньому на 19,1%.

При аналізі рядів динаміки можуть бути виділені чотири елементи, що формують відповідні рівні:

$$y = f(T, C, S, \varepsilon), \quad (3)$$

де  $T$  – головна компонента, що відображає основну тенденцію розвитку(лінія тренду);

$C$  – циклічна (кон'юнктурна) компонента;

$S$  – сезонна компонента;

$\varepsilon$  – випадкова величина (компонента).

Проаналізувавши показники динаміки цін кускової та дрібної залізної руди у часі за період з 1976 року по 2010 р отримуємо результат що останні мають стійкий циклічний характер. Для детальнішого аналізу циклічності розраховано і побудовано лінію тренду (рис. 1) що підтверджує тенденцію коливання у цін.

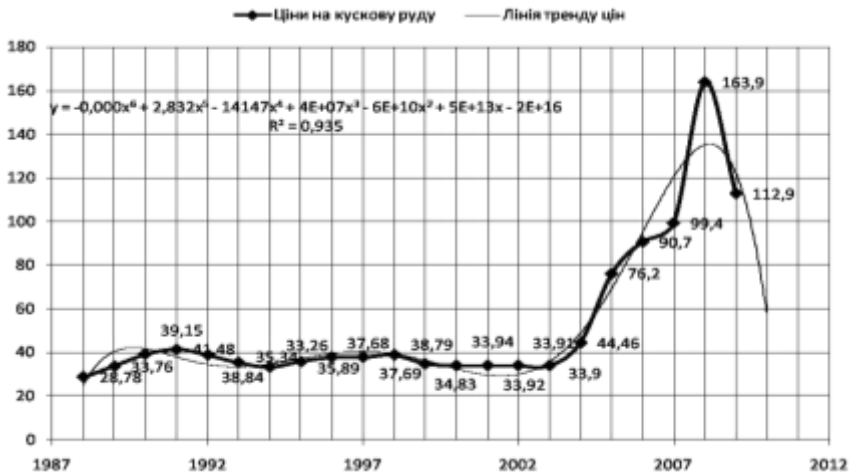


Рис. 1. Графік цін на кускову руду з 1988р по 2009р. і її лінія тренду

Для кускової руди ступінь достовірності лінії тренду складає 93.5 % тобто закономірність у цінах є досить стійкою.

За допомогою класичних методів наукового пізнання таких як аналіз та синтез проаналізуємо кожен елемент системи для отримання стійкої тенденції для етапів коливання.

Для цього розкладемо хронологію ціноутворення на етапи – в яких спостерігається стійке зростання або падіння цін. На даному випадку достатньо отримати усі екстремальні точки графіку (тобто такі в яких функція змінює напрям), виділивши часові проміжки між ними.

$$\begin{cases} t_{3i} = t_{3i} + 1 & \text{при } \Delta_{k(L)} > 0; \\ t_{Pi} = t_{Pi} + 1 & \text{при } \Delta_{k(L)} < 0; \end{cases} \quad (1.4)$$

де  $t_{3i}$  – тривалість  $i$ -го періоду зростання ціни;

$t_{Pi}$  – тривалість  $i$ -го періоду падіння ціни;

$\Delta_{k(L)}$  – абсолютний приріст цін на руду зі змінною базою у  $k$ -у році.

Так найпершим циклом є роки з 1988 по 1991 р. де ціни на кускову руду мають поступове зростання. (Тривалість періоду зростання ціни  $t_{3i}=4$  роки). Амплітуда(тобто різниця між найнижчим і найбільшим значенням) ціни на руду складає  $41,48-28,78=12,7$  у.о. тобто за період з 1988 по 1991 рр. ціна зросла на 12,7 у.о. Абсолютне значення приросту ціни за період складає  $(41,48-28,78)/28,78*100\%=44,1\%$ . Отже на 44,1 % відбулося зростання ціни за перші 4-ри роки.

З 1992 року по 1994 рік спостерігається стійке зниження ціни в порівнянні з піковою вартістю 1991-ого року. Так за 3 роки ціна впала з позначки 41,48 у.о. у 1991-у році до 33,36 у.о. у 1994 р. що складає -8.22 у.о. або -19,9% у відсотках. після чого знову спостерігається зростання ціни.

Наступний за періодом 1992-94 рр. є період 1995–98 року де знову спостерігається зростання цін терміном у 4 роки, а за ним 1999 -2002 р. їх падіння. Тобто, умовно можна об'єднати період зростання та спаду у вартості руди – назвавши таке коливання циклом. В результаті попереднього аналізу ми отримали 2-а повні цикли і один цикл що повністю не пройшов увесь період коливання.

Розраховані дані по кусковій руді заносимо до таблиці за періодами:

Таблиця 2

Показники динаміки циклів ціни на руду

Цикл №	Номер періоду	Роки	Тривалість періоду (років)	Початок, у.о.	Кінець, у.о.	Абсолютне відхилення, у.о.	Відносне відхилення, %.
1	1	1988 -91 рр.	4	28,78	41,48	12,7	44,1
	2	1992-94 рр.	3	41,48	33,26	-8,22	-19,9
2	3	1995-98 рр.	4	33,26	38,79	5,53	16,6
	4	1999 - 2004 рр.	4	38,79	34,83	-4,89	-3
3	5	2005-08 рр.	5	44,46	163,9	130	83,5
	6	2009 рр.	1	163,9	112,9	-51	-31,2

$$T_{ПЗ} = \frac{\sum_{i=1}^m t_{3i}}{m}, \quad (5)$$

де  $T_{ПЗ}$  – середня тривалість періодів зростання ціни;

$t_{3i}$  – тривалість  $i$ -го періоду зростання ціни;

$m$  – кількість періодів зростання.

Проаналізувавши окремо періоди підйомів цін, і окремо їх спадів отримаємо:

Середня тривалість зростання  $T_{nz}=4,3$  роки. Середня тривалість періоду падіння ціни  $T_{np}=3,5$  роки

У середньому ціна при зростанні збільшується на 49,4 у.о. при падінні знижується на 21,3 у.о. У відносних показниках це: середньостатистичне зростання складає 148,1%, середньостатистичне падіння ціни 11,4 %.

Досліджуючи дані за циклами отримаємо середню тривалість циклу 7,5 років. Зміна вартості руди за перший цикл розраховується як різниця між цінами сідловин точок кожного з циклів. Такими є ціна 1988 р. (початок 1-ого циклу) та 1994 р. (кінець першого – початок 2-ого циклу) відображені на рис. 5.  $\Delta_{ц1}=(33,26-28,78)=4,48$  у.о., за цикл 2  $\Delta_{ц2}=(34,83-33,26)=1,57$  у.о.

Проаналізувавши дані лінії тренду отримуємо функції графіків 2-го ступеня для кожного із циклів

$$\text{Цикл 1: } y = -1,067x^2 + 9,123x + 20,66$$

$$\text{Цикл 2: } y = -0,525x^2 + 4,243x + 29,55$$

На основі попередньо розрахованих даних середньої тривалості циклу, функції ліній тренду для них маємо змогу розрахувати лінію тренду для наступного (або не повного циклу) на основі якої проведемо наближене визначення значень майбутніх цін(тобто визначення значень поза відомим інтервалом - екстраполяція).

Отримаємо функцію:  $y = -3,816x^2 + 44,25x + 0,908$

Дата	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013
Ціна	44,46	76,2	90,7	99,4	163,9	112,9	123,676	110,686	90,064	108,81

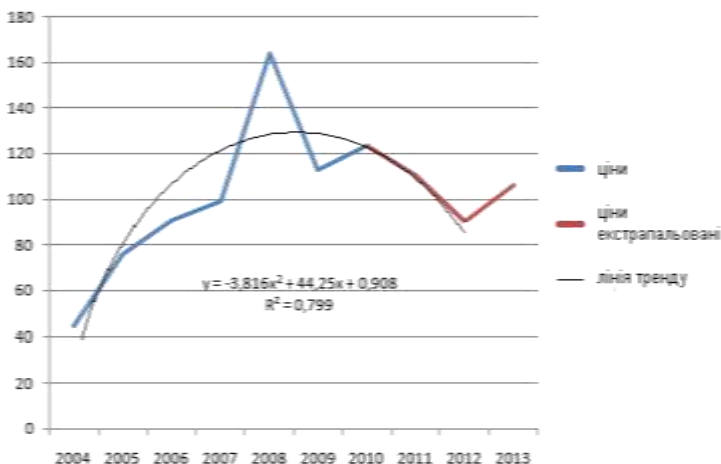


Рис. 2. Ціна кускової руди з екстраполяцією до 2013р (цикл 3)

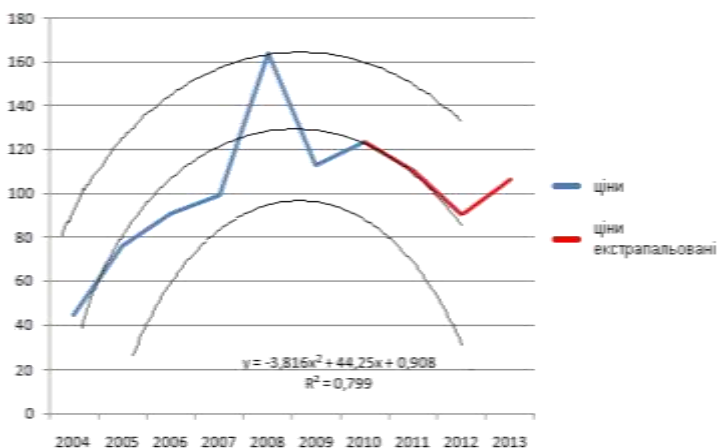


Рис. 3. Коридор коливань цін на руду

Маючи дані про розсіювання маємо змогу побудувати коридор коливання цін на кускову руду, і таким чином встановити зони прибутковості (де значення вище за середні) і зони високого ризику (при цінах нижче середніх)

**Висновки.** Проаналізувавши фактори впливу на формування прибутку залізорудної галузі доходимо висновку про основоположність фактору ціни на залізорудну сировину при розробці вартісних показників, і розрахункової прибутковості, вартість їх будівництва та технічного переозброєння родовищ корисних копалин. Проаналізувавши показники інтенсивності розвитку цін на залізорудну сировину, і структури у їх формуванні, спостерігається загальна тенденція до їх зростання - приблизно на 14,7 % щорічно, що у грошовому вимірі складає 3,21 у.о. на рік. На основі проведеного аналізу рядів динаміки виявлено стійкий циклічний характер у ціноутворенні залізної руди та окатишів. Середня тривалість циклу коливання у залізорудній промисловості складає 8,47 роки, (7,83 р. для кускової, 9,33 для дрібної руди і 8.25 для окатишів). Між коливаннями циклів мінімальна ціна підіймається у середньому на 7,33 у.о. При зростанні у середньому ціна збільшується на 44,8 у.о. за період, при падінні знижується на 33,71 у.о. за період. За період зростання ціна змінюється на 127,5 % від початкового значення, за період падіння ціни знижуються на 25,7 %.

Використання даних моделей та результатів є важливим і необхідним при розробці проектної документації та проведенні техніко-економічних обґрунтувань ефективності інвестування у розробку родовищ корисних копалин.

#### *Список літератури*

1. **Бизов В.Ф., Дриженко А.Ю.** Відкриті гірничі роботи : Підручник для ВНЗ. Кр. Ріг : – Мінерал, 2004. – 341 с.
2. **Вельмер Ф.В.** Экономическая оценка месторождений.- К.:Логос. 2001. – 198 с.
3. **Просветов Г.И.** Прогнозирование и планирование: Задачи и решения: Учебно-методическое пособие - М.: РДП, 2005. - 288 с.

## **РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ПНЕВМООБРАБОТКИ НЕУВЛАЖНЕННОГО УГОЛЬНОГО ПЛАСТА**

Рассматривается система аналитических зависимостей для расчета технологических параметров и оценки эффективности процесса пневматического воздействия на неувлажненный угольный пласт для снижения его газонасыщенности.

Розглядається система аналітичних залежностей для розрахунку технологічних параметрів і оцінки ефективності процесу пневматичного впливу на незволожений вугільний шар для зниження його газонасиченості.

**Актуальность задачи.** Пневмообработка неувлажненного угольного пласта позволяет значительно снизить газонасыщенность вынимаемого угля и снизить газовыделение в очистной забой. Ввиду сложности процесса его теоретические исследования возможны лишь с помощью ЭВМ. Вместе с тем, для ориентировочных расчетов полезно иметь аппроксимированные аналитические зависимости оценки параметров технологии. В этой связи поставленная задача является актуальной.

Цель работы – определение аппроксимированных аналитических зависимостей для предварительного расчета технологических параметров и оценки эффективности процесса пневмообработки.

Исследование основных закономерностей физико-химических процессов, происходящих при нагнетании воздуха в угольный пласт, предполагает как моделирование поведения воздуха в типичных условиях, так и изучение влияния свойств угля и метано-воздушной смеси на результат обработки. Для первого процесса – фильтрации метано-воздушной смеси в угле – характеристиками, определяющими результат воздействия, являются распределение во времени и пространстве концентраций метано-воздушной смеси, метана и кислорода. Соответствующие графики для типичного набора параметров приведены на рис. 1. Сопоставление графиков, изображенных на рис. 1а, б, показывает, что первоначально происходит поршневое вытеснение метана воздухом, затем десорбция метана и вынос его в составе газовой смеси в отточную скважину.

Другой особенностью фильтрационного потока является то, что распределение концентрации метано-воздушной смеси от нагнетательной скважины к отточной устанавливается сравнительно быстро – практически за 1 сутки при общем времени нагнетания порядка 100 суток. Это позволяет значительно упростить как процесс решения исходной системы уравнений [1, 2], так и расчёт параметров пневмообработки.

Снижение газонасыщенности угольного пласта определяется в основном уменьшением концентрации сорбированного метана. Последнее зависит от двух факторов: концентрации свободного газа и коэффициента скорости сорбции метана в угле. Исследование изменения во времени концентрации

свободного метана в пласте при дегазации и пневмообработке показало, что при нагнетании воздуха вынос газа происходит значительно быстрее, причём тем быстрее, чем выше давление нагнетания. Таким образом, чтобы практически осуществить основную идею пневмообработки, необходимо реализовать такой режим нагнетания, который бы обеспечивал большее по сравнению с дегазацией снижение концентрации свободного метана при поддержании в среднем невысокого давления метано-воздушной смеси в фильтрационном объёме угля.

С этой целью был исследован циклический режим пневмообработки, представляющий собой чередование периодов нагнетания и самопроизвольного истечения газовой смеси из отточных и нагнетательных скважин при сбросе давления из последних.

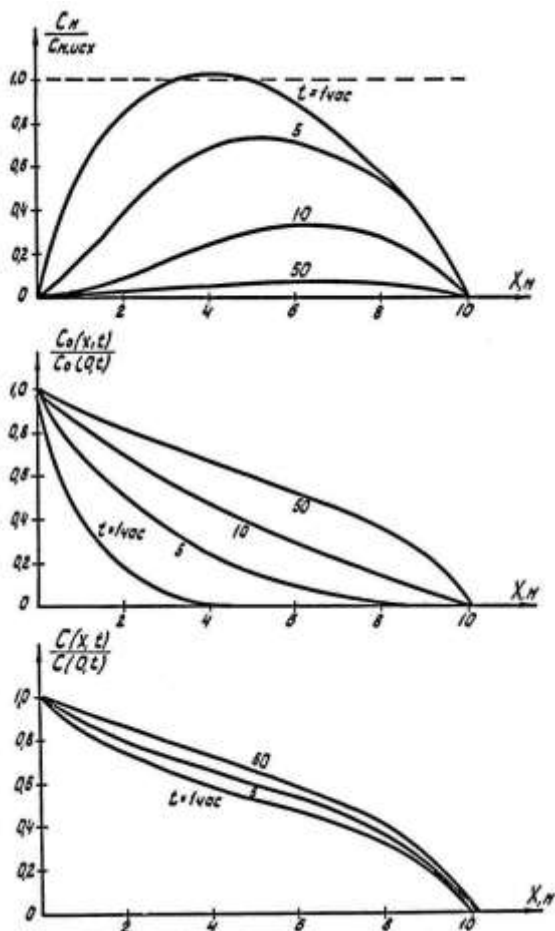


Рис. 1. Распределение в пространстве и времени относительных концентраций метана, кислорода и метано-воздушной смеси



Теоретически цикл нагнетания следует прекращать, когда концентрация свободного метана в пласте уменьшится до 10-15 % от предыдущего значения, поскольку именно в этот период происходит интенсивный вынос свободного газа. Это соответствует уменьшению объёмной концентрации метана в газовой смеси, исходящей из отточной скважины, до 50-60 % от предыдущего значения, что является технологическим условием окончания цикла нагнетания. Продолжительность цикла самоистечения должна быть достаточной для практически полного выноса воздуха из массива, то есть увеличения концентрации свободного метана в исходящей из отточной скважины газовой смеси до максимального значения.

Темп нагнетания воздуха определяется в соответствии с законом Дарси с учётом сжимаемости газа:

$$q = ml_{\phi} \frac{K}{\mu_b} \frac{P_H^2}{L_{м.с}}, \quad (1)$$

где  $m$  – мощность пласта, м;

$l_{\phi}$  – длина фильтрующей части скважины, м;

$P_H$  – давление нагнетания, МПа;

$\mu_b$  – вязкость, сПз;

$L_{м.с.}$  – расстояние между скважинами, м;

$K$  – комплексный коэффициент.

Первоначальная продолжительность цикла нагнетания определяется из условия практически полного выноса свободного метана из фильтрационного объёма угля. При этом принимается, что средняя концентрация метана в газовой смеси на отточной скважине в начальный период равна 80%:

$$t_H = \frac{l_{\phi} m L_{м.с} n_{\phi} P_{Г}}{0,8q}, \quad (2)$$

где  $n_{\phi}$  – эффективная пористость;

$P_{Г}$  – давление на отточной скважине, Мпа.

Как показывают результаты моделирования, наибольшая эффективность по снижению газонасыщенности достигается при циклической пневмообработке с минимально возможным давлением нагнетания. При циклической пневмообработке и давлении нагнетания  $P_H=2,0$  МПа объём вынесенного метана на 35-40 % выше, чем при дегазации. В данном случае продолжительность циклов нагнетания составляла 1-2 суток, самопроизвольного истечения – 3-4 суток.

Очевидно, что правильным выбором давления нагнетания и продолжительности циклов можно добиться снижения газонасыщенности пласта.

С течением времени продолжительность циклов нагнетания уменьшается, поскольку уменьшается концентрация свободного метана в пласте. Пневмообработку следует заканчивать, когда при нагнетании воздуха вынос метана практически не увеличивается. Как показывают результаты моделирования, этот момент соответствует уменьшению равновесной концентрации, в среднем, на порядок. Зная это, можно определить относительное уменьшение

концентрации сорбированного метана или, что практически то же самое, степень снижения газонасыщенности пласта при его пневмообработке. Заменяя в уравнении Лэнгмюра равновесную концентрацию её значением, уменьшенным в 10 раз, получим формулу для определения относительного уменьшения газонасыщенности угольного пласта при пневмообработке:

$$\delta X = \frac{a_{M_0} - a_{M.ИСХ}}{1,1a_{M_0} - a_{M.ИСХ}} \cdot 100 \% , \quad (3)$$

где соответствующие индексы относятся к начальному состоянию и к состоянию исходящей смеси.

Результаты исследования изменения химической активности угля подтверждают возможность уменьшения её практически до безопасных пределов. В типичных условиях цикличная пневмообработка позволила за 150 суток уменьшить средний по обрабатываемой зоне показатель химической активности с 0,06 мл/г.час (максимальное значение для каменных углей) до 0,012 мл/г.час или на 80 %, что обеспечивает перевод пласта в категорию малоопасных по самовозгоранию [2]. При этом повышение температуры составило: максимальное по обрабатываемой зоне – 8°, среднее – 3°. Температура пласта на отточной скважине, замеряемая в натурных экспериментах, практически не повышалась.

**Выводы.** Предложенные аналитические зависимости позволяют провести предварительный расчет параметров технологии и дать оценку эффективности пневмообработки.

В типичных условиях цикличная пневмообработка угольного пласта в течение 150 суток приводит к снижению его газонасыщенности на 60%.

#### *Список литературы*

1. Москаленко Э.М. Научные основы биохимического и физико-химического способов борьбы с метаном в угольных шахтах: Дисс. ... д-ра техн. наук. –М., 1971. –508 с.
2. Павлыш В.Н., Штерн Ю.М. Основы теории и параметры технологии процессов гидропневматического воздействия на угольные пласты / Монография. –Донецк: «ВИК», 2007. –400 с.

УДК 504(075.8)

M.V. SKRYPNIK, Student, KTU, transport faculty; Instructor S.V.PHILATOV

#### **MODERN ECOLOGICAL PROBLEMS**

У даній статті представлені основні екологічні проблеми сучасності, які в нашому світі притягують все більше і більше уваги. Так само наведено ряд факторів, дослідженням яких займається величезна кількість вчених по всьому світу.

В данной статье представлены основные экологические проблемы современности, которые в нашем мире притягивают все больше и больше внимания. Так же приведен ряд факторов, исследованием которых занимается огромное количество ученых по всему миру.

Main environmental problems of nowadays, that are attracting more and more attention, are presented in the article. There are also a number of factors which are researched by huge amount of scientists all over the world.

**The problem and its relation to scientific and practical problems.** Identification and distribution of major environmental issues facing humanity. Search and rational methods of resolving the problems in identified areas. Call for more productive activities among the youth and society in general.

**Raising of task** Definition of environmental issues in society

**Presentation of the material and results.** The Earth is the only planet in the solar system where there is life. If you look down at the Earth from plane you will see how wonderful our planet is. You will see blue seas and oceans, rivers and lakes, high snow-capped mountains, green forests and fields and other fine places. For centuries man lived in harmony with nature until industrialization brought human society into conflict with the natural environment. Today, the contradictions between man and nature have acquired a dramatic character. With the development of civilization man's interference in nature has increased. Every year the world's industry pollutes the atmosphere with millions of tons of dust and other harmful substances. The seas and rivers are poisoned with industrial waste, chemical and sewage discharge from plants and city transport and by the increasing noise level which is as bad for human health as lack of fresh air and clean water. We have a lot of problems.

Among the most urgent problems are the ozone layer, acid rains, global warming(the greenhouse effect), toxic pollution of atmosphere, disappearance of forests, contamination of underground waters by chemical elements, destruction of soil in some areas, threat to some flora and fauna representatives, etc., etc., etc...

Nowadays the most important problems are the reduction of the ozone layer and global warming. These problems are densely connected. Global warming is caused by an increase in the greenhouse effect. The greenhouse effect is not a bad thing by itself - it's what allows Earth to stay warm enough for life to survive. Although it's not a perfect analogy, you can think of the Earth sort of like your car sitting out in a parking lot on a sunny day. You've probably noticed that your car is always much hotter inside than the outside temperature if it's been sitting there for a while. The sun's rays enter through your car's windows. Some of the heat from the sun is absorbed by the seats, the dashboard and the carpeting and floor mats. When those objects release this heat, it doesn't all get out through the windows. Some is reflected back in. The heat radiated by the seats is a different wavelength than the light of the sun that made it through the windows in the first place. So a certain amount of energy is going in, and less energy is going out. The result is a gradual increase in the temperature inside your car. Scientists believe that Global Warming will lead to a weaker Ozone layer, because as the surface temperature rises.

Another important problem is air pollution. Cars and factories pollute the air we use. Their fume also destroys the ozone layer which protects the Earth from the dangerous light of the sun. Aerosols create large holes in the ozone layer round the

earth. Burning coal and oil leads to global warming which may bring about a change in the world's climate.

From atmosphere problems we go to another one. It is the problem of ocean pollution. Many ships sail in the ocean water – fishing ships, some ships carrying people, some carrying oil. If a ship loses some of the oil in the water, or waste from the ships input into the ocean, the water becomes dirty. Many sea birds die because of the polluted water. Many fish are dying in the seas, others are getting contaminated. Fishermen catch contaminated fish which may be sold in markets, and people may get sick from eating them. Lakes and rivers are becoming polluted too. Some beaches are dangerous for swimming.

The other problem is that our forests are dying from acid rains. Deforestation, especially destruction of tropical forests, affects the balance of nature in many ways. It kills animals, changes the climate and ecosystem in the world. We don't respect our planet!

There are a lot of places on our planet that need immediate help. Our country is not exception. The nuclear accident at Chernobyl, which took place on April 26, 1986, has seriously aggravated the ecological situation in Belarus, Ukraine and Russia. That catastrophe can be considered as the largest disaster on the 20th century. As the result of that accident 18% of territories of our country were contaminated by radioactive elements. The agriculture of our country suffered great losses. More than 20% of population is also suffered. A death rate among the children increased considerably. Everyone understands that this catastrophe is a threat to health of our nation, and though years have already passed, the results will be shown on the future generations.

Also I'd like to say a few words about animals in danger of extinction. Nowadays there is a great number of species of wild animals that are on the threshold extinction. Such animal as a blue whale is the largest animal which has ever lived. There were over 200000 of these animals. But today there are fewer than one thousand of these animals left, because they are still hunted for their oil and meat. And it is not the only example. There is a great number of situations when humanity is terribly treating to the nature of our planet. There is only one way to save wild animals and wild habitats – conservation. That means protecting animals in danger by law, opening more national parks, building fewer new roads, planting more new forests, cutting pollution. If there won't be any positive actions, many wild animals will soon have just one habitat – the Zoo. Everybody have to understand that.

**The output:** We have a great number of problems, but we still can help. We still to be a great family of humanity and have to realize all these global problems. Together we have to find the most rational ways of our future life and stop living like there is only one day to live. For the better future, let's save the Earth, to save our lives, because the world is in our hands!

## ПОДЗЕМНОЕ ЦАРСТВО КРИВОГО РОГА

В статье выделены экологические проблемы Кривбасса связанные с добычей полезных ископаемых

В статті висвітлені екологічні проблеми Кривбасу пов'язані з добучею корисних копалин

**Проблема и ее связь с научными и практическими задача.** Сегодня проблема экологического состояния в нашем городе очень важна. Это связано с тем, что происходит большой выброс вредных веществ в атмосферу, в воду, в почву и это приводит к разным тяжелым заболеваниям. Если не пытаться решать данную проблему, то наш регион станет вторым «Чернобылем».

**Постановка задачи.** Принять необходимые меры по предотвращению экологической катастрофы.

**Изложения материала и результаты.** Кривой Рог время от времени в Кривом Роге возникают провалы или обвалы на ровном месте. причина — увлечение добычей руды. таким образом в подземельях образуются пустоты.

Не заметны простому человеческому глазу геологические процессы. Исчисляются они миллионами лет, и только человеческая деятельность способна сократить это время. Безрассудная вырубка лесов, разработка недр, уничтожение природных водоемов и стоков приносит громадный урон народному хозяйству Украины и приводит к многим человеческим жертвам. Подобных примеров в недавнем прошлом хоть отбавляй! — взять хотя бы последние события в Западной Украине... Но к печальному перечню уже прошедших событий в скором времени могут добавиться и возможные еще более грозные по своим последствиям катастрофы! К таким, мягко говоря, потенциально опасным регионам относится весь Юго-Восток страны и, в частности, Кривой Рог! А для того, чтобы понять, где «собака зарыта», стоит кратко коснуться истории города. Именно тут на протяжении более двух веков из недр было «вынуто» порядка трех миллиардов тонн богатой руды и в десятки раз больше железистых кварцитов. Да и нынешнее время не отстает от прошлого. В сравнении с прошлым темпы добычи полезных ископаемых выросли в разы! Только за последние десятилетия предприятия ГМК города переработали более 480 млн. тонн!

Естественно, что в результате промышленной деятельности регион получил ряд серьезных экологических проблем: нарушения гидродинамического режима подземных вод, загрязнение поверхностных вод, грунта, атмосферного воздуха. Это далеко не полный перечень. Стоит сказать, что за время добычи произошли существенные изменения геологических, гидрогеоло-

гических и гидрологических состояний окружающей среды. Причин множество: шахты, карьеры, знаменитые криворожские отвалы и шламохранилища. А сброс предприятиями ГМК в местные реки высокоминерализированных вод! Ежегодно это 30 млн. куб. м! Этот техногенный список не только сказывается на здоровье жителей, но вызывает необратимые изменения геологической среды региона! Почему?

Вот что по этому поводу говорят ведущие криворожские геологи — профессор, лауреат государственной премии в области науки и техники, академик Академии горных наук Украины, проректор по научной работе Криворожского технического университета (КТУ) Виктор Дмитриевич Сидоренко и доктор геологических наук, профессор, заведующий кафедры общей геологии и разведки полезных ископаемых КТУ Игорь Степанович Паранько.

Дело в том, что криворожская структура, в «подземельях» которой и находятся уникальные залежи полезных ископаемых, принадлежит к зоне так называемого мощного Криворожско-Кременчугского глубинного разлома, который практически достигает мантии Земли. К слову, тянется этот разлом от Крыма до Западной Украины. Эта геологическая система имеет весьма сложное строение, обусловленное различными тектоническими процессами. Например, что касается непосредственно Кривого Рога: город построен на шести плитах жестких кристаллических пород, которые, в свою очередь, разбиты трещинами на более мелкие глыбы, «связанные» между собой весьма относительно. В целом, если говорить кратко, каждая глыба являет собой отдельное физическое тело, способное двигаться во всех направлениях самостоятельно. И единственное, что связывает их (глыбы) вместе, — это своеобразные зацепы. Надо сказать, это очень «сомнительная» связь, так как незначительные колебания земной коры могут ее разорвать.

Для чего этот экскурс в подземное царство? Для того, чтобы мы могли воочию увидеть, насколько неустойчив мир, в который человек привносит свои изменения. Мы же не прекращаем рыть, взрывать, в общем, добывать столь необходимую нашей державе руду. Впрочем, на сегодня смещения, которые происходят в недрах криворожской геологической структуры, пока незаметны для невооруженного глаза и составляют порядка нескольких миллиметров в год. Но это слабое утешение. Тем более на фоне набирающих свою активность иных геологических процессов — например, возникших, казалось бы, на ровном месте провалов или оползней. К слову, это еще цветочки...

### ***Гонимся за количеством и рубим сук, на котором сидим***

Мы же не «тормозим», наоборот, наращиваем темпы добычи. Побочно создавая отвалы, пруды-накопители, шламохранилища, которые, в свою очередь, миллиарднотонно давят на геологическую структуру, создавая своеобразные качели. (вокруг Кривого Рога за все время добычи руды накопилось порядка семи млрд. тонн «пустой» породы! Многие гектары некогда пахотных земель исчезли, пожалуй, навсегда, под этими искусственными образованиями) Почему? Да потому, что с одной стороны мы вынимаем породу, а с

другой — наваливаем, создавая дисбаланс в неустойчивой геологической системе криворожского разлома. Практически «рубим сук, на котором сидим». Кстати, одним из недавних примеров может служить произошедшее в феврале прошлого года землетрясение мощностью четыре балла! Но землетрясение — это следствие, вызванное уже названными причинами. Добавим сюда и множество нарытых шахт, образование под отвалами водоносных техногенных горизонтов. А «естественная» течь прудов-накопителей и шламохранилищ? Кстати, это «подтекание» вызывает к жизни такое грозное явление, как образование карстовой пустоты. К слову, на сегодняшний момент криворожские геологи имеют весьма приблизительное представление, где и чего нарыто, как и что «подтекает». Причины просты: то, что рыли в начале прошлого века, сокрыто историей, а то, что роют сейчас, не поддается четкому учету, не говоря уже о том, чтобы иметь конкретное представление о пустотах, образовавшихся под Кривым Рогом. (По приблизительным данным, площадь карстовых пустот может составлять порядка 100 кв. км — это при общей протяженности Кривого Рога в 120 км!) Коротко говоря, современная криворожская геологическая наука не имеет полной картины о реальном состоянии дел в подземном царстве! Информация, которой могут оперировать криворожские геологи, мягко говоря, несколько устарела. Последние полномасштабные исследования проводились еще в 70—80-х годы прошлого века, а с тех пор картина состояния геологической системы Кривого Рога значительно изменилась, к слову, не в лучшую сторону. Причин для подобной неосведомленности — множество. В первую очередь это недостаточное финансирование необходимых исследований. Собственно, КТУ не способно выделить средства, а собственники предприятий ГМК, скажем так, не заинтересованы в проведении полномасштабных геологических исследований. Та же информация, которой обладают криворожские геологи, весьма разрознена и не системна. Но, опираясь даже на эти крупинки, можно потенциально прогнозировать значительные техногенные катастрофы для всего региона в любой исторический отрезок времени!

Нужно заметить, что возрастающие темпы добычи руды несут в себе не только антропогенную геологическую угрозу, но и некоторые другие аспекты опасности, например, геополитического и экономического характера. Чтобы их осознать, окунемся немного в историю. При канувшем в лету СССР залежи криворожской руды оценивали на 150-300 лет добычи. С тех пор темпы выработки выросли в три-четыре раза. На сегодняшний день можно с уверенностью сказать: всей руды в Криворожском железорудном бассейне хватит приблизительно на 30—40 лет, с натяжкой — 50 лет! А дальше? После того как всю руду добудут, мы получим весь комплекс проблем, сопутствующих городам-призракам! Скажем прямо, у Кривого Рога есть все шансы стать таким городом, в какие превратились некоторые населенные пункты, к примеру, Донецкой области!

Взять во внимание не только почву, а например, даже воду. Что можно сказать про нее в нашем городе?

Качество природных вод определяется общефизическими показателями, концентрацией неорганических и органических веществ, а также биологическими факторами. Вода в источниках должна быть доброкачественной, то есть допустимой к использованию человеком.

Главными источниками загрязнения и засорения водоемов являются недостаточно очищенные сточные воды промышленных и коммунальных предприятий, крупных животноводческих комплексов, отходы производства при разработке рудных и нерудных ископаемых; воды шахт, рудников, нефтепромыслов; отходы древесины при заготовке, обработке и сплаве лесоматериалов, сбросы водного и железнодорожного транспорта; отходы первичной обработки льна, пестициды и т.д.

Зная специализацию нашего города все выше перечисленные источники загрязнения есть у нас в Кривбассе. То есть наша вода не пригодна для употребления в пищу. Только можно себе представить что находится в нашей воде: это в первую очередь частички ржавчины труб по которым поступает вода, это и частички металла, это большое количество хлорируемых веществ и т. д. Так что теперь нам не пить? А как же без воды? Существует несколько способов очистки воды, но на сегодня самый эффективный считают очистка фильтрами. Но пока мы остаемся без поддержки государства, мы бессильны...

**Выводы.** Что же нужно было бы предпринять для предотвращения этого коллапса? Первое — это скорейшая разработка и принятие необходимого «сплава» законов, направленных на предотвращение экологических катастроф и геополитического коллапса. Это — в целом. Однако самое насущное нужно сделать немедленно — признать наконец Кривой Рог зоной экологической катастрофы! Тут нет оговорки, именно катастрофы, а не бедствия. Время «экобедствий» уже прошло, не за горами время катастроф! Увы, но это реалии сегодняшнего дня!



Научные труды

## КАЧЕСТВО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Сборник научных трудов

Типография «ОКТАН ПРИНТ»  
Директор Чернявский А.А.

Ответственный за выпуск А.А. Азарян  
Компьютерная верстка А.В. Черкасов

*Ответственность за материалы, изложенные в статьях, несут авторы.*

Адрес редакционной коллегии:

50099, Кривой Рог, ул. Пушкина, 37, Криворожский  
технический университет, тел. 90-09-67.

Сдано в набор 10.05.11. Подписано к печати 09.06.11  
Формат 60х90 1/16, бумага офс. 80 г/м<sup>2</sup>, печать ротационная  
Усл. печ. л. 27,75. Тираж 130 экз.  
Заказ № 09-06/11-1

Отпечатано ООО «Типография «ОКТАН ПРИНТ»  
г. Кривой Рог, пр. 200 лет Кривому Рогу, 17  
056-440-21-63  
[www.oktanprint.com.ua](http://www.oktanprint.com.ua)