

ДОНБАССКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ

Выпуск 8 (51) 2017



СБОРНИК
НАУЧНЫХ ТРУДОВ

**Сборник
научных трудов
Донбасского государственного технического
университета**

Сборник
Выходит 1–4 раза в год
Основан в июне 1999 г.
Выпуск 8 (51) 2017

**Збірник наукових праць
Донбаського державного технічного університету**

Збірник
Виходить 1–4 рази на рік
Заснований у червні 1999 р.
Випуск 8 (51) 2017

Collection of Scientific Papers of DonSTU

Collection
Publishing 1–4 times a year
Founded in June 1999
Issue 8 (51) 2017

УДК 622(06) + 669(06) + 69(06) + 65.011.56 +
+ 621.3 + 33 + 621.37 + 1

**Сборник научных трудов
Донбасского государственного
технического университета**

Сборник

Выпуск 8 (51) 2017

**Основатель:
Донбасский государственный
технический университет**

*Свидетельство Министерства информации,
печати и массовых коммуникаций ЛНР
о государственной регистрации средства массовой
информации МИ-СГР ПИ 000003
от 05.02.2016*

*Приказом Министерства образования и науки
Донецкой Народной Республики от 2 мая 2017 г.
№ 464 сборник научных трудов включён в Перечень
рецензируемых научных изданий, в которых
должны быть опубликованы основные научные
результаты диссертаций на соискание ученой
степени кандидата наук, на соискание ученой
степени доктора наук, утвержденный приказом
Министерства образования и науки Донецкой
Народной Республики от 1 ноября 2016 г. № 1134,
согласно приложению 1*

*Рекомендовано ученым советом
ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ»
(Протокол № 4 от 28.12.2017)*

Включен в наукометрическую базу данных РИНЦ

Формат 60×84½.
Усл. печат. л. 11,3
Заказ № 38
Тираж 100 экз.

Издательство не несет ответственности за
содержание материала, предоставленного автором
к печати.

Адрес редакции, издателя и основателя:
ГОУ ВПО ЛНР «Донбасский государственный
технический университет»
пр. Ленина, 16, г. Алчевск, ЛНР
94204

E-mail: info@dstu.education
Web-site: <http://www.dstu.education>

ИЗДАТЕЛЬСКО-ПОЛИГРАФИЧЕСКИЙ ЦЕНТР,
ауд. 2113, т/факс 2-58-59

Свидетельство о государственной регистрации
издателя, изготовителя
и распространителя средства массовой
информации
МИ-СГР ИД 000055 от 05.02.2016.

Главный редактор

Зинченко А. М. — к.э.н., и.о. ректора

Заместитель главного редактора

Новохатский А. М. — д.т.н., проф.

Редакционная коллегия:

Литвинский Г. Г. — д.т.н., проф.
Финкельштейн З. Л. — д.т.н., проф.

Корнеев С. В. — д.т.н., проф.

Леонов А. А. — к.т.н., доц.

Харламов Ю. А. — д.т.н., проф.

Ульяницкий В. Н. — к.т.н., проф.

Зелинский А. Н. — к.т.н., проф.

Куберский С. В. — к.т.н., проф.

Денищенко П. Н. — к.т.н., доц.

Дрозд Г. Я. — д.т.н., проф.

Шолух Н. В. — д. арх., проф.

Бондарчук В. В. — к.т.н., доц.

Псюк В. В. — к.т.н., доц.

Скомская С. А. — секретарь редакционной
коллегии.

Для научных сотрудников, аспирантов,
студентов высших учебных заведений.

Язык издания:
русский, украинский и английский

Исмаилова Л. М. — корректор

© ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2018
© Чернышова Н. В.,
художественное оформление
обложки, 2018

НАУКИ О ЗЕМЛЕ

НАУКИ ПРО ЗЕМЛЮ

GEOSCIENCES

УДК 622.243.2

проф. Литвинский Г. Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР, ligag@ya.ru)

ОСНОВЫ ТЕОРИИ РЕЗАНИЯ И РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Технологии добычи сырьевых ресурсов и освоения подземного пространства основаны на механическом разрушении горных пород режуще-скалывающим инструментом. Однако определение параметров разрушения этим инструментом до сих пор производят с помощью эмпирических соотношений, поскольку нет замкнутой и полноценной теории резания и разрушения (ТРР) горных пород. В данной работе предложены основы такой теории, которая базируется на описании погружения клина в массив с учетом законов его взаимодействия с породой и соотношений аналитической теории прочности. В результате получены теоретически обоснованные базовые параметры разрушения пород клиновым инструментом: требуемое усилие, глубина погружения клина, углы и объем воронки скола в зависимости от прочностных свойств пород и геометрии клина. Дан анализ полученных теоретических формул, сформулированы задачи дальнейших исследований.

Ключевые слова: теория резания, горные породы, расчетная схема, математическая модель, геометрия клина, баланс сил, разрушение сколом, поверхность сдвига, критерий разрушения, воронка скола, глубина внедрения.

1 Актуальность и цель исследований

Основным процессом строительных геотехнологий и способов добычи полезных ископаемых является механическое разрушение горных пород. Для этого в течение длительного исторического развития были разработаны различные инструменты, основанные на режуще-скалывающем разрушении горных пород [1–6 и др.]. С их помощью осуществляют разные способы механического воздействия на породу: ее дробят, раздавливают, откалывают, режут, истирают и пр. (рис. 1).

Впервые теоретическую схему ударного разрушения предложил в конце XIX века Долежалек в Чехии, а в дальнейшем ее развил Н. С. Успенский в России (1900 г.). Он рассмотрел систему сил при внедрении инструмента клиновидной формы в породу. Но физика разрушения пород при этом не рассматривалась. В целом сейчас известно около 20 различных эмпирических формул по определению параметров резания [7, 8].

В этих расчетных формулах пытаются учесть тип режущего инструмента, действующие на него силы, физико-механические свойства горных пород и др.

факторы. Прочностные показатели пород оцениваются контактной прочностью, прочностью породы при бурении, сопротивлением резанию или коэффициентом крепости горных пород f_{Π} по шкале профессора М. М. Протоdjeяконова [8].

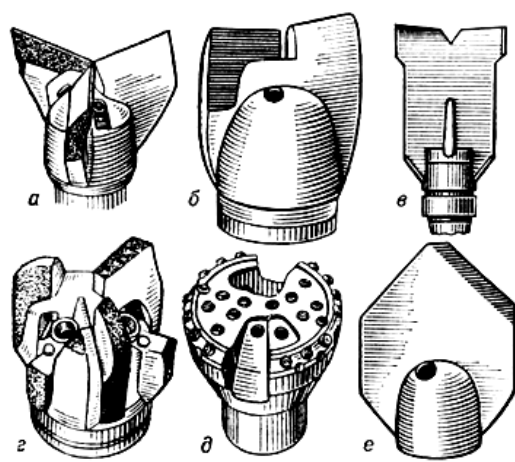


Рисунок 1 Различные типы буровых долот:
а — трехлопастное; б, в — двухлопастные;
г — истирающе-режущее; д — фрезерное;
е — пикообразное

Однако эмпирические расчеты дают существенно приближительные параметры резания, поскольку в них нет физически обосно-

ванных показателей прочности пород, отсутствует четко обозначенная расчетная схема взаимодействия резца с массивом, а исходные данные часто лишены физического смысла и определяются с недопустимо большим разбросом.

Таким образом, проблема создания теоретических основ расчета разрушения горных пород режуще-скалывающим инструментом далека от своего окончательного решения и остается до сих пор актуальной.

Целью данной работы является создание научных основ теории резания и разрушения естественных и искусственных хрупких материалов (горных пород) режуще-скалывающим инструментом для определения параметров процессов бурения и резания.

Идея работы состоит в использовании при построении исходной расчетной схемы, обосновании математической модели и разработке методики расчетов корректных методов механики сплошной среды и физически обоснованных показателей прочностных свойств горных пород на основе аналитической теории прочности [9].

В данной работе **объект** исследований — силовое взаимодействие режуще-скалывающего инструмента с горной породой, **предмет** исследований — закономерности разрушения горной породы под воздействием режущего инструмента.

К основным **задачам исследования**, исходя из логики рассмотрения поставленной проблемы, следует отнести:

1) установление и схематизацию качественной картины взаимодействия инструмента с породой;

2) формулирование и разработку физически обоснованной математической модели разрушения породы режущим инструментом;

3) обоснование принятых гипотез и идеализаций, получение теоретических зависимостей и формул для определения параметров резания породы инструментом;

4) анализ полученных закономерностей и результатов, постановку задач дальнейших исследований.

2 Особенности взаимодействия режущего инструмента с породой

Наиболее простым и наименее энергозатратным является способ разрушения породы режущим инструментом дробящего действия, когда инструмент вдавливают в породу ударной нагрузкой, после чего его перемещают в новое положение. Так работают перфораторные и шарошечные долота, станки ударного бурения и др. Однако даже для этого способа нет теоретически обоснованного расчета параметров разрушения пород.

Обычно исследователи пытались положить в основу расчетов простейшую плоскую задачу о воздействии сосредоточенной силы (в нашем случае — острого клина) на полуплоскость, хорошо известную в теории упругости как задача Фламана, которую он решил в 1892 г. [10]. Им получены формулы о напряженно-деформированном состоянии полуплоскости в окрестности сосредоточенной силы. Это решение неоднократно и безуспешно пытались использовать для определения параметров разрушения породы под клиновым резцом. Препятствием для удовлетворительного решения этой проблемы оказалась невозможность использования упругого решения для случая начала разрушения, поскольку дробление породы сразу кардинальным образом меняет напряженное состояние среды. Вот почему такими малопродуктивными оказались попытки использования теории упругости для описания проблем внедрения инструмента в породу.

Отсюда следует, что главное внимание при решении поставленной проблемы надо уделить процессам запредельного деформирования и разрушения породы. Кратко рассмотрим этапы внедрения инструмента в горную породу при ударных нагрузках [11]:

1) **этап поверхностного смятия:** при контакте инструмента с породой сминаются выступы и шероховатости на поверхности;

2) **этап образования трещин разрыва:** под острием растут радиальные трещины, опережая глубину выкола и образуя зоны предразрушения;

3) **этап краевого объемного раздавливания,** когда под острием и вокруг него возникает объемное разрыхление и смятие породных кристаллов в виде слоя раздробленной породы вплоть до отдельных кристаллических фрагментов;

4) **этап скола (или выкола) породы,** когда сдвигающие усилия от внедрения инструмента превосходят сдвиговую прочность породы на поверхности выкола.

Далее в процессе разрушения все этапы повторяются в той же последовательности. Наиболее важным является этап выкола породы, при котором выполняется главная работа по разрушению породы и затрачивается максимальная энергия. Поэтому в данной статье мы сосредоточимся на изучении именно этого этапа.

3 Расчетная схема и математическая модель внедрения клина в породу

Для построения математической модели задачи о внедрении клина в породу на первой стадии рассмотрим самую простую расчетную схему — плоскую деформацию полупространства под действием протяженного, несимметричного в поперечном сечении клина (рис. 2).

Пусть на породу действует плоский несимметричный клин, причем линия действия внешней силы F проходит через вершину клина. Это направление назовем главной осью нагружения. Начало координат поместим в вершину клина, направим ось ординат y по главной оси нагружения. Грани клина наклонены в общем случае под разными углами α_1 и α_2 к линии действия внешней силы F .

Пусть первые три этапа взаимодействия клина с породой уже закончились, и клин под действием внешней силы F погрузил-

ся своей вершиной в опережающую его бегущую трещину разрыва на некоторую глубину h .

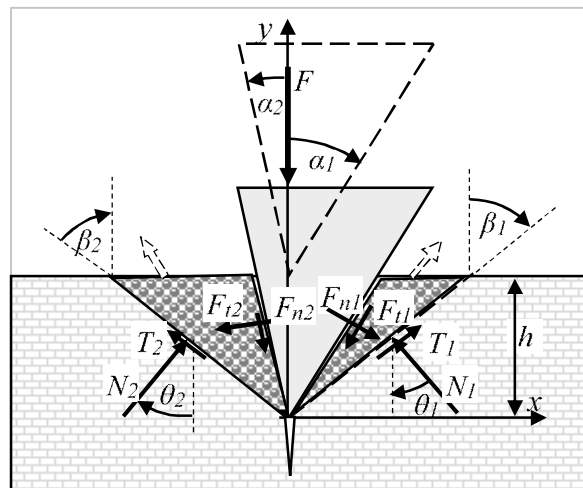


Рисунок 2 Расчетная схема математической модели внедрения несимметричного клина в породу

Глубина h начального проникновения клина в породу может варьироваться в значительных пределах от долей до десятка миллиметров и зависит от многочисленных факторов. Вычисление этой глубины составляет одну из главных задач исследований. На расчетной схеме, с целью достижения наглядности, упрощения обозначений и мелких деталей, эта глубина показана несколько преувеличенной.

На конечной стадии нагружения вблизи клина возникнут выколы породы, ограниченные с одной стороны гранями клина, а с другой — поверхностями сдвига. Исходя из рассмотрения особенностей образования поверхностей сдвига и кинематики движения выколов породы из-под граней клина при разрушении, поверхности сдвига будут принимать форму, близкую к плоской. Углы наклона этих плоскостей к главной оси обозначим β_1 и β_2 .

Рассмотрим действующие на породу со стороны граней клина силы (рис. 2). В общем случае на каждой грани их будет по две: нормальные F_{n1} , F_{n2} и силы трения на гранях F_{t1} , F_{t2} . При этом, в соответ-

ствии с законом трения Амонтона-Кулона, на каждой грани клина будут соблюдаться равенства:

$$\left| \frac{F_{t1}}{F_{t2}} \right| = f_k \left| \frac{F_{n1}}{F_{n2}} \right|, \quad (1)$$

где f_k — коэффициенты трения грани клина по породе.

На поверхностях выкола со стороны массива породы также действуют нормальные и касательные силы с подобным (1) соотношением между собой:

$$\left| \frac{T_1}{T_2} \right| = f_r \left| \frac{N_1}{N_2} \right|, \quad (2)$$

где f_r — коэффициент трения на поверхности выкола, обычно равен коэффициенту угла внутреннего трения φ ($f = \operatorname{tg}(\varphi)$) для данной породы.

Приступим к определению усилий, действующих на клин и выкол. Исходя из условий равновесия плоской системы сил, действующих на клин со стороны выкола, и для краткости записи вводя обозначения для круговых функций любого угла α

$$\left| \frac{\sin(\alpha)}{\cos(\alpha)} \right| = \left| \frac{S_\alpha}{C_\alpha} \right|, \quad (3)$$

получим для нормальных усилий между гранями клина и верхними границами выкола уравнения:

$$\left| \frac{F_{n1}}{F_{n2}} \right| = F \left| \frac{C_1 \cdot S_2 \cdot C_2^{-1} + S_1}{C_2 \cdot S_1 \cdot C_1^{-1} + S_2} \right|, \quad (4)$$

где введены обозначения:

$$\left| \frac{C_1}{C_2} \right| = \left| \frac{C_{\alpha 1} - f_1 S_{\alpha 1}}{C_{\alpha 2} - f_2 S_{\alpha 2}} \right|, \quad \left| \frac{S_1}{S_2} \right| = \left| \frac{S_{\alpha 1} - f_1 C_{\alpha 1}}{S_{\alpha 2} - f_2 C_{\alpha 2}} \right|. \quad (5)$$

Касательные усилия F_{t1} , F_{t2} на гранях клина определяются по соотношениям (1).

Из рассмотрения условий равновесия плоской системы сил, действующих на выколы породы возле каждой из граней клина

$i = 1, 2$, получим уравнения для определения нормальных N_i и касательных T_i сил на нижних плоскостях выколов $i = 1, 2$:

$$\left| \frac{N_i}{T_i} \right| = F_{ni} \left| \frac{C_{\gamma i} + f_i S_{\gamma i}}{S_{\gamma i} - f_i C_{\gamma i}} \right|, \quad (i = 1, 2), \quad (6)$$

где $\gamma_i = \beta_i - \alpha_i$ ($i = 1, 2$) — угол зоны выкола при вершине клина.

На рисунке 3 показаны графики нормальных F_n и касательных F_t усилий под гранями клинового индентора в зависимости от изменения угла его заострения α .

Из графиков видно, что чем острее клин, тем сильнее его воздействие на окружающий материал. Однако при этом следует учитывать прочность материала клина при его взаимодействии с породой, поэтому угол его заострения нельзя чрезмерно уменьшать.

Еще более поучительны графики нормальных N_1 и касательных T_1 сил, действующих на поверхности выкола при изменении угла наклона β ее поверхности (рис. 4). Эти графики построены для симметричного клина с углом заострения $\alpha = 25^\circ$.

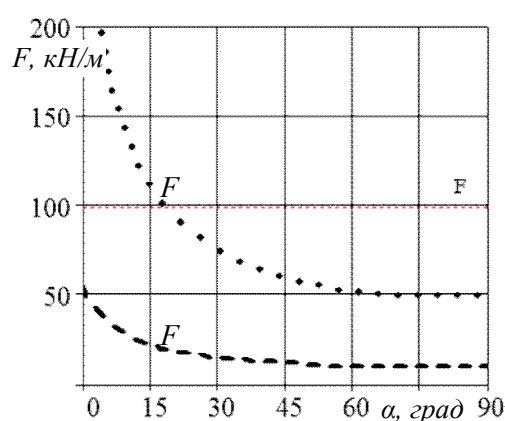


Рисунок 3 Зависимость нормальных F_n и касательных F_t усилий под симметричными гранями клина от угла его заострения α

Нормальные силы изменяются сравнительно мало с максимумом при угле $\beta = 30 \dots 40^\circ$. Зато сдвигающие силы T_1

меняют свое направление, о чем свидетельствует смена их знака: при $\beta = 37^\circ$ они отрицательны и выталкивают породу из зоны выкола, а при меньшем угле их действие противоположно. Следовательно, можно утверждать, что для принятых соотношений между нормальными и сдвиговыми усилиями (коэффициент трения $f = 30^\circ$) выкол возможен только с углом наклона поверхности сдвига более $\beta = 37^\circ$.

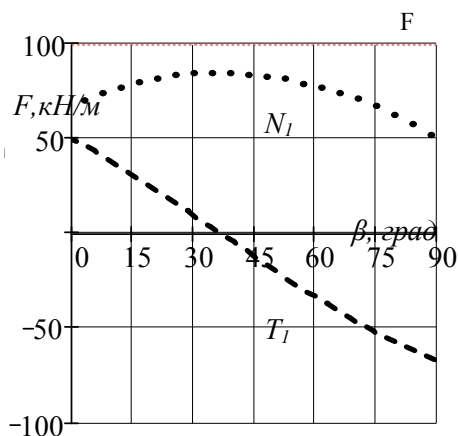


Рисунок 4 Влияние угла наклона β поверхности сдвига выкола на нормальные и касательные усилия (клин симметричен с углом заострения $\alpha = 25^\circ$)

Таким образом, основные силовые факторы, действующие на клин при его внедрении в породу, определены и можно приступить к формулированию условий образования выкола. Для этого следует вычислить действующие напряжения на любой возможной поверхности выкола при $\beta_i = \text{var}$ и сравнить их с прочностью породы. Именно этот этап в предыдущих попытках построения различных теорий механического резания и разрушения не был сформулирован и осуществлен. В немалой степени это можно объяснить старанием авторов использовать для определения напряжения разнообразные методы теории упругости, что приводило к большим сложностям и уводило решение в тупик. На самом деле в задачах такого рода упругие решения становятся совершенно не-

приемлемы, поскольку возникновение разрушения полностью искажает начальное, пусть и правильное, распределение напряжений в окрестности трещин разрыва и сдвигов.

Основная идея, которая положена в предлагаемом подходе, состоит в том, что на площадках сдвига, обрамляющих выкол породы, происходит либо самопроизвольное выравнивание касательных напряжений как в разрывных задачах теории пластичности либо, наоборот, для хрупких пород — максимальная концентрация напряжений на более прочных фрагментах площадки разрушения. Эти особенности в закономерностях позволяют существенно упростить формальную запись критерия разрушения и получить сравнительно простые и обозримые решения задач разрушения материалов режуще-скалывающим инструментом.

Опираясь на гипотезу постепенного выравнивания напряжений на поверхности сдвига вначале и в процессе ее образования, найдем усредненные напряжения на нижней плоскости выкола. Для этого следует выражения для нормальных N_i и касательных T_i сил на плоскости сдвига (6) разделить на соответствующие размеры площади A_i выколов:

$$A_i = h / C_{\beta i}, \quad (i = 1, 2). \quad (7)$$

Средние действующие нормальные σ_{ni} и касательные τ_{ni} напряжения на i -тых площадках выколов будут равны:

$$\left| \frac{\sigma_{ni}}{\tau_{ni}} \right| = \frac{1}{A_i} \left| \frac{N_i}{T_i} \right|, \quad (i = 1, 2). \quad (8)$$

Далее для получения решения необходимо, задаваясь прочностными показателями породы, в которые внедряется клин, определить предельные показатели сопротивления сдвигу на поверхности выкола. Рассмотрим эту сторону проблемы более подробно в следующем разделе.

4 Сопротивление разрушению и прочностные показатели горной породы

Для суждения о сопротивлении горных пород разрушению режуще-скалывающим инструментом обычно используют разнообразные показатели ее прочности. Одним из первых таких показателей, сыгравшим исключительно важную роль в горной технике, является крепость пород f_L , предложенная проф. М. М. Протоdjяконовым в начале XX века. В дальнейшем, по мере развития горной науки и техники, этот показатель был дополнен контактной прочностью, сопротивлением породы (угля) резанию и др. [11].

Отдавая должное необходимости и полезности появления этих специфических показателей прочности, следует отметить и их общие недостатки, которые особенно стали проявляться в последнее время ускоренного развития новых образцов горной техники. В частности, эти показатели имеют недостаточное физическое и теоретическое обоснование, применяются при эмпирических подходах, во многом привязаны к особым схемам разрушения пород, они слабо связаны друг с другом по смыслу. Кроме того, определение этих показателей прочности требует специфического лабораторного оборудования и плохо стандартизуется.

Поэтому в теоретических разработках следует использовать основные положения и мощные методы обобщенного описания поведения материалов с помощью механики сплошной среды, в частности теорий прочности. Тот факт, что этого не наблюдается в практических методах расчета разрушения горных пород, можно объяснить не в последнюю очередь недостатками существующих теорий прочности, плохо отражающих особенности поведения пород при разрушении (в частности, феномен нелинейности паспорта прочности на диаграмме О. Мора).

В данном исследовании будет использована новая теория прочности — аналитическая, которая позволяет с высокой до-

стоверностью описывать начало и последующие стадии разрушения породы при ее произвольном напряженно-деформированном состоянии [9].

Основными показателями материала в аналитической теории прочности являются когезия отрыва σ_0 , когезия сдвига τ_0 и параметр хрупкости α_0 (рис. 5).

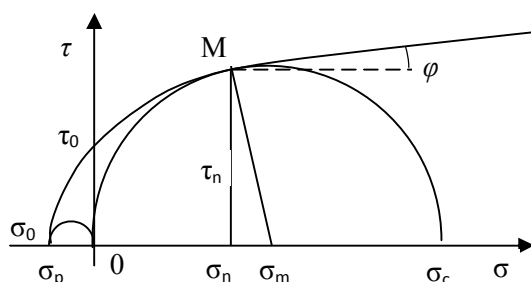


Рисунок 5 Диаграмма О. Мора в трактовке аналитической теории прочности [9]

Найдем соотношения, по которым можно вычислить эти показатели прочности, если известны определяемые обычными лабораторными методами общеизвестные и повсеместно применяемые показатели:

- угол внутреннего трения породы при одноосном сжатии φ ;
- прочность породы на одноосное сжатие σ_c ;
- прочность породы на одноосное растяжение σ_p .

Для этого используем основное уравнение аналитической теории прочности [9] для огибающей наибольших кругов напряжений диаграммы О. Мора

$$[\tau_n] = \tau_0 \cdot (\sigma_n / \sigma_0 + 1)^{\alpha_0}, \quad (9)$$

в котором допускаемое сдвиговое напряжение $[\tau_n]$ выражено через показатели прочности τ_0 , σ_0 , α_0 и действующее нормальное напряжение на площадке сдвига σ_n .

Используем известное значение коэффициента угла внутреннего трения породы при одноосном сжатии $f_c = \tan \varphi$ и прирав-

няем его к такому же коэффициенту, вычисленному путем дифференцирования значения $[\tau_n]$ из (9) по σ_n :

$$f_c = \frac{d[\tau_n]}{d\sigma_n} = \alpha_0 \frac{[\tau_n]}{\sigma_n + \sigma_0}. \quad (10)$$

Подставляя в (10) значения для $[\tau_n]$, σ_n из геометрических соотношений на рисунке 3, найдем вспомогательные соотношения:

$$[\tau_n] = 0,5\sigma_c C_\phi, \quad \sigma_n = 0,5\sigma_c(1 - C_\phi). \quad (11)$$

Считая с достаточно высокой степенью достоверности, что адгезия разрыва, согласно рисунку 3, равна прочности на одноосное растяжение $\sigma_0 = \sigma_p$, получим формулы для определения остальных искомых параметров:

– параметра хрупкости:

$$\alpha_0 = f_c C_\phi^{-1} (1 - S_\phi + 2\sigma_0 / \sigma_c); \quad (12)$$

– когезии сдвига:

$$\tau_0 = 0,5\sigma_c C_\phi [0,5(1 - S_\phi)\sigma_c / \sigma_0 + 1]^{-\alpha_0}. \quad (13)$$

Формулы (11)–(13) позволяют при известных из лабораторных испытаний обычных прочностных показателях горных пород найти прочностные параметры аналитической теории прочности. Именно эти параметры (11)–(13) и следует использовать для дальнейших расчетов.

4 Локальный нормированный критерий разрушения ЛНКР

Для оценки возможности сдвигового разрушения на поверхности, ограничивающей выкол, следует выбрать главный критерий разрушения породы, от которого будут зависеть все последующие результаты и их достоверность.

В качестве локального (для каждой точки) нормированного критерия разрушения (ЛНКР) ω_i породы примем выражение, согласно которому условием сохранения прочности или разрушения по механизму сдвига будут неравенства:

$$\omega_i = \frac{\tau_{ni}}{[\tau_{ni}]} \begin{cases} < 1 - \text{прочность;} \\ \geq 1 - \text{разрушение;} \end{cases} \quad (i = 1, 2). \quad (14)$$

Очевидно, что этот критерий ЛНКР ω_i зависит от величины и распределения нормальных и касательных напряжений σ_{ni} , τ_{ni} ($i = 1, 2$) на площадках сдвига по каждую сторону от граней клина.

Однако распределение этих напряжений (8), а также сдвиговой прочности породы (9) по умолчанию принято считать равномерным, что весьма маловероятно.

На самом деле действующие сдвиговые напряжения τ_n будут весьма значимо изменяться вдоль поверхности сдвига, что будет сопровождаться их концентрацией и деконцентрацией. Такая особенность вызывается самим характером приложения усилий от клинового инструмента и, кроме того, наличием различного рода неоднородностей в породе, в первую очередь, за счет изменчивости ее упругих свойств и структурного строения.

Кроме того, поскольку предельно допускаемое сдвиговое напряжение $[\tau_n]$ (9) само зависит не только от концентрации и неравномерности распределения действующих напряжений, но и непосредственно от вариабельности и неоднородности пород на участке сдвига (трещины, ослабления, контакты между зернами, слоевые дефекты и пр.), то будет крайне ошибочным считать критерий разрушения ω_i ЛНКР (14) постоянным. Понятно, что его изменчивость на площадке возможного разрушения будет много выше вариабельности прочности и действующих напряжений.

Попытка непосредственно аналитически учесть изменчивость критерия разрушения ω_i наталкивается почти на непреодолимые математические и методические трудности. Поэтому, чтобы использовать в полной мере предложенную теорию разрушения пород режуще-скалывающим инструментом, следует на этом этапе исследования прибегнуть к эвристическому ме-

тоту решения возникшей проблемы вариативности ω_i .

Если проанализировать влияние прочностной изменчивости на поверхности образующегося выкола, то окажется, что разрушение сдвигом начинается в первую очередь на самых слабых по прочности участках и они переходят в запредельное состояние. Это значит, что на этих участках воспринимается только ограниченная минимальной прочностью часть приложенной сдвиговой нагрузки. Остальная ее часть, превышающая минимальную прочность, становится как бы избыточной и перераспределяется с высокой концентрацией на соседние неразрушенные участки поверхности выкола.

Таким образом, прочностные ослабления на поверхности выкола являются своеобразным спусковым механизмом, запускаящим лавинообразный процесс разрушения.

За счет накопленной в породе при нагружении упругой энергии начальный сдвиг даже на незначительном участке с минимальной прочностью придает процессу разрушения динамичный характер последовательного преодоления сопротивления сдвигу на участках со все более высокими прочностными отклонениями от среднего уровня. Последними будут разрушены самые прочные зерна на поверхности выкола, причем для хрупкой породы конечная стадия будет взрывоподобной с выбросом обломков выкола из-под клина.

Такого же рода выводы можно сделать относительно учета влияния неравномерности распределения внешней сдвиговой нагрузки τ_n . Она так же приведет к постепенному выключению из работы самых нагруженных участков, перераспределению и концентрации напряжений на остальную площадь, а затем — к лавинообразному (скачком) завершению процесса разрушения. Отличие заключается в том, что если для прочности $[\tau_n]$ (9) следует брать минимально возможную границу ее изменчи-

вости, то для нагрузки τ_n (8) — максимальное ее значение из всего диапазона распределения.

Исходя из вышеприведенного анализа влияния вариативности ЛНКР ω_i , можно заключить, что описанные особенности разрушения целесообразно учесть с помощью коэффициента вариативности K_V в виде симплекса, состоящего из двух сомножителей:

$$K_V = K_{V\tau} \cdot K_{V\sigma}, \quad (15)$$

где $K_{V\tau}$ — коэффициент изменчивости нагрузки, учитывающий вариативность распределения касательной нагрузки на поверхности разрушения в виде отношения ее максимума к среднему значению, $K_{V\tau} > 1$;

$K_{V\sigma}$ — коэффициент изменчивости прочности, учитывающий ее вариативность на поверхности разрушения в виде отношения ее среднего значения к минимальному, $K_{V\sigma} > 1$.

Окончательно получим обобщенную формулу для определения ЛНКР:

$$\Omega = K_V \cdot \omega = K_V \cdot \frac{\tau_n}{[\tau_n]}, \quad (16)$$

которая пригодна для каждой i -той грани $i = 1, 2$) клинового скалывающего инструмента.

Численное значение коэффициента вариативности может изменяться в пределах $K_V = 2 \dots 5$, и его следует определять экспериментально методом сравнения теоретических расчетов с опытными данными по глубине выкола.

5 Определение размеров выкола при действии клинового инструмента на породе

Исходя из полученных соотношений (8) для нормальных и касательных напряжений σ_{ni} , τ_{ni} ($i = 1, 2$), действующих на поверхности сдвига вдоль нижней границы выкола, можно приступить к использова-

нию ЛНКР Ω (16) для оценки возможности разрушения породы по этой поверхности и определения ее размеров: угла ее наклона β и глубины выкола h .

Основные закономерности изменения ЛНКР Ω в зависимости от угла заострения граней клина вдоль поверхностей сдвига, ограничивающих зону выкола снизу, с разным углом наклона показаны на рисунке 6. Численные расчеты проводились для крепкого песчаника, у которого прочность на одноосное сжатие $\sigma_c = 100 \text{ МПа}$, на одноосное растяжение $\sigma_p = 10 \text{ МПа}$, а угол внутреннего трения равен $\varphi = 25^\circ$, при внедрении клина в породу на одинаковую глубину, равную 1 мм.

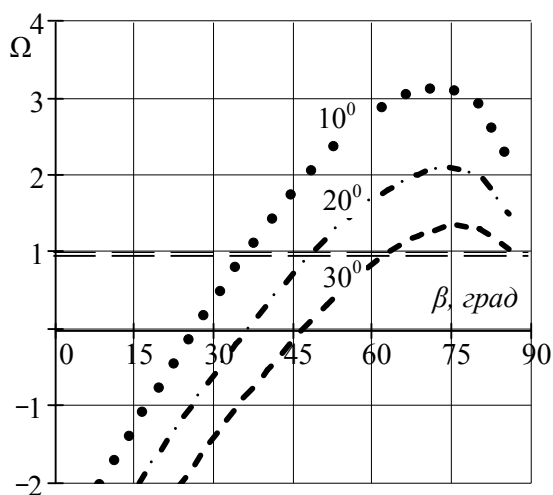


Рисунок 6 Зависимость критерия разрушения ЛНКР (16) от наклона поверхности сдвига (β) для клиньев с разными углами заострения $\alpha = 10, 20, 30^\circ$

На графиках мы можем видеть явно выраженные максимумы кривых изменения ЛНКР $\Omega > 1$, которые выделяют область наиболее вероятного направления поверхностей сдвига. В данном случае угол наклона поверхностей выкола оказывается почти одинаковым для всех форм клина и равным около 73° .

Чем больше угол заострения граней клина, тем меньше критерий ЛНКР Ω , что

вполне объяснимо из условий формирования области выкола.

Оказывается, что критерий ЛНКР Ω позволяет определить по исходным данным о погонной силе F , приложенной к клиновому инструменту, и показателям физико-механических свойств пород глубину h проникновения клина в породу. Как ясно из формулы для вычисления ЛНКР Ω (16), он прямо пропорционально зависит от приложенной к клину погонной силы F . Следовательно, полученные расчетные формулы позволяют не только определить глубину лунки выкола, но и управлять процессом разрушения.

Однако силовое воздействие на породу во многом зависит также и от скорости приложения силы. Для этого целесообразно ввести так называемый коэффициент динамичности $K_D > 1$, показывающий отношение напряжения (деформации), вызванного динамическим действием нагрузки F , к напряжению (деформации), вызванному статическим действием той же нагрузки. Как известно, при динамичном приложении силы F со скоростью, сравнимой с ударным воздействием, коэффициент динамичности, учитывающий ударную нагрузку всего рабочего органа на породу, составляет $K_D = 2 \dots 3$ и более. Поэтому силу F воздействия на породу следует увеличивать на значение коэффициента динамичности K_D .

Для нахождения глубины погружения клина h в породу необходимо, чтобы максимальное значение критерия ЛНКР было равно $\Omega = 1$. Тогда из всего диапазона возможных углов наклона поверхности сдвига останется лишь один угол, соответствующий максимальному значению глубины h . Для песчаника с вышеуказанными прочностными свойствами были построены графики изменения ЛНКР для разных углов заострения клина. При этом были взяты такие глубины его внедрения, чтобы выполнялось для всех случаев условие $\Omega = 1$ (рис. 7).

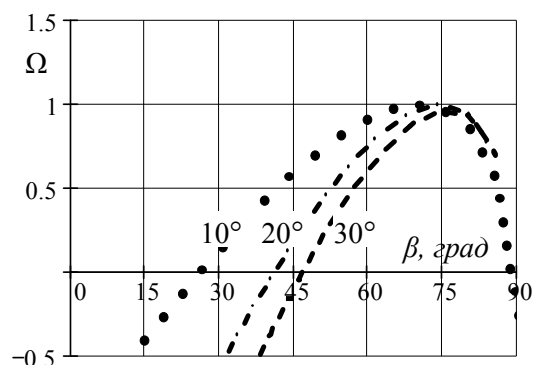


Рисунок 7 Предельные графики критерия разрушения ЛНКР Ω для определения наклона поверхности сдвига (β) и глубины внедрения клиньев h с разными углами заострения $\alpha = 10, 20, 30^\circ$

Исследования и численные расчеты показали, что по мере увеличения угла заострения клина угол наклона площадки сдвига β несколько увеличивается, а глубина h внедрения клина в породу существенно уменьшается. Так, для углов заострения $\alpha = 10, 20, 30, 40, 50^\circ$ соответствуют глубины внедрения $h = 9,8; 4,2; 1,8; 0,7; 0,2$ мм. Следовательно, при углах заострения более 40° клин почти не погружается в породу и происходит лишь усталостное повреждение ее поверхности.

Библиографический список

1. Крапивин, М. Г. Горные инструменты [Текст] / М. Г. Крапивин, И. Я. Раков, Н. И. Сысоев. — М. : Недар, 1990. — 256 с.
2. Абатуров, В. Г. Физико-механические свойства горных пород и породоразрушающий буровой инструмент [Текст] / В. Г. Абатуров. — Тюмень : Нефтегазовый университет, 2007. — 269 с.
3. Волков, А. С. Буровой инструмент [Текст] / А. С. Волков. — М. : Недра, 1980. — 285 с.
4. Wojnar, K. Wiertnistwo [Text] / K. Wojnar, W. Wladislawlew. — Warszawa, 1976. — 350 s.
5. Lundberg. Efficiency of percussive drilling with extension rods [Text] // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, Issue 4, August 1987. — Volume 24. — Pages 213–222.
6. Hartman, H. L. The effectiveness of indexing in percussion and rotary drilling [Text] / H. L. Hartman // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, Issue 4, November 1966. — Volume 3. — Pages 265–278.
7. Крюков, Г. М. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании Т.1. [Текст] / Г. М. Крюков. — М. : Горная книга, 2006. — 330 с.
8. Нескоромных, В. В. Разрушение горных пород при бурении скважин [Текст] / В. В. Нескоромных. — Красноярск : Сибирский федеральный университет, Институт нефти и газа, 2014. — 335 с.

Выводы

В результате выполненных исследований предложен начальный вариант аналитически обоснованной теории резания и разрушения горных пород, которая дает основу для последующих уточнений и развития.

Рассмотрена и обоснована наиболее простая расчетная схема погружения клинового разрушающего инструмента в породу. Впервые разработан теоретический подход для определения угла наклона поверхности сдвига и глубины внедрения клинового инструмента. По этим параметрам легко определяются единичный объем разрушения и удельные затраты энергии.

Полученный алгоритм расчета, впервые основанный на использовании ЛНКР и аналитической теории прочности, дает принципиально новую модель теоретически обоснованного определения параметров резания и разрушения хрупких естественных и искусственных материалов с учетом наиболее характерных особенностей геометрии рабочего инструмента и реальных прочностных свойств горных пород. Сравнение теоретических зависимостей с реальными данными показало их непротиворечивость и достаточную достоверность.

9. Литвинский, Г. Г. Аналитическая теория прочности горных пород и массивов [Текст] / Г. Г. Литвинский. — Донецк : Норд-Пресс, 2008. — 207 с.
10. Тимошенко, С. П. Теория упругости [Текст] / С. П. Тимошенко, Дж. Гудьер. — М. : Наука, 1975. — 576 с.
11. Латышев, О. Г. Разрушение горных пород [Текст] / О. Г. Латышев. — М. : Теплотехник, 2007. — 672 с.
12. Литвинский, Г. Г. Основы горной геомеханики Т.1. [Текст] / Г. Г. Литвинский // Механические свойства горных пород и массивов. — Алчевск : ДонГТУ, 2012. — 312 с.

© Литвинский Г. Г.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. ГЭМО ДонГТУ Корнеевым С. В.,
д.т.н., проф., зав. каф. СПСиШ ДонГТУ Борщевским С. В.**

Статья поступила в редакцию 01.12.17.

проф. Литвинський Г. Г. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

ОСНОВИ ТЕОРІЇ РІЗАННЯ І РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Технології видобутку сировинних ресурсів і освоєння підземного простору базуються на механічному руйнуванні гірських порід ріжучо-сколюючим інструментом. Однак визначення параметрів руйнування досі виробляють за допомогою емпіричних співвідношень, оскільки немає замкнутої і повноцінної теорії різання і руйнування (ТРР) гірських порід. В даній роботі запропоновано основи такої теорії, яка базується на описі заглиблення клину в масив з урахуванням законів його взаємодії з породою і співвідношень аналітичної теорії міцності. В результаті отримано теоретично обґрунтовані базові параметри руйнування порід клиновим інструментом: необхідне зусилля, глибина заглиблення клину, кути і об'єм воронки відколу в залежності від міцнісних властивостей порід і геометрії клину. Надано аналіз отриманих теоретичних формул, сформульовано задачі подальших досліджень.

Ключові слова: теорія різання, гірські породи, розрахункова схема, математична модель, геометрія клину, баланс сил, руйнування відколом, поверхня зсуву, критерій руйнування, воронка відколу, глибина заглиблення.

Prof. Litvinsky G. G. (DSTU, Alchevsk, LPR)

THE THEORY FUNDAMENTALS OF ROCK CUTTING

Production of raw materials and the development of underground space are based on the mechanical destruction of rocks with the cutting and shearing tool. However, the definition of destruction parameters is still produced using empirical relationships as there is not a closed and comprehensive theory of cutting and breaking (TCB) of the rocks. In this work, the proposed framework of such a theory, which is based on the description of the wedge immersion into the rock massive according to the laws of its interaction with the rocks and ratios of the analytical strength theory. As a result of theoretical investigations, basic parameters are grounded for failure rocks by wedge tool: the required force and the immersion depth of the wedge, angles and volume of the chip crater depending on the strength properties of rocks and the geometry of the wedge. The analysis of the theoretical formulas is given, the problems for further research are stated.

Key words: theory of cutting, rocks, design scheme, mathematical model, geometry of the wedge, balance of forces, chip destruction, surface of shear, failure criterion, funnel of chipped, depth of penetration.

УДК 622.235.5

*к.т.н. Шульгин П. Н.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)*

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЧИСЛЕННЫХ МЕТОДОВ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА

Рассмотрены методы моделирования взрывных процессов, обосновано применение метода электрогидродинамических аналогий для моделирования взрыва, приведен программный комплекс, позволяющий упростить решение задач моделирования методом конечных элементов.

Ключевые слова: взрыв, моделирование, аналогии, численные методы, геометрические модели, эквипотенциальные линии.

Большую роль при добыче полезных ископаемых играют взрывные работы. Однако до сих пор расчет параметров взрывных работ производится по эмпирическим формулам, полученным на основе обобщения практического опыта. Непрерывное увеличение масштабов взрывных работ и возникающие новые задачи взрывной отбойки (получение определенной кусковатости отбиваемой горной массы, выброс в требуемом направлении, расчет сложных схем расположения зарядов) требуют более глубокого изучения процесса действия взрыва в твердой среде и создания единой теории разрушения горных пород взрывом.

Решать обычными математическими методами практические задачи взрывного дела с учетом всех факторов, сопровождающих явления взрыва, нецелесообразно, поскольку это приводит к чрезвычайно сложным математическим выражениям, непригодным для практического использования. Опыт показывает, что на практике чаще всего приходится сталкиваться с вопросами влияния формы, размеров, взаимного расположения зарядов и свободных поверхностей на результат действия взрыва. Теория прежде всего должна указать метод решения задач, связанных с определением приведенных геометрических факторов.

Точный расчет действия взрыва на твердую среду – исключительно сложная задача. Поэтому для решения практических вопросов взрывного дела следует использо-

вать подходящую упрощенную модель, которая позволяет использовать основные факторы, определяющие рассматриваемые процессы, и дает возможность находить интересующий результат путем применения законов классической механики [1].

Конечный результат дробления породы зависит от свойств применяемых взрывчатых веществ, скорости их детонации, механической прочности породы, а также от других не менее важных факторов.

При решении задачи моделирования взрыва необходимо соблюдать все условия подобия между реальными процессами и процессами, протекающими в лабораторной модели.

При взрыве происходит крайне быстрое химическое превращение взрывчатого вещества с выделением тепла и образованием нагретых сжатых газов, которые, расширяясь, производят механическую работу. Следовательно, основной характеристикой взрыва должно быть общее количество выделившейся энергии Q .

Современными точными методами измерения можно весьма детально изучить процесс передачи энергии от взрывных газов окружающей среде. Фактически такая передача происходит благодаря образованию в массиве ударной волны, которая распространяется в твердой среде с очень большой скоростью, вследствие последовательного сжатия встречающихся на ее пути слоев породы. Если при этом деформация среды не выходит за пределы

упругости, то скорость W распространения такой волны выражается формулой:

$$W = \sqrt{\frac{E}{\rho}}, \quad (1)$$

где E — модуль упругости среды;

ρ — плотность среды.

Газы совершают механическую работу, равную выделившейся при этом взрыве энергии Q . Если бы эта работа совершалась в течение конечного промежутка времени, то газы за это время увеличили бы свой объем на некоторую величину ΔV . По этим значениям можно вычислить среднее расчетное давление газов:

$$\rho = \frac{Q}{\Delta V}. \quad (2)$$

Но вследствие мгновенности передачи энергии величину ΔV следует считать бесконечно малой. В таком случае расчетное давление газов должно быть принято бесконечно большим. Механическое действие кратковременных сил выражается произведением их значений на время действия, т. е. удельным импульсом:

$$s = \rho \cdot \Delta t. \quad (3)$$

Исследование процесса передачи энергии взрыва окружающей среде сводится к определению состояния идеальной несжимаемой жидкости, когда в ней в момент взрыва действует удельный импульс s , величина которого в разных точках жидкости будет разной и является некоторой функцией координат x , y , z рассматриваемой точки среды.

На основании второго закона Ньютона действие импульса вызывает образование количества движения, равного произведению массы части среды на вектор скорости, определяемого компонентами u , v , w , которые равны соответственно:

$$u = -\frac{\partial}{\partial x} \left(\frac{s}{\rho} \right); v = -\frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{s}{\rho} \right); w = -\frac{\partial}{\partial z} \left(\frac{s}{\rho} \right). \quad (4)$$

Поле образующихся скоростей имеет свой потенциал φ :

$$\varphi = \frac{s}{\rho}. \quad (5)$$

Составляющие вектора скоростей находят из выражений:

$$u = -\frac{\partial \varphi}{\partial x}; v = -\frac{\partial \varphi}{\partial y}; w = -\frac{\partial \varphi}{\partial z}. \quad (6)$$

На бесконечно большом расстоянии от центра взрыва действие его должно быть бесконечно малым. Следовательно, $s = 0$ и $\varphi = 0$.

Полагают, что на поверхности раздела заряда и среды удельный импульс и потенциал скорости постоянны по всей поверхности заряда, т. е. $\varphi = \text{const}$.

В расчетной модели среда рассматривается как несжимаемая жидкость, для которой условие неразрывности движения среды имеет вид:

$$\frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial v}{\partial y} + \frac{\partial w}{\partial z} = 0. \quad (7)$$

После подстановки в уравнение (7) компонентов скорости (6) получено:

$$\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 v}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 w}{\partial z^2} = 0. \quad (8)$$

Таким образом, потенциал скорости удовлетворяет уравнению Лапласа, что позволяет использовать для его решения различного вида электрические модели.

При этом поле скоростей должно удовлетворять еще одному условию: полная кинетическая энергия среды должна быть равна энергии взрыва Q .

Приняв допущение, что среда является однородной, а ее поведение после взрыва достаточно удовлетворительно характеризуется уравнениями гидродинамики [2], получим простую модель действия взрыва, которую можно смоделировать методом электрогидродинамических аналогий (ЭГДА), основанном на аналогии между

стационарным движением электрического тока в проводящей среде и процессами, протекающими при разрушении пород взрывом, заключающейся в том, что оба эти явления описываются одинаковыми дифференциальными уравнениями [3].

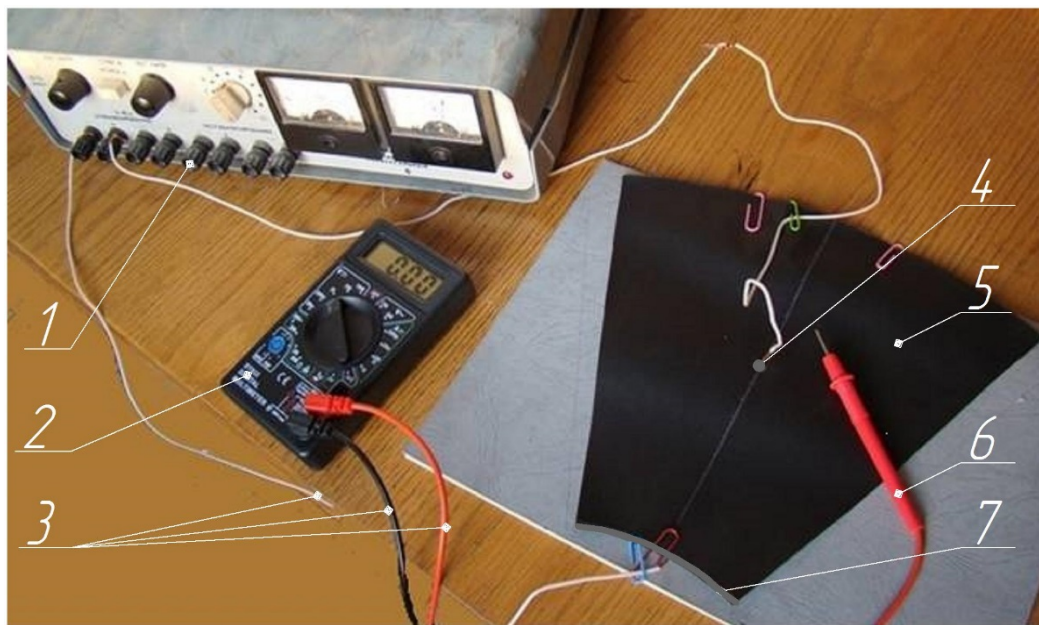
Метод ЭГДА был предложен академиком Н. Н. Павловским в 1922 г. [4] для решения гидротехнических задач и в настоящее время широко используется при исследованиях в различных областях физики, механики, гидротехники и др.

Метод ЭГДА как способ решения дифференциальных уравнений получил большое распространение вследствие простоты осуществления, наглядности и достаточной точности получаемых результатов. Это один из наиболее распространенных методов электрического моделирования.

Для осуществления метода ЭГДА применяют различные электропроводные материалы: станиоль, электролиты жидкие и желеобразные (на агар-агаре), смесь мраморной крошки с графитом, электропроводные лаки и краски, электропроводный картон и бума-

гу и др. Наиболее распространенными материалами в настоящее время являются электролиты и электропроводная бумага (ЭПБ).

Сущность метода ЭГДА с применением ЭПБ заключается в аналогии между стационарным движением электрического тока в проводящей среде и распределением взрывных волн. В качестве электропроводящей среды применялась электропроводная бумага [1, 2]. Идея опыта заключалась в изготовлении конкретной модели заданного масштаба (имитирующей массив горной породы) с нанесенными на нее токопроводящими линиями, имитирующими заряд ВВ и открытую поверхность (рис. 1). Методика проведения экспериментов сводилась к определению местоположения точек с одинаковыми значениями приведенного электрического потенциала путем измерения напряжения на поверхности модели. Соединяя указанные точки плавными кривыми, получали эквипотенциальные линии, которые являются аналогами соответствующих параметров в натуре.



1 — блок питания; 2 — цифровой вольтметр; 3 — соединительные провода; 4 — заряд ВВ; 5 — лист электропроводной бумаги; 6 — щуп; 7 — электропроводная шина

Рисунок 1 Установка ЭГДА

Для установления взаимосвязи между полем скоростей и процессами разрушения модель абсолютно несжимаемой среды не пригодна, поэтому мы будем рассматривать среду, которая в процессе взрывного нагружения изменяет свои свойства. Такой подход к выбору модели среды вполне закономерен. Принятые допущения позволяют построить простую модель действия взрыва, при котором поведение среды после него характеризуется уравнениями гидродинамики, в частности, потенциал начальной скорости описывается уравнением Лапласа:

$$\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 v}{\partial y^2} = 0; \Delta \varphi = 0. \quad (9)$$

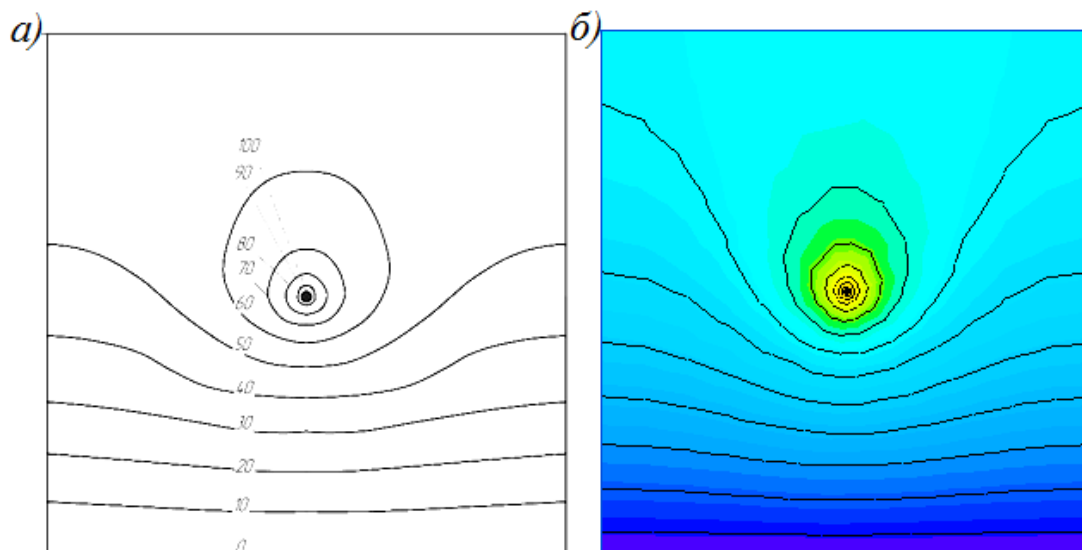
По величине потенциала скорости можно найти в каждой точке среды величину вектора скорости, определяющего на единицу массы начальный запас кинетической энергии, полученный средой под действием взрыва. Таким образом, математически нахождение начального поля скоростей сводится к решению дифференциального уравнения в частных производных второго порядка, однако аналитическое решение уравнения Лапласа сложно и трудоемко.

Метод ЭГДА дает возможность заменить определение потенциала скорости путем аналитического решения уравнения Лапласа непосредственным измерением электрического потенциала на модели.

Однако приведенный метод, несмотря на свои достоинства, также обладает рядом недостатков, среди которых: трудоемкость изготовления модели, длительность снятия показаний и обработки опытных данных.

Для упрощения проведения моделирования был использован многофункциональный комплекс программ для инженерного моделирования электромагнитных, тепловых и механических задач методом конечных элементов ELCUT® 6.3 [5], лишенный перечисленных недостатков.

Автоматическая система программы позволяет создать геометрическую модель, просмотреть результаты поведения модели в заданных условиях, а также получить результаты расчета в различных формах представления: линии поля, цветные карты (рис. 2), графики различных величин вдоль произвольных контуров и пр. Без больших усилий позволяет вычислять различные интегральные величины на заданных линиях, поверхностях или объемах.



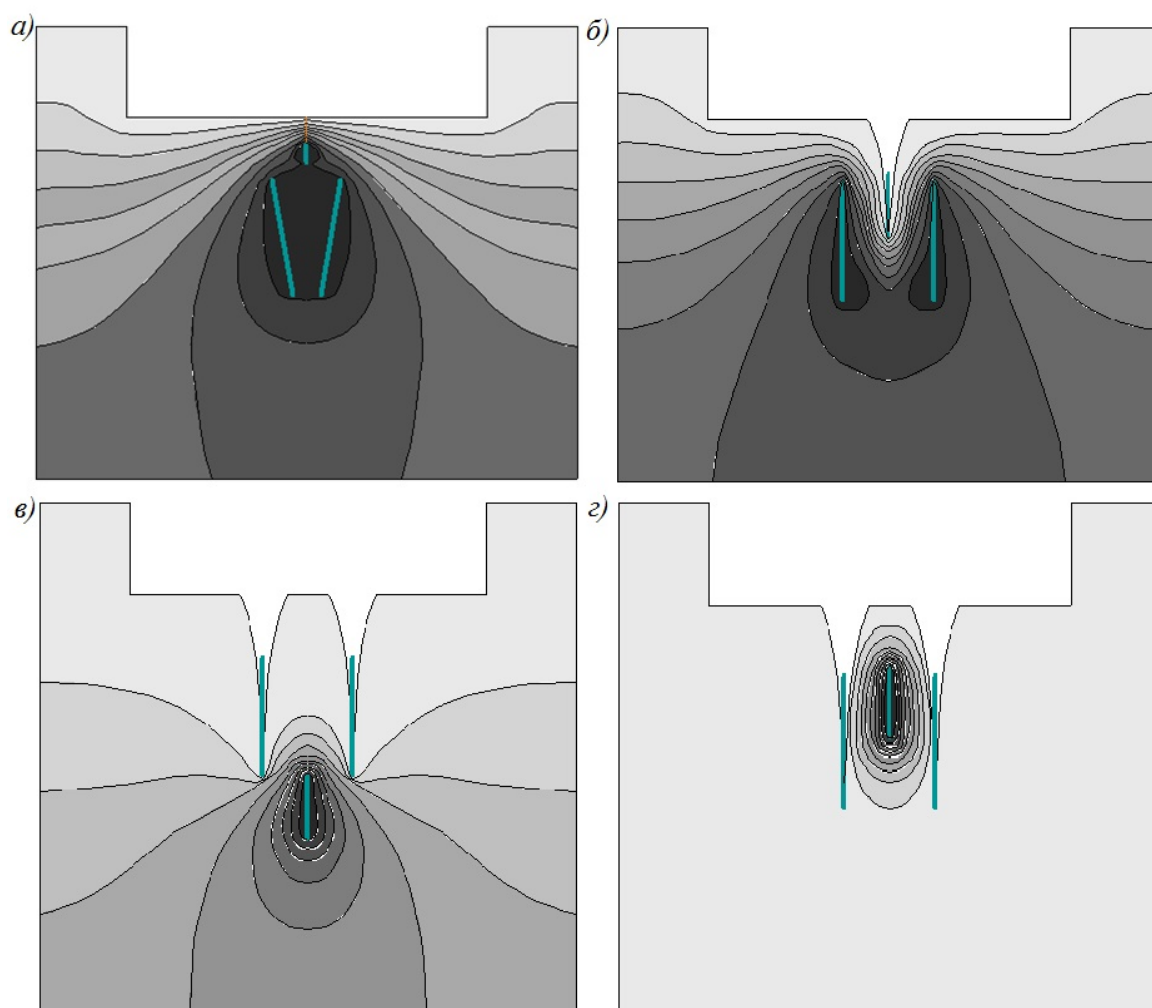
а) распределение напряжений, полученное при помощи моделирования на электропроводной бумаге; б) данные полученные при использовании программного комплекса ELCUT® 6.3

Рисунок 2 Построение эквипотенциальных линий на прямолинейном контуре

Применение программного комплекса ELCUT[®] 6.3 позволяет получать распределение энергии при взрыве, учитывая любые геометрические параметры модели, различное количество одновременно взрывающихся зарядов и другие параметры.

Исследуемая модель представляла собой взрыв цилиндрических зарядов по оси заряда. Для моделирования действия взрыва были проанализированы наиболее распространенные типы врубов (конический и призматический). В первой серии экспериментов моделировали конический

вруб, а затем различные варианты призматического вруба: с детонацией короткого центрального заряда в первую очередь и детонацией зарядов по окружности во вторую очередь; с детонацией зарядов по окружности в первую очередь и детонацией центрального удлиненного заряда во вторую очередь; с детонацией зарядов по окружности в первую очередь и детонацией центрального короткого заряда во вторую очередь. Результаты моделирования приведены на рисунке 3.



а) при коническом врубе; б) при детонации короткого центрального заряда в первую очередь и детонации зарядов по окружности во вторую очередь; в) при детонации зарядов по окружности в первую очередь и детонации центрального удлиненного заряда во вторую очередь; г) при детонации зарядов по окружности в первую очередь и детонации центрального короткого заряда во вторую очередь

Рисунок 3 Распределение напряжений, полученных при моделировании

Проведенные исследования показали, что:

– при проведении моделирования необходимо использовать упрощенную модель действия взрыва в массиве горных пород, которая дает возможность получить результат и учесть основные влияющие факторы;

– в качестве одного из способов решения дифференциальных уравнений можно применять метод ЭГДА, основанный

на аналогии между стационарным движением электрического тока в проводящей среде и процессами, протекающими при разрушении пород взрывом;

– применение программных комплексов для моделирования полей методом конечных элементов (типа ELCUT® 6.3) позволяет получить достоверные результаты с меньшими затратами по сравнению с методами непосредственного физического моделирования.

Библиографический список

1. Насонов, И. Д. Моделирование физических процессов в горном деле [Текст] / И. Д. Насонов, В. И. Ресин. — М. : Изд-во Академии горных наук, 1999. — 343 с.
2. Власов, О. Е. Основы расчета дробления горных пород взрывом [Текст] / О. Е. Власов, С. А. Смирнов. — М. : Изд-во АН СССР, 1962. — 104 с.
3. Тетельбаум, И. М. Электрическое моделирование [Текст] / И. М. Тетельбаум. — М. : Физматиздат, 1959. — 320 с.
4. Павловский, Н. Н. Теория движения грунтовых вод под гидротехническими сооружениями и ее основные приложения (1922 г.) : собр. соч. 2-х т. Т. 2 [Текст] / Н. Н. Павловский. — М. : Изд-во АН СССР, 1956. — 352 с.
5. ELCUT® 6.3 Моделирование электромагнитных, тепловых и упругих полей методом конечных элементов: руководство пользователя. — ООО «Тор», Санкт-Петербург, 2017 — 296 с.

© Шульгин П. Н.

Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. СГ ДонГТУ Литвинским Г. Г., д.т.н., проф., зав. каф. СЗПСИГ ДонНТУ Борщевским С. В.

Статья поступила в редакцию 29.11.17.

к.т.н. Шульгин П. М. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

ВИКОРИСТАННЯ ЧИСЕЛЬНИХ МЕТОДІВ ДЛЯ МОДЕЛЮВАННЯ ДІЇ ВИБУХУ

Розглянуто методи моделювання вибухових процесів, обґрунтовано застосування методу електрогідродинамічних аналогій для моделювання вибуху, наведено програмний комплекс, що дозволяє спростити рішення задач моделювання методом кінцевих елементів.

Ключові слова: вибух, моделювання, аналогії, чисельні методи, геометричні моделі, еквіпотенціальні лінії.

Ph.D. Shulgin P. N. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

USING NUMERICAL METHODS FOR SIMULATION THE EXPLOSIVE ACTION

The methods of modeling explosive processes are considered, the application of the method of electrohydrodynamic analogies for modeling the explosion is justified, the software complex allowing to simplify the solution of modeling problems by the finite element method is given.

Key words: explosion, modeling, analogies, numerical methods, geometric models, equipotential lines.

УДК 622.831.322:635

Радченко А. Г., Савченко А. В.
(РАНИМИ, г. Донецк, ДНР),
Радченко А. А.
(ДонНАСА, г. Макеевка, ДНР),
Салий С. Г., Николаев Д. Ю.
(РАНИМИ, г. Донецк, ДНР)

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ПРИРОДНОЙ ГАЗОНОСНОСТИ УГЛЕЙ ДОНБАССА С РОСТОМ ГЛУБИНЫ РАЗРАБОТКИ

В статье рассмотрены основные закономерности изменения природной газоносности углей Донбасса в зависимости от их марочного состава и глубины.

Ключевые слова: природная газоносность, угольные пласты, марочный состав углей, весовой выход летучих веществ, глубина разработки, волнообразное изменение.

В работе [1] приведено мнение, высказанное академиком А. А. Скочинским, о том, что три фактора в совокупности определяют выбросоопасность угольных пластов: 1) физико-механические свойства угля — ФМС; 2) газоносность пласта — X_{np} , m^3/m г. м.; 3) напряженное состояние пласта σ , МПа. Данное утверждение можно записать в неявном виде как:

$$B = f(\text{ФМС}, X_{np}, \sigma). \quad (1)$$

В работе [2] Мурашов В. И. указывает, что запасы энергии горного массива (W_0) можно характеризовать следующими ее составляющими:

$$W_0 = W_{nop} + W_{yz} + W_{gaz}, \quad (2)$$

где W_{nop} — запасы упругой потенциальной энергии вмещающих пород; W_{yz} — запасы упругой потенциальной энергии угольного массива; W_{gaz} — запасы потенциальной энергии заключенного в угле газа. Из формулы (2) видно, что в формировании выбросоопасности угольных пластов важная роль отводится газу. Отсюда следует необходимость исследования изменения газоносности углей по площадям, в ряду метаморфизма и с глубиной.

Основными факторами, определяющими газоносность угольных пластов, являются: степень метаморфизма углей, глубина разработки, степень тектонической

нарушенности горного массива и гидро-геологические условия [3]. Под действием происходивших тектонических процессов в горном массиве сформировались участки с различной степенью неоднородности, изменчивости, напряженного состояния, трещиноватости, газопроницаемости и газоносности. Это привело к перераспределению и локализации газов в угольных пластах и вмещающих их породах. Знание основных закономерностей распределения газоносности в угольных пластах позволяет осуществлять наиболее точные и достоверные горно-геологические прогнозы для конкретных участков отработки пластов. Объективный горно-геологический прогноз позволяет шахтным службам вентиляции, дегазации и участкам УПР по ТБ правильно и своевременно осуществлять мероприятия по обеспечению безопасных условий труда в угольных шахтах.

Исследованию газоносности угленосных толщ посвящены работы Айруни А. Т., Боброва А. И., Бочкарева А. В., Вассоевича Н. Б., Вольповой Л. С., Косенко Б. М., Лидина Г. Д., Малышева Ю. Н., Печука И. М., Петросяна А. Э., Саранчука В. И., Скочинского А. А., Трубецкого К. И., Эттингера И. Л. и многих других. Анализ литературы выявил отсутствие единого мнения о характере изменения

природной газоносности X_{np} в ряду метаморфизма углей и с глубиной.

Поэтому целью данной работы является установление основных закономерностей распределения природной газоносности в углях Донбасса в ряду метаморфизма и с глубиной.

В работе [4] приведено распределение природной газоносности X_{np} в ряду метаморфизма углей юго-западной части Донбасса (рис. 1). Максимум X_{np} приходится на значения весового выхода летучих веществ $V_{daf} = 9\%$.

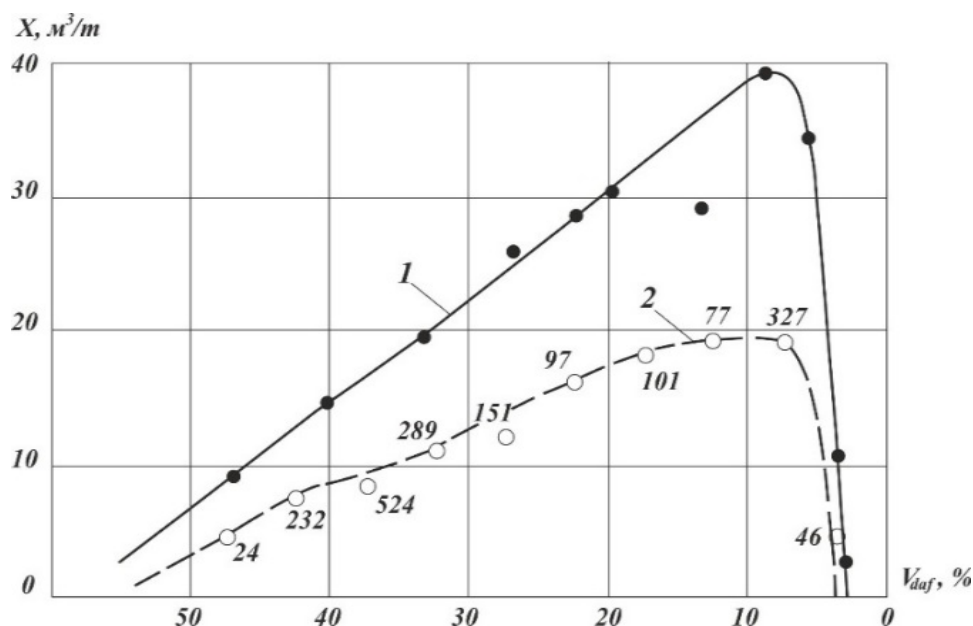


Рисунок 1 Кривые метаноносности углей юго-западной части Донбасса по данным [4]:
1 — кривая максимальной метаноносности; 2 — кривая средней метаноносности
(цифрами указано количество определений)

На рисунке 1 кривая максимальной метаноносности 1 в диапазоне $V_{daf} = 53\text{--}10\%$ показана прямой линией, что, по нашему мнению, вызывает сомнения и требует дополнительных исследований; кривая же средней метаноносности 2 отклоняется от прямой. Следует подчеркнуть, что в дальнейшем в работе [5] кривая максимальной метаноносности угольных пластов 1 была применена для углей всего Донбасса без аргументации и доказательств. По нашему мнению, в данном случае авторами работы [5] была допущена методологическая неточность. Многие исследователи указывают на неравномерность распределения X_{np} в угольных пластах [6]. Неравномерное распределение X_{np} в углях обусловлено многоциклическим воздействием тектонических процессов на угольные пласты. Тектониче-

ские процессы привели к неравномерному распределению интенсивности трещиноватости, нарушенности пластов, к неравномерному распределению минеральных примесей, зольности, влаги и газопроницаемости в углях. В работе [6] указывается, что современное распределение газов в угольных пластах Донбасса весьма неравномерно и зависит от характера геологической структуры, разрывных нарушений, литологического состава пород, мощности покровных отложений, условий циркуляции подземных вод и т. д.

Авторами работ [4, 5] изменение X_{np} трактовалось с позиций физико-механической модели угольного пласта. Следует подчеркнуть, что Саранчук В. И., Айруни А. Т. и Ковалев К. Е. в своей работе [7] рассмотрели структурно-химическую

модель угольного вещества. В работе [7] был выполнен краткий анализ условий проявления выбросоопасности углей Донбасса в ряду метаморфизма уже с позиций структурно-химической модели. Указанная модель [7] показала свою высокую эффективность при исследовании процессов углефикации. Из работы [7] следует: а) процессы углефикации происходили нелинейно и характеризуются скачками; б) количество летучих продуктов, выделившихся на разных стадиях углефикации, характеризуется волнообразной синусоидальной затухающей кривой с четырьмя убывающими максимумами (см. рис. 2).

Угли различных марок имели разные палеоглубины погружения, различную убыль кислорода и различный процент выделив-

шихся летучих продуктов. На основании ключевых положений работы [7] и обобщения данных экспериментальных геофизических измерений, выполненных в пределах горного отвода шахты «Суходольская Восточная», нами было сделано следующее предположение: в связи с неоднородностью строения горного массива и скачками углефикации распределение X_{np} в ряду метаморфизма и с глубиной должно иметь нелинейный, волнообразный характер. Для проверки этого предположения были проанализированы данные работ [4, 8].

Прежде всего, нами были проанализированы максимальные значения природной метаноносности каменных углей и антрацитов Донбасса согласно данным, приведенным в работе Косенко Б. М. [4] (см. табл. 1).

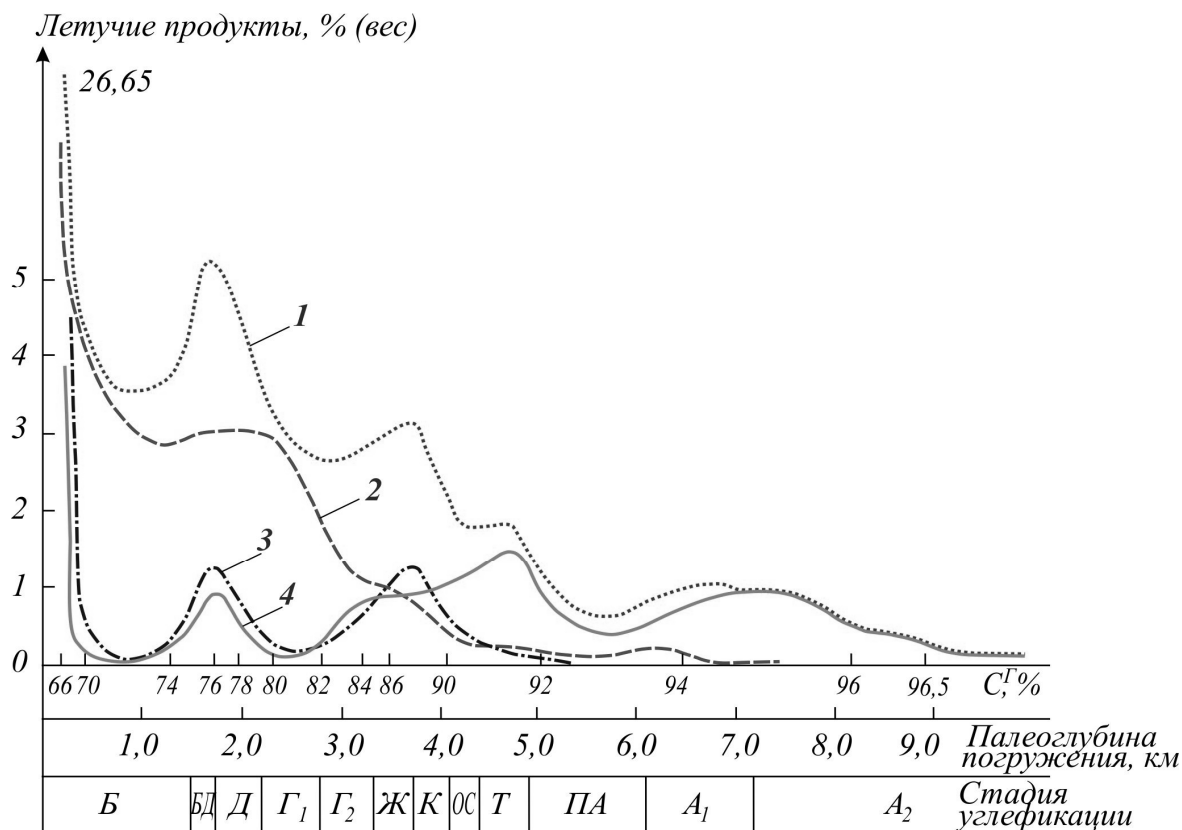


Рисунок 2 Количество летучих продуктов, выделившихся на разных этапах углефикации, в % на органическое вещество конца торфяной стадии ($C = 58,97 \%$):

1 — сумма летучих продуктов углефикации, в %; 2 — CO₂; 3 — H₂O; 4 — CH₄; по данным [7]

Таблица 1

Максимальные значения природной метаносности каменных углей и антрацитов Донбасса
 X_{np} , м³/т с. б. м. согласно данным работы Косенко Б. М. [4]

Глубина, м	Выход летучих веществ, V^{daf} , %								a_{cp}	σ	$K_{вар}$, %
	5	10	15	20	25	30	35	40			
400	32,5	22,9	13,7	15,7	10,6	13,2	13,1	7,9	16,2	7,89	48,7
500	31,2	32,1	18,8	13,2	16,8	16,2	14,6	8,0	18,8	8,51	45,1
600	34,4	25,0	21,9	13,5	22,4	18,5	14,7	13,0	20,4	7,19	35,2
700	39,1	22,0	21,0	13,8	26,3	15,2	13,2	11,3	20,2	9,20	45,4
800	34,2	19,8	23,8	22,7	2,8	17,9	19,4	4,3	20,6	8,28	40,2
900	37,9	20,7	30,1	28,7	16,8	15,7	15,9	11,3	22,1	9,13	41,3
1000	28,7	22,7	21,0	23,3	16,4	13,3	21,0	8,6	19,4	6,33	32,7
1100	21,3	18,8	21,2	26,1	13,0	19,6	12,5	11,3	18,0	5,21	28,9
a_{cp}	32,4	23,0	21,4	19,6	18,1	16,2	15,6	15,4			
σ	5,62	4,16	4,60	6,27	5,30	2,34	3,10	2,79			
$K_{вар}$, %	17,3	18,1	21,5	32,0	29,3	14,4	19,9	29,7			

В таблице 1 приняты следующие обозначения:

32,5 — максимальные значения X_{np} в ряду метаморфизма (т. е. по горизонтали);

a_{cp} — среднее арифметическое; σ — среднее квадратическое отклонение (стандарт);

$K_{вар}$ — коэффициент вариации, %.

Анализ данных таблицы 1 показал, что в ряду метаморфизма и с глубиной наблюдаются волнообразные изменения X_{np} с двумя-тремя максимумами как по горизонтали (в ряду метаморфизма углей), так и по вертикали (изменение с глубиной). Так, например, на горизонте 400 м коэффициент вариации природной газоносности X_{np} в ряду метаморфизма составил $K_{вар} = 48,7\%$; на горизонте 700 м $K_{вар} = 45,4\%$; а на горизонте 900 м $K_{вар} = 41,3\%$; т. е. наблюдаются три максимума $K_{вар}$ в диапазоне $H = 400\text{--}1100$ м. На глубинах свыше 900 м наблюдается

снижение значений $K_{вар}$, т. е. значения X_{np} распределены более равномерно. Наибольшая изменчивость величин X_{np} по вертикали (с глубиной) наблюдается для марок углей с $V^{daf} = 20\%$ ($K_{вар} = 32,0\%$) и $V^{daf} = 40\%$ ($K_{вар} = 29,7\%$).

На рисунке 3 приведены графики изменения X_{np} с глубиной для углей с различными значениями V^{daf} от 45 до 5 %. Аналогичные результаты о неравномерном распределении X_{np} по площадям и с глубиной получены также по данным работ [3, 9].

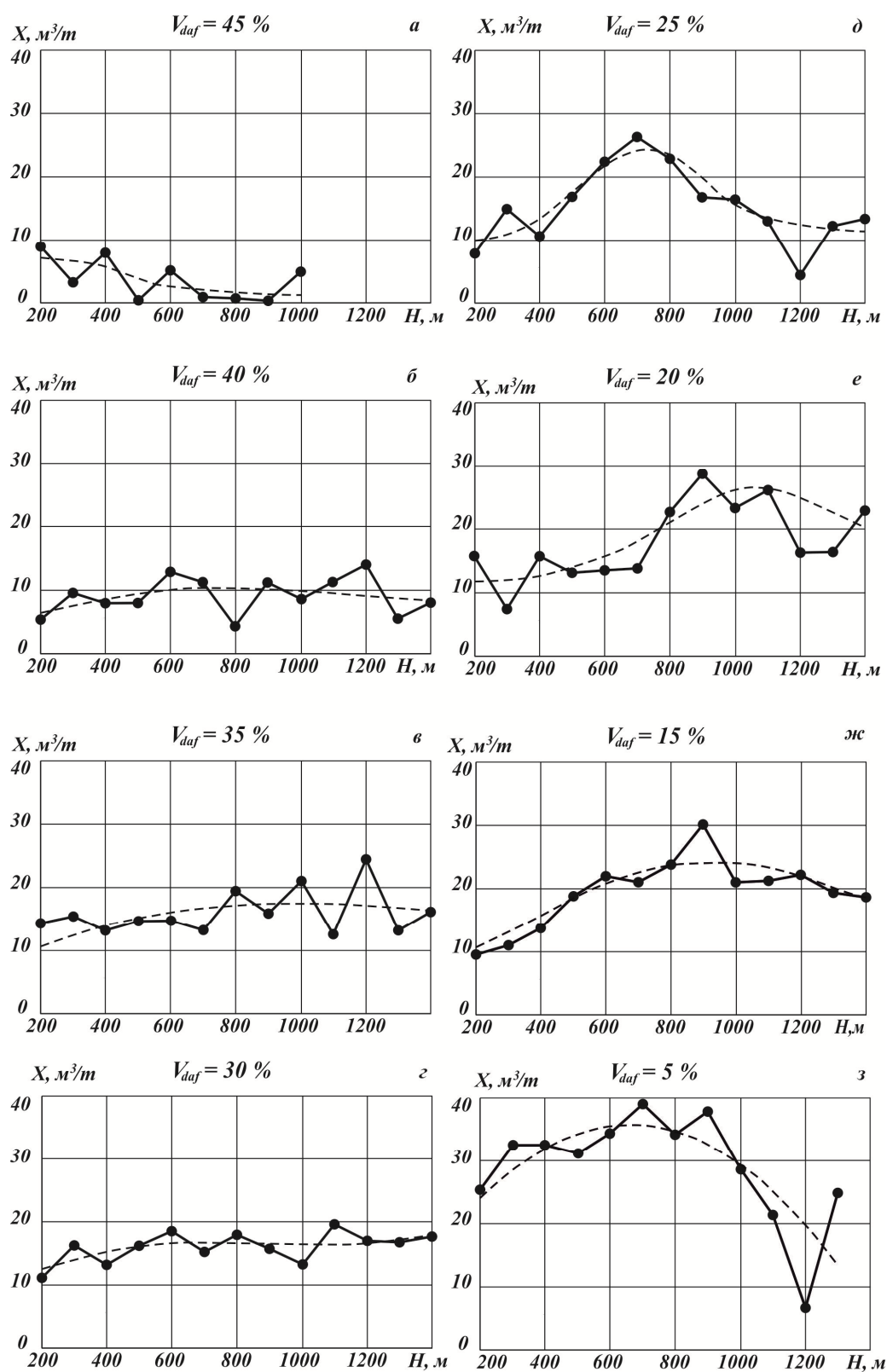


Рисунок 3 Графики изменения природной газоносности X_{np} с глубиной для углей с $V_{daf} = 45\text{--}5 \%$

По данным работы [4] были построены графики изменения природной метаноносности

углей X_{np} в ряду метаморфизма в интервале глубин $H = 500\text{--}1000$ м (см. рис. 4).

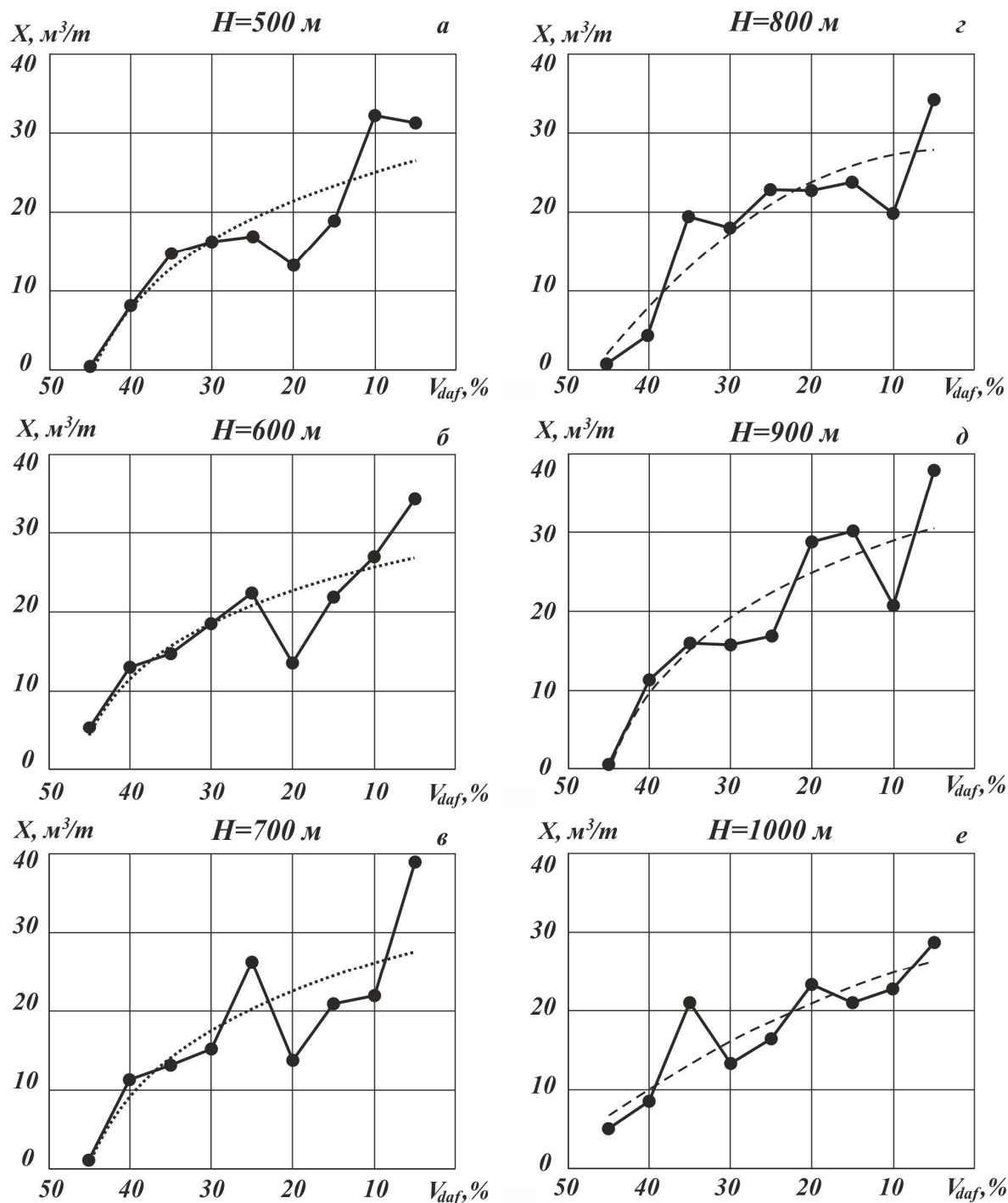


Рисунок 4 Графики изменения природной метаноносности углей X_{np} в ряду метаморфизма в интервале глубин $H = 500\text{--}1000$ м.

Из таблицы 1 и рисунков 3 и 4 следует, что изменение природной метаноносности углей X_{np} в ряду метаморфизма в интервале глубин $H = 500\text{--}1000$ м носит нелинейный, волнообразный характер.

Из рисунка 4 следует, что с ростом степени метаморфизма природная метаноносность углей волнообразно возрастает. А при значениях весового выхода летучих веществ $V^{daf} < 5\%$ происходит снижение природной газоносности X_{np} до минимальных значений (см. рис. 3, з).

По Донбассу нами был выполнен статистический анализ внезапных выбросов угля и газа, произошедших за период 1946–2006 гг. Всего было проанализировано 2442 внезапных выброса. Основные результаты анализа приведены в таблице 2.

Таблица 2

Количество внезапных выбросов угля и газа по группам метаморфизма за период 1946–2006 гг.

Залега- ние плас- тов	$V^{daf} > 29\%$	$V^{daf} 29 \div 25,1\%$	$V^{daf} 25 \div 18,1\%$	$V^{daf} 18 \div 13,1\%$	$V^{daf} 13 \div 9,1\%$	$V^{daf} \leq 9,0\%$
Поло- гое	161	30	172	655	20	214
Крутое, накло- нное	164	62	332	335	222	75

Из таблицы 2 следует, что максимальное количество внезапных выбросов на пологом падении, а также на пластах наклонного и крутого падений зафиксировано в диапазоне $V^{daf} = 18,0 \div 13,1\%$ или $C^{daf} = 90 \div 93\%$.

Необходимо особо подчеркнуть, что вышеуказанные максимумы внезапных выбросов угля и газа совпадают: а) с отдельными максимумами природной метаноносности углей X_{np} в интервале глубин $H=800\text{--}1000$ м (см. рис. 4, г; 4, д); б) с максимумом значений выделившегося при углефикации метана (CH_4) в диапазоне значений $C^{daf} = 90 \div 92\%$, (см. рис. 2, кривая 4). Таким образом, установлена взаимосвязь и

взаимообусловленность следующих последовательно происходящих нелинейных процессов, скачкообразных превращений, изменений, преобразований угольного вещества: процессы углеобразования \rightarrow генерация и выделение летучих веществ, метана в процессе углефикации \rightarrow структурно-химические превращения и преобразования \rightarrow изменения физико-механических свойств \rightarrow изменения газо-кинетических свойств углей \rightarrow формирование и изменение газоносности по площадям, в ряду метаморфизма и с глубиной \rightarrow формирование и проявление внезапных выбросов угля и газа по площадям, в ряду метаморфизма и с глубиной. Более подробно взаимосвязь структурно-химических превращений с изменениями физико-механических свойств углей в ряду метаморфизма и их выбросоопасностью рассмотрена в работе [8].

Обобщение опыта ведения горных работ на шахтах Донбасса в сложных горно-геологических условиях, выполненное в работе [3], указывает на необходимость разработки рекомендаций по определению оптимальных длин скважин, предназначенных для ведения текущего прогноза выбросоопасности угольных пластов по начальной скорости газовыделения из шпуров g_n и контроля эффективности применяемых противовыбросных мероприятий по динамике g_n . С этой целью был выполнен анализ глубин полостей произошедших внезапных выбросов угля и газа в Донбассе. В работе [3] указывается на локальность выбросоопасности и приведены примеры, что на глубинах разработки свыше 600 м длина полостей выбросов в глубину угольного массива в ряде случаев составляет 11,0–33,0 м. Согласно нормативным документам [10], в настоящее время контроль состояния призабойной части угольного пласта осуществляется при следующих длинах шпуров (коротких скважин): а) при ведении текущего прогноза выбросоопасности угольных пластов — на расстояние 3,5 м; б) при ведении контроля эффективности применяемых противовы-

бросных мероприятий на расстояние 3,0 м. Анализ данных работы [3] показал, что при выборе оптимальных длин скважин, предназначенных для ведения текущего прогноза выбросоопасности и ведения контроля эффективности противовыбросных мероприятий, необходимо учитывать, прежде всего, следующие параметры: глубину ведения горных работ — H , м; весовой выход летучих веществ — V^{daf} , %; природную газоносность углей — $X_{пр}$, м³/т с. б. м.; крепость угля — f , у. е.; интенсивность трещиноватости углей — $I_{тр}$.

Обзор литературы показал, что на глубинах разработки свыше 600 м регистрируются следующие размеры полостей: а) при выдавливании угля — 0,60–12,0 м; б) при внезапных выбросах угля и газа — 4,0–50,0 м и более. Формирование и проявление газодинамических явлений (ГДЯ) на современных глубинах разработки угольных пластов происходит на расстояниях свыше 3,0 м от поверхности забоя. Существующие нормативные способы контроля состояния призабойной части угольного пласта [10] на глубинах разработки свыше 500–600 м во многих случаях не позволяют обнаружить зону, опасную по проявлениям ГДЯ, и нуждаются в дальнейшем совершенствовании.

С учетом неравномерного распределения газоносности в угольных пластах по площадям, на основании установленных нелинейных, волнообразных, пульсирующих изменений природной газоносности углей Донбасса в ряду метаморфизма и с глубиной, а также зафиксированных размеров полостей при выдавливании угля и при внезапных выбросах угля и газа нами сформулированы основные положения рекомендаций по оптимальным длинам скважин, которые предназначены для текущего прогноза выбросоопасности угольных пластов и ведения контроля эффективности противовыбросных мероприятий. Основные рекомендации сводятся к следующему:

1) текущий прогноз выбросоопасности угольных пластов следует проводить на глубину: а) на угрожаемых пластах — $l \geq 5,5$ –6,0 м; б) на выбросоопасных пластах — $l \geq 5,0$ –5,5 м;

2) контроль эффективности противовыбросных мероприятий необходимо вести на следующих глубинах: а) на выбросоопасных пластах — $l \geq 5,0$ –5,5 м; б) на особо выбросоопасных пластах — $l \geq 5,0$ м.

Выводы.

1. Установлены нелинейные, волнообразные, пульсирующие изменения природной газоносности углей Донбасса в ряду метаморфизма и с глубиной.

2. Показаны следующие взаимосвязи: а) скачков углефикации с изменениями природной газоносности углей $X_{пр}$ в ряду метаморфизма; б) природной газоносности углей $X_{пр}$ с их выбросоопасностью в ряду метаморфизма; в) максимумов внезапных выбросов угля и газа на пологом, а также на наклонном, крутом падениях с очередным скачком углефикации.

3. С учетом неравномерности распределения природной газоносности углей Донбасса по площадям, в ряду метаморфизма и с глубиной сформулированы следующие положения:

1) контроль за состоянием призабойной части угольных пластов должен быть непрерывным;

2) при выборе оптимальных длин скважин, предназначенных для ведения текущего прогноза выбросоопасности по g_n и ведения контроля эффективности противовыбросных мероприятий по динамике g_n , необходимо учитывать следующие параметры: глубину ведения горных работ — H , м; весовой выход летучих веществ — V^{daf} , %; природную газоносность углей — $X_{пр}$, м³/т с. б. м.; крепость угля — f , у. е.; интенсивность трещиноватости углей — $I_{тр}$.

4. Предложены оптимальные длины скважин при ведении контроля за состоя-

нием призабойной части угольных пластов: текущий прогноз выбросоопасности угольных пластов следует проводить при следующих длинах скважин: а) на угрожаемых пластах — $\ell \geq 5,5\text{--}6,0$ м; б) на выбросоопасных пластах — $\ell \geq 5,0\text{--}5,5$ м.

Контроль эффективности противовыбросных мероприятий на угрожаемых, выбросоопасных и особо выбросоопасных

пластах необходимо вести на следующих длинах скважин: $\ell \geq 5,0\text{--}5,5$ м.

5. В дальнейшем предполагается построение обобщенной модели распределения природной газоносности с применением 3D-моделирования, в которую войдут новые данные замеров природной газоносности по шахтным полям Донбасса.

Библиографический список

1. Николин, В. И. Представления (гипотеза) о природе и механизме выбросов угля, породы и газа [Текст] / В. И. Николин // В кн.: Основы теории внезапных выбросов угля, породы и газа. — М. : Недра, 1978. — С. 122–139.
2. Мурашов, В. И. Механизм развязывания внезапных выбросов угля и газа в горных выработках [Текст] / В. И. Мурашов // В кн.: Основы теории внезапных выбросов угля, породы и газа. — М. : Недра, 1978. — С. 140–161.
3. Минеев, С. П. Горные работы в сложных условиях на выбросоопасных угольных пластах: монография, [Текст] / С. П. Минеев, А. А. Рубинский, О. В. Витушко, А. Г. Радченко. — Донецк : ООО «Східний видавничий дім», 2010. — 603 с.
4. Косенко, Б. М. Изменение содержания метана и высших углеводородов в каменных углях и антрацитах Донбасса [Текст] / Б. М. Косенко // Геология угольных месторождений. — М. : 1969. — Т. 1. — С. 129–135.
5. Забигаило, В. Е. Влияние катагенеза горных пород и метаморфизма углей на их выбросоопасность [Текст] / В. Е. Забигаило, В. И. Николин. — К. : Наукова думка, 1990. — 168 с.
6. Николин, В. И. Борьба с выбросами угля и газа в шахтах [Текст] / В. И. Николин, И. И. Балинченко, А. А. Симонов. — М. : Недра, 1981. — 300 с.
7. Саранчук, В. И. Надмолекулярная организация, структура и свойства угля [Текст] / В. И. Саранчук, А. Т. Айруни, К. Е. Ковалев; отв. ред. В. А. Сапунов. — К. : Наукова думка, 1988. — 192 с.
8. Антипов, И. В. Проявление выбросоопасности углей в ряду метаморфизма [Текст] / И. В. Антипов, А. Г. Радченко, А. А. Радченко // Безопасность труда в промышленности. — М., 2015. — № 5. — С. 59–65.
9. Газоносность и ресурсы метана угольных бассейнов Украины [Текст] / А. В. Анциферов, А. А. Голубев, В. А. Канин, М. Г. Тиркель, Г. З. Задара, В. Ю. Узиюк, В. А. Анциферов, В. Г. Суярко // Геология и газоносность Западного, Юго-Западного и Южного Донбасса. — Донецк : Изд-во «Вебер», 2009. — Т. 1. — С. 261–313.
10. СОУ 10.1.00174088.011-2005. Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям. — К. : Минуглепром Украины, 2005. — 225 с.

© Радченко А. Г.
 © Савченко А. В.
 © Радченко А. А.
 © Салий С. Г.
 © Николаев Д. Ю.

Рекомендована к печати д.т.н. ОУГіТП РАНІМІ Лобковим Н. І.,
 к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТУ Леоновим А. А.

Статья поступила в редакцию 07.11.17.

Радченко О. Г., канд. геол.-мін. наук Савченко О. В. (РАНДМІ, м. Донецьк, ДНР), Радченко О. О. (ДонНАСА, м. Макіївка, ДНР), Салій С. Г., Ніколаєв Д. Ю. (РАНДМІ, м. Донецьк, ДНР)

ЗАКОНОМІРНОСТІ ЗМІНИ ПРИРОДНОЇ ГАЗОНОСНОСТІ ВУГІЛЛЯ ДОНБАСУ ІЗ ЗРОСТАННЯМ ГЛИБИНИ РОЗРОБКИ

У статті розглянуто головні закономірності зміни природної газоносності вугілля Донбасу залежно від їх марочного складу та глибини.

Ключові слова: природна газоносність, вугільні пласти, марочний склад вугілля, ваговий вихід летючих речовин, глибина розробки, хвилеподібна зміна.

Radchenko A. G., PhD in Geology and Mineralogy Savchenko A. V. (RANMI, Donetsk, DPR), Rachenko A. A. (DonNACEA, Makeyevka, DPR), Saliy S. G., Nikolaev D. Yu. (RANIMI, Donetsk, DPR)

REGULARITIES OF CHANGING THE NATURAL GAS STABILITY OF DONBASS COALS WITH INCREASING DEPTH OF DEVELOPMENT

The article considers the main regularities of changing the natural gas content of Donbass coal depending on their grade composition and depth.

Key words: natural gas content, coal seams, coal grade composition, weighted yield of volatile substances, depth of development, wave-like change.

УДК 550.884:552.87

Власов П. А.,
Шалованов О. Л.
(РАНИМИ, Донецк, ДНР)

ФАКТОРЫ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ЦИНКА И ВАНАДИЯ В УГОЛЬНОМ ПЛАСТЕ C_{10}^B БЛОКА № 1 ШАХТЫ ИМ. ГЕРОЕВ КОСМОСА

Исследованы геохимические распределения цинка и ванадия в угольном пласте C_{10}^B блока № 1 шахты им. Героев Космоса. По данным спектрального анализа угольного керна были построены геохимические карты, по которым установлен тектонический фактор накопления рассматриваемых элементов.

Ключевые слова: геохимия, цинк, ванадий, шахтное поле, спектральный анализ.

Шахта имени Героев Космоса, входящая в ОАО «Павлоградуголь», расположена в Павлоградско-Петропавловском угленосном районе Донбасса [1]. В геологическом строении поля шахты им. Героев Космоса (блок № 1) принимают участие осадочные образования палеозойского, мезозойского и кайнозойского возраста. Мезозойские отложения распространены лишь на севере блока шахты. Отложения представлены преимущественно песчаниками серыми, среднезернистыми с включениями кремниевой гальки, местами с конгломератоподобными прослойками. Мощность колеблется от 0 до 21 м. Палеозойские отложения представлены свитами нижнего карбона. Простираие пород на площади блока северо-западное, падение — северо-восточное под углом 2–5°. Промышленная угленосность приурочена к отложениям самарской свиты, заключенной между известняками C_5 и C_1 . Средняя мощность толщи между ними составляет 380 м, а между угольными пластами C_{11} и C_1 — 290 м. Для свиты C_1^3 характерны мелкая цикличность и высокая угленасыщенность. Свита составлена комплексом осадочных пород от песчаников до аргиллитов, и содержит до 50 угольных пластов и пропластков, из которых промышленное значение имеют 8 угольных пластов: C_{11} , C_{10}^B , C_9 , C_8^B , C_8^H , C_7^H , C_5 и C_1 . Пласты C_{12} , C_7^B , C_4^2 , C_4^1 , C_4^B , C_2 имеют подчиненное значение.

Суммарная мощность пластов в среднем составляет 6,21 м, коэффициент промышленной угленосности — 2,6 %. Рабочая мощность угольных пластов колеблется от 0,6 до 1,5 м при преобладающих значениях 0,8–0,9 м. Глубина залегания пластов — от 105 до 760 м. Мощность продуктивной толщи от угольного пласта C_1 к C_{11} равняется 190 м. Строение пластов преимущественно простое. Сложное строение характерно для пластов C_{11} и C_8^B , в меньшей мере — для пластов C_{10}^B и C_1 . Поле шахты контролируется тектоническими нарушениями сбросового типа (рис. 1).

Наиболее крупным тектоническим нарушением является Богдановский сброс. В пределах блока он имеет субширотное простираие с направлением по азимуту 300°, падение плоскости сместителя — северное под углом 55°. Амплитуда смещения пород изменяется от 55 до 275 м. В юго-западной части блока к нему примыкают сбросы I–IV и Диагональный сброс с амплитудой смещения 5–10 м. К западу от них прослеживается Вербский сброс. Он имеет западное простираие, южное падение сместителя и амплитуду 20–85 м. К нему примыкает сброс «А» с амплитудой 10–25 м и таким же направлением падения сместителя. В северной и северо-западной части развит Поперечный сброс с северным падением плоскости сместителя и амплитудой 25 м. К нему примыкает сброс V, который имеет южное падение плоскости

сместителя. В настоящее время разрабатываются только пласты c_{11} и c_{10}^B . Готовится к вскрытию пласт c_9 . В качестве объекта исследования авторами выбран угольный пласт c_{10}^B , так как по нему были проведены комплексные скважинные геохимические исследования и собран представительный материал. Угольный пласт c_{10}^B на участке исследований представлен одной угольной

пачкой мощностью 0,6–1,3 м. На отдельных участках аргиллит мощностью 0,0–0,2 м расклинивает угольный пласт, гипсометрия пласта волнистая, изменение угла падения от 2° до 5°. В непосредственной кровле пласта залегает аргиллит мощностью 4,25–5,35 м. В почве пласта залегает аргиллит мощностью 0,4–1,3 м, ниже — алевролит мощностью до 4,75 м.

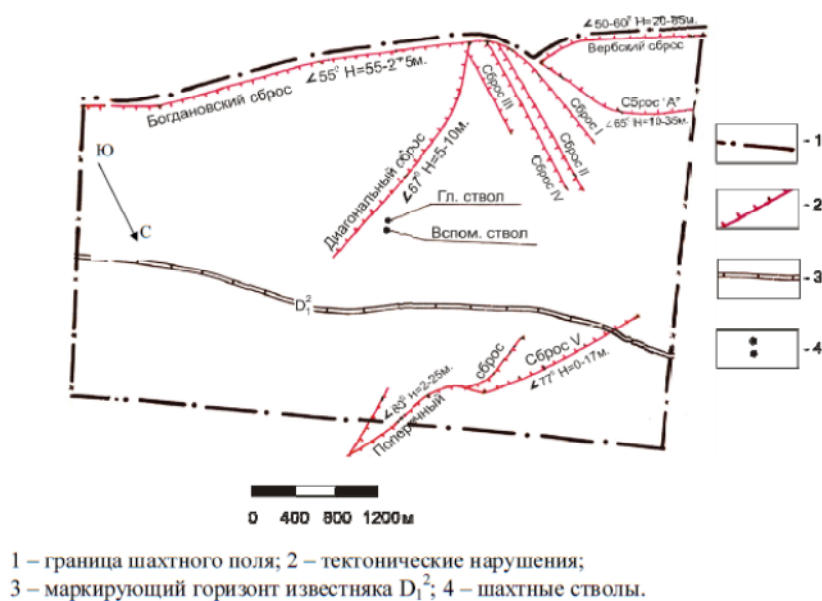


Рисунок 1 Тектоническая схема шахты им. Героев Космоса (Блок № 1)

Угольный пласт c_{10}^B вскрыт большой сетью разведочных скважин (около 250–300), в 112 скважинах был проведен спектральный полуколичественный анализ угольного керна. Скважины были пробурены в разное время, и информация по ним постепенно обновлялась. Угольный пласт перебуривался газокернаборником КА-61 с последующим спектральным анализом керна в лаборатории. При обработке полученных результатов спектрального анализа для дальнейшего исследования были выбраны 2 элемента: ванадий и цинк, содержание которых превышает их предельно допустимые концентрации (ПДК) в грунтах, а также необходимо учесть, что эти элементы являются токсичными и представляют экологическую опасность для окружающей среды (первый класс опасности). Данные,

полученные при обработке, представлены в таблице.

Таблица

Содержание ванадия, цинка, в пределах угольного пласта c_{10}^B блока № 1 шахты им. Героев Космоса

Элемент	Содержание от-до, г/т	ПДК г/т	Число проб
Ванадий	70–150	100	112
Цинк	30–140	100	112

Аномалии исследуемых элементов (V, Zn) очень тесно связаны с шахтной тектоникой. Тектонический фактор распределения изученных элементов является преобладающим в исследованном горном массиве. Объясняется это тем, что V и Zn — элементы сульфидного ряда. В рассеянном состоянии они встречаются в пирите,

халькопирите, киновари, арсенопирите, галените. К тому же Zn вместе со своим спутником Cd образует собственные минералы-сульфиды — сфалерит и вюрцит. Сульфиды, в свою очередь, имеют свойство накапливаться в зонах дробления и вдоль сместителей тектонических нарушений. Давно установлена закономерность [2, 3]: если в углях присутствует в любом количестве сера, тогда с ней обязательно будет хотя бы часть ее спутников — Zn, Pb, Cd, As, Se, Te, Hg и Sb.

Ванадий.

Ванадий является одним из первых химических элементов, накопление которых было обнаружено в связи с биогенными органическими веществами. Геохимия ванадия в зоне гипергенеза отличается разнообразием в связи с его способностью пребывать в разных степенях окисления и вследствие этого проявлять неодинаковую миграционную способность и поглощаться на разных геохимических барьерах [2, 4]. Ванадий относится к элементам первого (самого опасного) класса токсичности; токсичность его связана с действием на органы дыхания и нервную систему человека. Согласно санитарным нормам и советскому ГОСТу 1976 г. [2], установлены ПДК аэрозоля ванадия и его соединений в воздухе рабочей зоны ($1\text{--}2\text{ мг/м}^3$), соответствующие первому и второму классам опасности, а также содержания ванадия и его оксида в почвах (150 г/т) и в воде ($0,1\text{ мг/л}$). При промышленном использовании углей ванадий проявляет себя как технологически вредная и токсичная примесь. Летучесть восстановленных форм ванадия и его токсичность делают актуальным экологический аспект сжигания ванадиеносных углей. Для геохимии V ключевое значение имеет его поливалентность; подобно тому, как железо в состоянии Fe (II) и Fe (III) — это как бы два разных химических элемента, так и ванадий в трёх наиболее распространённых состояниях окисления — V (II), V (IV) и V (V) — это как бы три разных элемента [3].

Накопления ванадия в углях в основном сингенетические. В соответствии с идеей В. А. Зильберминца [5] принято считать, что каменные угли коксовых марок с повышенными содержаниями V обогатились им при торфонакоплении вследствие поступления в палеоторфяники продуктов эрозии ванадиеносных пород основного состава. Вследствие действия мощного фактора изолированного залегания угольного вещества содержания V в угольных включениях оказываются несопоставимы с таковыми в угольных пластах. Эта разница может быть связана с разной сорбционной способностью разлагающейся древесины в торфянике и в осадках почвы и кровли. Минимальная опасная концентрация V в товарном угле («порог токсичности») составляет, согласно российскому нормативу 1996 г., 100 г/т [6]. «Порог токсичности» V равен его ПДК. На рисунке 2 показано распределение ванадия в пределах угольного пласта c_{10}^B . Основные геохимические аномалии (в пределах от 100 до 150 г/т) сконцентрированы в южной и юго-западной частях пласта, в зонах влияния Богдановского, Диагонального сбросов, а также сброса «А» и Вербского сброса. Небольшие аномалии ($100\text{--}120\text{ г/т}$) расположены в северной части пласта и приурочены к Поперечному сбросу и сбросу V (см. рис. 1 и 2). Из 112 точек опробования по скважинам аномалии ванадия были выявлены в 48 % от общего числа точек.

Цинк.

Техногенный выброс Zn в атмосферу, в отличие от ряда других элементов, намного (в 23 раза) превосходит природный. Цинк либо изоморфно входит в пирит, либо образует сфалерит — в макро- или микроминеральном виде. Поскольку изоморфная ёмкость пирита к цинку ограничена (изоморфизм $\text{Fe}^{2+} \rightleftharpoons \text{Zn}^{2+}$ не может быть значительным), получается, что, если содержания Zn в пиритах составляют сотни граммов на тонну и более, то здесь образуются включения микроминеральной сфалеритовой фазы. Распределение Zn в

пределах угольного пласта конкретного месторождения сильнее всего зависит от зольности и сернистости угля; иногда удается заметить зависимость от петрографического состава угля и положения пробы в разрезе угольного пласта [2]. На рисунке 3 показано распределение цинка в пределах угольного пласта c_{10}^B . Основные геохимические аномалии в пределах от 100 до 140 г/т расположены в северной и южной частях пласта, в зонах влияния Богдановского и Диагонального сбросов, сброса «А», Поперечного сброса и сброса V (см. рис. 1 и 3). Аномалии цинка составляют 45 % от общего числа точек.

Вид зависимости «зольность – содержание Zn в угле» определяется балансом виртуальных (генетических) фракций цинка. Если доминирует цинк кластогенной золы, то зависимость в угле близка к линейной, а если существенен вклад аутигенной сорбционной фракции (имеющей модальные формы $Zn_{орг}$ и $Zn_{сульф}$), то линейная зависимость ослабевает, осложняясь сорбционным оптимумом, а для золы проявляется негативная корреляция «зольность — содержание Zn в золе» [2, 3].

Сульфофильные свойства цинка обуславливают концентрацию его в сульфидах (в основном в пирите). Вследствие существенной доли в цинконосных углях сульфидной формы цинка, обогащение углей могло бы служить средством снижения экологической опасности. Однако если в углях доминирует микроминеральная сульфидная форма, обогащение окажется неэффективным. Наличие цинконосных углей, сильная летучесть цинка и его токсичность делают экологическую проблематику весьма актуальной. Известно, что Zn может отравлять катализаторы при конверсии углей в жидкое топливо. Он принадлежит к числу токсичных тяжёлых металлов. Российские санитарные нормы [2] устанавливают следующие содержания цинка: для воздуха населённых мест (ZnO , в пересчёте на Zn) среднесуточная концентрация составляет $0,05 \text{ мг/м}^3$; для воздуха рабочей зоны (ZnO , аэрозоль) — $0,5 \text{ мг/м}^3$, а для питьевой воды и воды культурно-бытового назначения (Zn) — $1,0 \text{ мг/л}$. Минимальная опасная концентрация Zn («порог токсичности») в товарном угле составляет, согласно российскому нормативу 1996 г., 100 г/т [6].

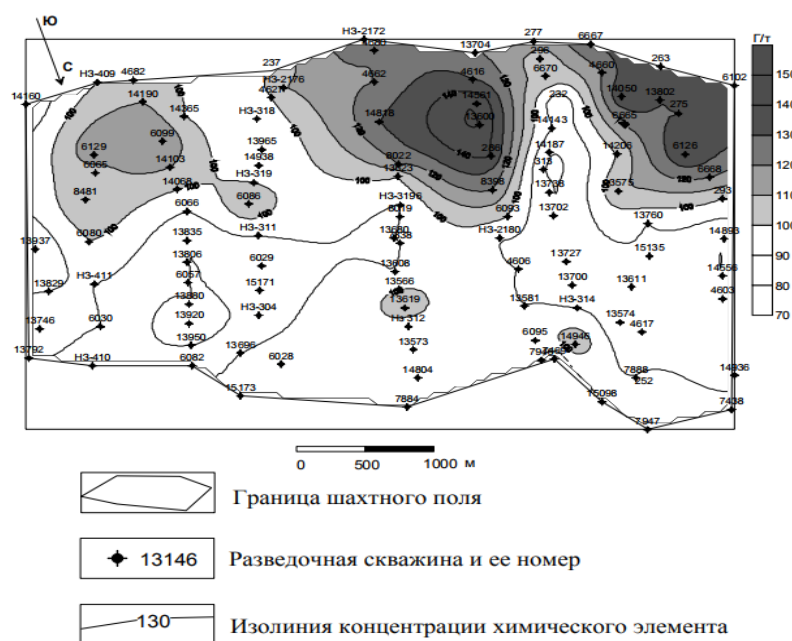


Рисунок 2 Схематическая карта распределения ванадия в угольном пласте c_{10}^B блока № 1 шахты им. Героев Космоса

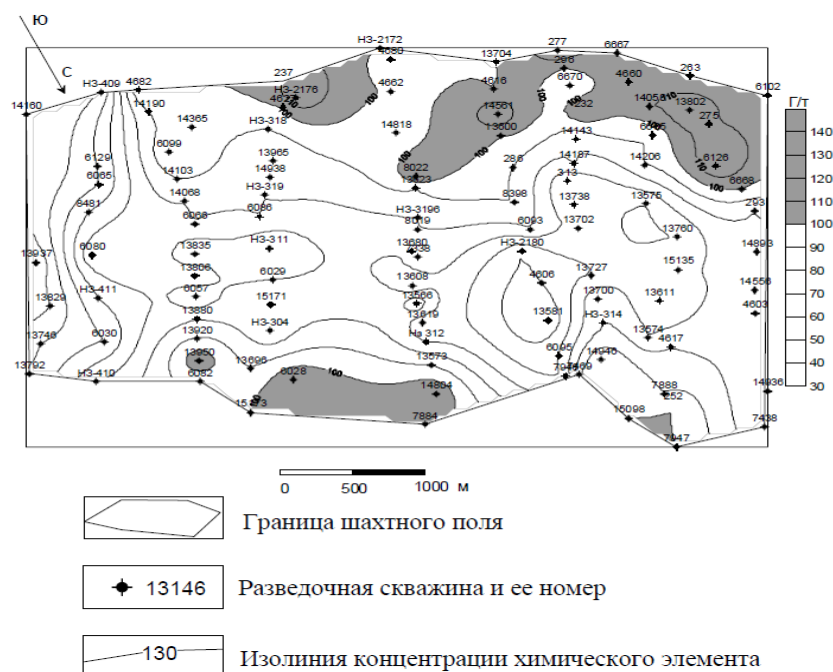


Рисунок 3 Схематическая карта распределения цинка в угольном пласте c_{10}^B блока № 1 шахты им. Героев Космоса

Выводы.

В угольном пласте c_{10}^B блока № 1 шахты им. Героев Космоса был установлен тектонический фактор распределения ванадия и цинка, так как аномалии перечисленных элементов расположены вдоль сместителей тектонических нарушений шахты.

Все исследуемые элементы имеют сульфидную природу в связи с тем, что

они являются спутниками серы, образуя собственные минералы-сульфиды (цинк) или изоморфно входят в состав сульфидов (ванадий). Зная, в какой форме находится элемент и каковы условия его накопления, можно выбрать оптимальную схему обогащения углей. Это важно для вредных и токсичных элементов, к которым относятся ванадий и цинк.

Библиографический список

1. Лишин, В. П. Геологический отчёт о доразведке блоков № 1 и 2 шахты им. Героев Космоса, выполненный в 1993–1999 гг. (Западный Донбасс) [Текст] / Н. М. Козороз, В. П. Лишин // Павлоградская ГРЭ, ПГО «Донбассгеология». — Артёмовск, 1999. — 430 с.
2. Юдович, Я. Э. Токсичные элементы-примеси в ископаемых углях [Текст] / Я. Э. Юдович, М. П. Кетрис. — Екатеринбург : УрО РАН, 2005. — 654 с.
3. Юдович, Я. Э. Элементы-примеси в ископаемых углях [Текст] / Я. Э. Юдович, М. П. Кетрис, А. В. Мерц. — Л. : Наука, 1985. — 239 с.
4. Волкова, Т. П. Распределение сульфидных элементов в углях и отходах углеобогащения Донецко-Макеевского угленосного района [Текст] / Т. П. Волкова, П. А. Власов, О. Л. Шалованов, А. Л. Костюченко // Наукові праці УкрНДМІ НАН України; під заг. ред. А. В. Анциферова. — Донецьк : УкрНДМІ НАН України, 2009. — Випуск 5 (частина II). — 393 с.
5. Eskenbazy, G. Adsorption of titanium on peat and coals. — Fuel, [Text] / G. Eskenbazy. — 1972. — vol. 51, N 3. — pp. 221–223.

6. Жаров, Ю. Н. Ценные и токсичные элементы в товарных углях России : справочник [Текст] / Ю. Н. Жаров, Е. С. Мейтов, И. Г. Шарова и др. — М. : Недра, 1996. — 239 с.

© Власов П. А.

© Шалованов О. Л.

Рекомендована к печати канд. геол.-минерал. наук, с.н.с. ОЭГИ РАН ИМИ Савченко А. В., к.т.н., проф. каф. МЧМ ДонГТУ Куберским С. В., к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТУ Леоновым А. А.

Статья поступила в редакцию 27.09.17.

Власов П. О. (РАНДМІ, Донецьк, ДНР, pasha_shakhtyor@mail.ru), Шалованов О. Л. (РАНДМІ, Донецьк, ДНР, shalovanovoleg@yandex.ru)

ФАКТОРИ РОЗПОДІЛУ ЦИНКУ І ВАНАДІЮ У ВУГІЛЬНОМУ ПЛАСТІ C₁₀^B БЛОКУ № 1 ШАХТИ ІМ. ГЕРОЇВ КОСМОСУ

Досліджено геохімічні розподіли цинку і ванадію у вугільному пласті c₁₀^B блоку № 1 шахти ім. Героїв Космосу. За даними спектрального аналізу вугільного керна було побудовано геохімічні карти, за якими встановлено тектонічний фактор накопичення розглянутих елементів.

Ключові слова: геохімія, цинк, ванадій, шахтне поле, спектральний аналіз.

Vlasov P. A. (RANIMI, Donetsk, DPR, pasha_shakhtyor@mail.ru), Shalovanov O. L. (RANIMI, Donetsk, DPR, shalovanovoleg@yandex.ru)

FACTORS OF ZINC AND VANADIUM IN DISTRIBUTION A COAL LAYER C₁₀^B OF THE BLOCK № 1 OF GEROIEV KOSMOSA MINE

There have been studied the geochemical distributions of zinc and vanadium in a coal layer c₁₀^B of the block № 1 of Geroyev Kosmosa mine. According to spectral analysis of a coal core the geochemical maps were designed where geotectonical accumulation factor for the studied elements was found out.

Key words: geochemistry, zinc, vanadium, mine field, spectral analysis.

УДК 622.831.322:635

Радченко А. Г.
(РАНИМИ МОН ДНР, г. Донецк),
Радченко А. А.
(ДонНАСА МОН ДНР, г. Макеевка),
Шалованов О. Л., Николаев Д. Ю.
(РАНИМИ МОН ДНР, г. Донецк)

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ И ПРОЯВЛЕНИЯ ВЫБРОСООПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ДОНБАССА

В статье рассмотрены основные особенности формирования и проявления внезапных выбросов угля и газа в ряду метаморфизма.

Ключевые слова: выбросы угля и газа, глубина разработки, коэффициент вариации, весовой выход летучих веществ, микроэлементы, трещиноватость, выбросоопасность, угольный пласт.

Исследования особенностей формирования и проявления выбросоопасности угольных пластов Донбасса представляют научный и практический интерес. При ведении горных работ в Донбассе горно-геологические условия характеризуются: повышенными значениями газоносности, тектонической нарушенности, высокой изменчивостью физико-механических и газо-кинетических свойств углей. Геологические и тектонические процессы способствуют формированию и созданию участков с различной степенью неоднородности, изменчивости свойств и состояний угольных пластов: степени нарушенности пластов и вмещающих пород, интенсивности трещиноватости углей, зольности, степени минерализации, газопроницаемости, пористости, влажности, сорбционной способности и газоносности пластов. Процессы флюидизации, геомеханические процессы и технологические факторы способствуют еще большему усилению степени неоднородности и изменчивости свойств и состояний угольных пластов. Обзор литературы показал, что работы по этому направлению малочисленны и в ряде случаев противоречивы.

Поэтому целями настоящей работы являются установление основных закономерностей формирования и проявления

выбросоопасности угольных пластов Донбасса в ряду метаморфизма и исследование связи между степенью изменчивости ряда физико-механических свойств угольных пластов с их потенциальной выбросоопасностью.

В результате выполненного обзора литературы нами предложена рабочая гипотеза формирования и проявления выбросоопасности углей Донбасса. При её разработке были использованы основные положения: теории пространственных переменных по Ж. Матерону [1], геометрии недр по Букринскому В. А. [2], работ академиков Садовского М. А. и Милановского Е. Е., углехимии, коксохимии и др.

Основные положения рабочей гипотезы сводятся к следующему. Участки с более высокими степенями неоднородности, изменчивости свойств и состояний угольного вещества и вмещающих пород характеризуются более высокой степенью потенциальной выбросоопасности угольных пластов. Проверка основных положений гипотезы была выполнена: 1 — на региональном уровне; 2 — на текущем уровне.

1. Региональный уровень. В работе [3] приведены доказательства того, что изменения физико-механических свойств углей

в ряду метаморфизма непосредственно связаны со структурно-химическими преобразованиями угольного вещества; эти изменения носят нелинейный, сложный, волнообразный характер. В свою очередь, физико-механические свойства углей непосредственно связаны со степенью выбросоопасности углей. Отсюда вытекает логическая связь структурно-химических свойств углей с их выбросоопасностью. Поэтому мы рассматриваем следующую взаимосвязанную и взаимно обусловленную цепочку событий, процессов и преобразований: структурно-химические преобразования углей → изменения физико-механических свойств углей → изменения газокинетических свойств углей → потенциальная выбросоопасность угольных пластов.

Анализ литературы по различным геолого-промышленным районам Донбасса показал, что в зонах горно-геологических нарушений (ГГН), аномально высоких пластовых давлений (АВПД) и в зонах повышенного горного давления (ПГД) отмечено наибольшее число газодинамических явлений: внезапных выбросов угля и газа, внезапных выдавливаний угля, суфляров, разломов почвы с прорывами газа и т. д. По данным Русьяновой Н. Д., более восстановленные угли имеют менее развитую систему полисопряжения, менее сильное межмолекулярное взаимодействие и более низкую концентрацию парамагнитных центров. Поэтому более восстановленные угли Донбасса характеризуются более высокой степенью выбросоопасности. По данным Ковалева К. Е. (2000г.), при подходе к полости выброса происходит разрушение надмолекулярных структур и уменьшение их размеров, образцы угля характеризуются аномально высокими параметрами надмолекулярных структур, большими расстояниями между ними и минимальными значениями структурной упорядоченности. В своих работах Вольпова Л. С. для Печорского угольного бассейна указывает на следующие закономер-

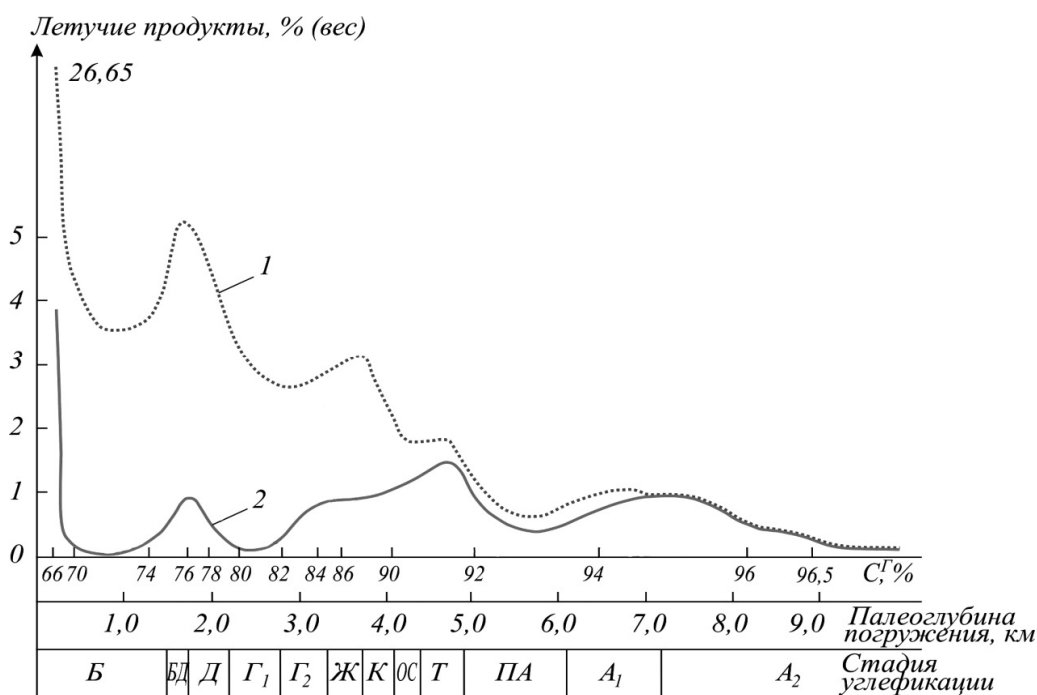
ности. Наблюдаются следующие особенности геохимии газов выбросоопасных объектов по сравнению с невыбросоопасными: а) более высокое содержание тяжелых углеводородов (ТУ) в составе газов угольных пластов; б) более высокая (в 1,5–2 раза) изменчивость (по коэффициенту вариации) содержания ТУ в составе газов по площади в угольных пластах. К особенностям геохимии угля выбросоопасных объектов относятся: а) более высокие средние и максимальные содержания микроэлементов в углях и наличие аномальных содержаний ряда микроэлементов. На неопасной по выбросам площади содержание большинства микроэлементов соответствует средним значениям общей выборки (Л. С. Вольпова). В Донбассе мало восстановленные угли [а] по сравнению с восстановленными углями [б] характеризуются: более высокой степенью однородности по микрокомпонентному составу (SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , TiO_2 , CaO , MgO , K_2O , MnO , $\text{S}^{\text{с}}_{\text{об}}$), более низкими значениями толщины пластического слоя, более высокой степенью упорядоченности их структуры и меньшей степенью изменчивости, они имеют более низкие значения коэффициентов вариации по вышеуказанным микрокомпонентам [4] и характеризуются более низкой степенью выбросоопасности.

На повышенную изменчивость приведенной прочности $\Pi_{\text{пр}}$ и степени нарушения $\text{С}_{\text{нар}}$ выбросоопасных угольных пластов Донбасса указывается в работе [5]. Согласно [5] значения коэффициентов вариации приведенной прочности составляют: для неопасных пластов — $K_{\text{вар}} = 44,4 \%$, а для выбросоопасных пластов — $K_{\text{вар}} = 51,0 \%$.

Обзор литературы показал, что в горном массиве идет постоянное перераспределение энергии, под действием процессов метаморфизма, флюидизации и тектонических процессов формируются участки угольных пластов с пониженными и повышенными напряжениями, трещиноватостью, газопроницаемостью и газоносностью. В работе [3] приведены сведения о

количестве летучих продуктов $Q_{\text{лп}}$, выделившихся на разных этапах углефикации, в % на органическое вещество конца торфяной стадии ($C^{\text{daf}} = 58,97\%$), (рис. 1). Из анализа работы [3] следует, что функция летучих продуктов $Q_{\text{лп}} = f(C^{\text{daf}})\%$ (рис. 1, график 1) имеет волнообразный, затухающий колебательный характер с четырьмя убывающими максимумами в диапазонах:

1) $C^{\text{daf}} = 77-76\%$; 2) $C^{\text{daf}} = 89-87\%$; 3) $C^{\text{daf}} = 92-91\%$; 4) $C^{\text{daf}} = 96-94\%$. На рисунке 1 из графика 2 видно, что количество выделившегося в процессе углефикации метана изменяется нелинейно, волнообразно и имеет три максимума в диапазонах: 1) $C^{\text{daf}} = 77-76\%$; 2) $C^{\text{daf}} = 92-91\%$; 3) $C^{\text{daf}} = 96-94\%$.



1 — сумма летучих продуктов углефикации, в %;
2 — метана (CH_4), по данным [3]

Рисунок 1 Количество летучих продуктов $Q_{\text{лп}}$, выделившихся на разных этапах углефикации, в % на органическое вещество конца торфяной стадии ($C = 58,97\%$)

По исходным данным [6] был выполнен статистический анализ внезапных выбросов угля и газа за период 1946–2006 гг., который показал, что на пластах пологого падения наблюдается три максимума в проявлении выбросоопасности: 1) $N_{\text{в}} = 161$ при $V^{\text{daf}} > 29,0\%$; 2) $N_{\text{в}} = 655$ при $V^{\text{daf}} = 18,0 \div 13,1\%$; 3) $N_{\text{в}} = 214$ при $V^{\text{daf}} \leq 9,0\%$. На пластах наклонного, крутого падений наблюдается два максимума в проявлении выбросоопасности: 1) $N_{\text{в}} = 164$ при $V^{\text{daf}} > 29,0\%$; 2) $N_{\text{в}} = 335$ при $V^{\text{daf}} = 18,0 \div 13,1\%$; (табл. 1). Геомеханиче-

ские процессы, происходящие в горном массиве на пластах пологого падения, существенно отличаются от процессов, происходящих на пластах наклонного и крутого падений.

Поэтому анализ проявления выбросоопасности углей в ряду метаморфизма проводился отдельно для пластов пологого и отдельно для пластов наклонного, крутого падений. Всего было проанализировано 2442 внезапных выброса угля и газа. Основные результаты анализа приведены в таблице 1.

Таблица 1
Количество внезапных выбросов по группам метаморфизма за период 1946–2006 гг.

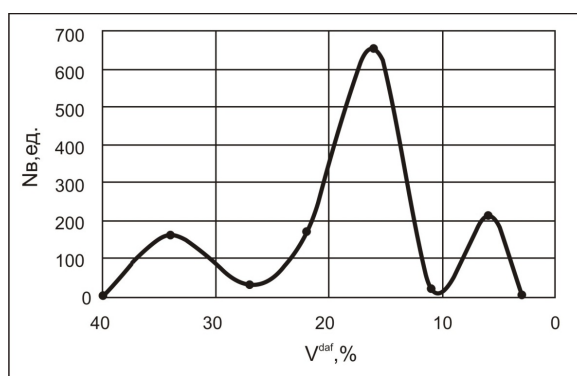
Весовой выход летучих веществ, %	Пологое	Крутое и наклонное	Пологое, крутое и наклонное
$V^{daf} > 29,0$	161	164	325
$V^{daf} = 29,0 \div 25,1$	30	62	92
$V^{daf} = 25,0 \div 18,1$	172	332	504
$V^{daf} = 18,0 \div 13,1$	655	335	990
$V^{daf} = 13,0 \div 9,1$	20	222	242
$V^{daf} \leq 9,0$	214	75	289
Всего	1252	1190	2442

Изменения количества внезапных выбросов по группам метаморфизма за период 1946–2006 гг. на пластах пологого падения и на пластах наклонного, крутого падений показаны на рисунке 2. Обращает на себя внимание следующий факт: график изменения количества внезапных выбросов N_b на пластах пологого падения (рис. 2, а) с тремя максимумами напоминает график 1 на рисунке 1, который имеет так же ряд максимумов и описывает сумму летучих продуктов $Q_{лп}$, выделившихся на разных этапах углефикации. Анализ графиков на рисунке 2 позволил установить следующее.

Первый максимум внезапных выбросов угля и газа на пологом падении (рис. 2,а) находится в диапазоне $V^{daf} = 36–34 \%$ и совпадает с первым максимумом внезапных выбросов, произошедших на пластах наклонного и крутого падений (рис. 2,б). Второй максимум внезапных выбросов угля и газа на пологом падении (рис. 2,а) находится в диапазоне $V^{daf} = 19–14 \%$ и

фактически совпадает со вторым максимумом внезапных выбросов, произошедших на пластах наклонного и крутого падений. Следует особо подчеркнуть, что вторые максимумы внезапных выбросов угля и газа как на пологих, так и на пластах наклонного и крутого падений находятся в диапазоне $C^{daf} = 92–90 \%$ (рис. 2) и совпадают со вторым максимумом метана, выделившегося на разных этапах углефикации (рис. 1, график 2).

а)



б)

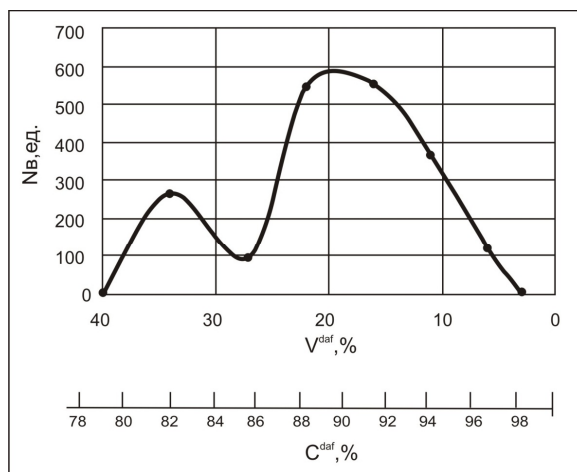


Рисунок 2 Изменения количества внезапных выбросов по группам метаморфизма за период 1946–2006 гг.: а) на пластах пологого падения; б) на пластах наклонного и крутого падений

Следует также отметить, что третий максимум метана, выделившегося на разных этапах углефикации, находится в диа-

пазоне $C^{daf} = 94\text{--}96\%$ (рис. 1, график 2) и с ним совпадает кривая роста третьего максимума внезапных выбросов угля и газа на пологом падении (рис. 2,а).

Все эти факты указывают на тесную взаимосвязь между структурно-химическими преобразованиями в углях и изменениями их потенциальной выбросоопасности. Таким образом, впервые для условий Донбасса установлено, что максимальные изменения в генерации метана, выделившегося на разных этапах углефикации в диапазоне $C^{daf} = 92\text{--}90\%$ (второй максимум метана, рис. 1, график 2), вызывают максимальный рост потенциальной выбросоопасности углей Донбасса как на пластах пологого падения, так и на пластах наклонного, крутого падений (рис. 2,а и рис. 2,б). Необходимо также отметить, что в диапазоне $V^{daf} = 31\text{--}25\%$ в углях наблюдаются повышенные значения толщины пластического слоя (y , мм); содержания высших углеводородов ($B.U.$, m^3/t) и минимальные значения суммарной пористости углей, а также диэлектрической проницаемости — E (по Ван Кревелену); пониженные значения показателя сорбционной активности микропор углей (S_a , %). Все эти изменения обуславливают снижение потенциальной выбросоопасности углей в ряду метаморфизма в диапазоне $V^{daf} = 31\text{--}25\%$, (рис. 2,а и рис. 2,б).

2. Текущий уровень. На текущем уровне выбросоопасные участки угольных пластов характеризуются повышенными значениями градиентов температуры, измеренной в стенках шпуров (Рыженко А.И., Еремин И.Я.), [7]. Известно, что при ведении текущего прогноза выбросоопасности угольных пластов по начальной скорости газовыделения из шпуров g_n выбросоопасные участки характеризуются повышенными значениями коэффициентов вариации по мощности пласта K_m и по крепости угля K_f , а значения начальной скорости газовыделения из шпуров q_n должны превышать критические значения ($q_{крит} = 4,0\text{--}5,0$ л/мин), [8].

Научная новизна и принципиальные отличия предлагаемой нами математической модели от известного способа текущего прогноза выбросоопасности угольных пластов [8, 9] заключаются в следующем:

1) для оценки степени изменчивости и степени выбросоопасности угольного пласта наряду с коэффициентами вариации $K_{вар}$ применены коэффициенты изменчивости — $K_{из}$;

2) при ведении непосредственной стадии текущего прогноза выбросоопасности угольных пластов (по выражению Ольховиченко А.Е. — собственно текущего прогноза) был использован ряд параметров и их показателей, которые не входят в нормативные документы [9];

3) при ведении контроля эффективности противовыбросных мероприятий по начальной скорости газовыделения из шпуров g_n был также задействован расширенный комплекс информативных параметров, которые не входят в нормативные документы [9].

Поясним вышесказанное.

Для выявления участков с повышенной степенью изменчивости свойств и состояний угольных пластов и их повышенной степенью выбросоопасности обычно применяют известные в математической статистике параметрические критерии: среднее арифметическое — a_{cp} , дисперсию — σ^2 , среднее квадратическое отклонение — σ , коэффициенты вариации — $K_{вар}$ и др. Наряду с параметрическими критериями в практике ведения горных работ нами были применены известные в морфометрии непараметрические критерии — коэффициенты изменчивости ($K_{из}$). Обоснование необходимости и эффективности применения коэффициентов изменчивости $K_{из}$ рассмотрено в работе Букринского В. А. [2], а примеры применения $K_{из}$ для характеристики выбросоопасных участков углей, солей, песчаников и порфиритов рассмотрены в работе [10].

В процессе проведения шахтных экспериментальных исследований при ведении

собственно текущего прогноза выбросоопасности угольных пластов и контроля эффективности противовыбросных мероприятий был задействован большой комплекс информативных параметров, многие из которых не включены в нормативные документы [9]:

$J_{тр}$ — интенсивность трещиноватости угольного пласта, ед./п. м.;

m — мощность угольного пласта, м;

α — угол падения пласта, град;

ℓ_p — величина зоны разгрузки (м), определяемая согласно [9];

$X_{пр.}$ — природная газоносность пласта, м³/т. с.б.м.;

V^{daf} — весовой выход летучих, %;

y — толщина пластического слоя, мм;

H — глубина разработки пласта на данном участке, м;

$V_{дес}$ — скорость десорбции метана из угольного штыба, отобранного из шпуров и скважин;

$\operatorname{tg} \delta$ — тангенс угла диэлектрических потерь, измеренный в угольном пласте;

ΔI — показатель степени нарушенности угольного пласта;

ΔP — показатель начальной скорости газоотдачи из угля;

He — концентрация гелия в пробе газов, отобранных из скважин, % и др.

Согласно работе [8], текущий прогноз выбросоопасности угольных пластов подразделяется на три стадии: 1 — разведочные наблюдения; 2 — непосредственное ведение текущего прогноза (собственно, текущий прогноз); 3 — контрольные наблюдения. На стадии разведочных наблюдений измеряют параметры m , f , g_n и вычисляют коэффициенты вариации $K_{вар}(m)$ и $K_{вар}(f)$. На стадии непосредственного ведения текущего прогноза измеряют только параметр g_n . При ведении контрольных наблюдений измеряют параметры m , f , g_n и вычисляют коэффициенты вариации $K_{вар}(m)$ и $K_{вар}(f)$. В отличие от работ [8, 9] на стадии, собственно, ведения текущего прогноза по новой методике измерялись следующие параметры: α ; m ; f ;

ΔI ; $V_{дес}$; g_n ; V^{daf} ; y ; сейсмоакустическая активность пласта — $SA_{пл}$; также для них определялись показатели $a_{ср}$, $K_{вар}$ и $K_{из}$. При обработке результатов наблюдений были использованы параметрические и непараметрические критерии, а также ряд положений теории фракталов. На основании выполненных шахтных исследований в условиях ПАО «Шахтоуправление "Покровское"» по пласту d_4 были экспериментально установлены квазипериодические, волнообразные изменения следующих параметров: а) коэффициента вариации напряженно-деформированного состояния вмещающих пород и пласта d_4 — $K_{вар}(SA_{пл})$, который определялся по данным сейсмоакустической аппаратуры — АПСС; б) газодинамического состояния пласта (в каждом шпуре длиной 3,5 м подсчитывали суммарное значение начальной скорости газовыделения из шпура — Σg_n); шпуры, предназначенные для ведения текущего прогноза выбросоопасности пласта, бурили в забоях подготовительных выработок, проводимых в блоках №№ 6, 8 и 10, [11].

Обработка данных ведения текущего прогноза выбросоопасности и сейсмоакустической активности пласта d_4 по подготовительным выработкам в блоках №№ 2, 6, 8 и 10 велась с помощью предложенной нами математической модели и позволила семь выемочных участков, расположенных ниже Котлинского надвига в блоке № 10 пласта d_4 , отнести к угрожаемым по выбросам угля и газа. Необходимо отметить, что в блоках №№ 6 и 8, которые расположены выше Котлинского надвига, ранее произошло несколько внезапных выбросов угля и газа. Также следует особо подчеркнуть, что в условиях ПАО «Шахтоуправление "Покровское"» по пласту d_4 установлены волнообразные, квазипериодические изменения суммарного газовыделения g_n из шпуров впереди движущихся подготовительных забоев как в зонах видимых геологических нарушений, так и вне зон нарушений. По нашему мнению, это связано с геометрией залегания пласта d_4 , который

на площади шахтного поля характеризуется волнистым залеганием, значительной изменчивостью как по мощности, так и по углам падения. В результате выполненного корреляционного анализа в работе [12] была установлена прямо пропорциональная зависимость между коэффициентом изменчивости весового выхода летучих веществ $K_{из}(V^{daf})$ и неравномерностью глубины залегания угольного пласта d_4 $K_{из}(H)$ в зоне влияния Котлинского надвига:

$$K_{из}(V^{daf}) = 0,148 * K_{из}(H) - 0,107, \quad (1)$$

где коэффициент корреляции составил $r = 0,61$.

Следует также указать, что при подходе подготовительных выработок к Котлинскому надвику наблюдались различные газодинамические явления: повышенное газовыделение и водоприток с попутным газовыделением, обрушение пород, переросшее во внезапный выброс угля и газа. Под воздействием Котлинского надвига произошло изменение геометрии залегания породных слоев и угольного пласта d_4 , что, в свою очередь, привело к изменению параметра V^{daf} , а также ряда других параметров.

Обобщение данных шахтных экспериментальных исследований и опыта ведения горных работ в Донбассе в сложных горно-геологических условиях [10] позволило нам сделать следующий вывод: участки угольных пластов с более высокой степенью выбросоопасности характеризуются более высокими значениями коэффициентов вариации и коэффициентов изменчивости по ряду параметров (V^{daf} , y ; W_a ; g_n ; He ; $V_{дес}$; $tg \delta$; ΔI ; ΔP ; m ; α ; ℓp и др.), что является убедительным подтверждением основных положений данной рабочей гипотезы.

В работе [4] показано, что выбросоопасные участки угольных пластов отличаются более высокими значениями коэффициентов вариации $K_{вар}$ по параметрам V^{daf} и влажности угля W_a (табл. 2).

Таблица 2
Изменения параметров V^{daf} и W_a в условиях шахты «Запореваляная № 2»
ПО «Донецкуголь» на особо выбросоопасном пласте h_8 , по [4]

Показатели	Неопасные участки	Выбросоопасные участки
$V^{daf} \%$ (a_{cp})	11,0	11,6
$K_{вар} \%$	8,0	9,0
$W_a \%$ (a_{cp})	0,7	1,4
$K_{вар} \%$	29,0	56,0

На основании выполненного статистического анализа внезапных выбросов с учетом особенностей изменений надмолекулярной организации органической массы угольного вещества в ряду метаморфизма и для обеспечения необходимого уровня безопасного ведения горных работ нами определены для Донбасса следующие граничные условия проявления выбросоопасности для углей низкой стадии метаморфизма: $V^{daf} \leq 44, \%$; природная газоносность углей — $X_{пр} \geq 8,0 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.}$; толщина пластического слоя — $y \geq 6,0 \text{ мм}$ [13].

Выводы.

1. В процессе углефикации происходят нелинейные, скачкообразные изменения структурно-химических свойств угольного вещества, которые обуславливают нелинейные изменения физико-механических свойств углей в ряду метаморфизма. В свою очередь, изменения физико-механических свойств углей в ряду метаморфизма непосредственно определяют степень выбросоопасности угольных пластов [14].

Участки выбросоопасных шахтопластов, отличающиеся более высокими степенью изменчивости и диапазоном вариаций физико-механических свойств углей, характеризуются и более высокой степенью потенциальной выбросоопасности.

2. Для условий Донбасса установлено, что к максимальным значениям метана, выделившегося на разных этапах углефикации в диапазоне $C^{daf} = 92-90 \%$, приурочены максимальные значения количества

внезапных выбросов угля и газа в ряду метаморфизма ($V^{\text{daf}} = 20\text{--}14\%$) как на пластах пологого падения, так и на наклонных и крутых пластах.

3. Снижение потенциальной выбросоопасности углей в ряду метаморфизма в диапазоне $V^{\text{daf}} = 30\text{--}25\%$ обусловлено:

а) повышенными значениями пластических свойств углей и содержания высших углеводородов;

б) минимальными значениями суммарной пористости углей, диэлектрической

проницаемости и пониженными значениями показателя сорбционной активности микропор углей [14].

4. В условиях ПАО «Шахтоуправление "Покровское"» по пласту d_4 установлены волнообразные, квазипериодические изменения суммарного газовыделения из шпуров Σg_n впереди движущихся подготовительных забоев как в зонах видимых геологических нарушений, так и вне зон нарушений [11].

Библиографический список

1. Матерон, Ж. Основы прикладной геостатистики [Текст] / Ж. Матерон. — М. : Мир, 1968. — 408 с.
2. Букринский, В. А. Геометрия недр [Текст] / В. А. Букринский. — М. : Недра, 1985. — 526 с.
3. Саранчук, В. И. Надмолекулярная организация, структура и свойства угля [Текст] / В. И. Саранчук, А. Т. Айруни, К. Е. Ковалев; отв. ред. В. А. Сапунов // АН УССР. Ин-т физ.-орг. химии и углехимии. — Киев : Наук. думка, 1988. — 192 с.
4. Киселев, Н. Н. Исследование степени изменчивости свойств угольных пластов и вмещающих пород [Текст] / Н. Н. Киселев, А. Г. Радченко // Наукові праці УкрНДМІ НАН України; Під заг. ред. А. В. Анциферова. — Донецьк : УкрНДМІ НАН України, 2010. — Випуск 6. — С. 266–275.
5. Иванов, Б. М. Механические и физико-химические свойства углей выбросоопасных пластов и пород [Текст] / Б. М. Иванов, Г. Н. Фейт, М. Ф. Яновская. — М. : Наука, 1979. — 195 с.
6. Выбросы угля, породы в шахтах Донбасса в 1906–2007 гг. [Текст] : справочник / Н. Е. Волошин, Л. А. Вайнштейн, А. М. Брюханов и др. — Донецк : СПД Дмитренко, 2008. — 920 с.
7. Рыженко, И. А. Прогноз выбросоопасности призабойной части пластов по температурному режиму [Текст] / И. А. Рыженко, И. Я. Еремин // Уголь Украины. — Киев, 1988. — № 3. — С. 36–37.
8. Ольховиченко, А. Е. Прогноз выбросоопасности угольных пластов [Текст] / А. Е. Ольховиченко. — М. : Недра, 1982. — 278 с.
9. СОУ 10.1.00174088.011-2005 Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям. — Киев : Минуглепром Украины, 2005. — 225 с.
10. Минеев, С. П. Горные работы в сложных условиях на выбросоопасных угольных пластах [Текст] : монография / С. П. Минеев, А. А. Рубинский, О. В. Витушко, А. Г. Радченко. — Донецк : ООО «Східний видавничий дім», 2010. — 603 с.
11. Стариков, Г. П. Прогноз геологических нарушений по удельному значению начальной скорости газовыделения [Текст] / Г. П. Стариков, А. А. Рубинский, А. Г. Радченко, М. Ф. Рыжков // Физико-технические проблемы горного производства : сб. науч. тр. — Институт физики горных процессов НАН Украины. — Вып. 12. — 2009. — С. 97–102.
12. Киселев, Н. Н. Анализ влияния Котлинского надвига на выход летучих веществ по пласту d_4 ш/у «Покровское» [Текст] / Н. Н. Киселев, А. Г. Радченко, А. В. Никифоров, А. А. Радченко // Наукові праці УкрНДМІ НАН України; під заг. ред. А. В. Анциферова. — Донецьк : УкрНДМІ НАН України, 2011. — Випуск 8. — С. 108–113.
13. Пат. на корисну модель № 75981 Україна, U 2012 04854, МПК (2012.01), E 21F 5 / 00. Спосіб визначення категорії викидонебезпечності вугільних пластів / В. О. Канін, М. М. Кисельов, В. П. Коптіков, О. Г. Радченко, О. О. Радченко. Дата публікації: 25.12.2012, Бюл. №24.

14. Антипов, И. В. Проявление выбросоопасности углей в ряду метаморфизма [Текст] / И. В. Антипов, А. Г. Радченко, А. А. Радченко // Безопасность труда в промышленности. — М. : 2015. — № 5. — С. 59–65.

© Радченко А. Г.
 © Радченко А. А.
 © Шалованов О. Л.
 © Николаев Д. Ю.

*Рекомендована к печати канд. геол.-минерал. наук, с.н.с. ОЭГИ РАНМИ Савченко А. В.,
 к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТУ Леоновым А. А.*

Статья поступила в редакцию 20.11.17.

Радченко О. Г. (РАНДМИ, Донецьк, ДНР), **Радченко О. О.** (ДонНАБА, Макіївка, ДНР)

Шалованов О. Л., Николаєв Д. Ю. (РАНДМИ, Донецьк, ДНР)

ОСОБЛИВОСТІ ФОРМУВАННЯ І ПРОЯВУ ВИКИДОНЕБЕЗПЕЧНОСТІ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ ДОНБАСУ

У статті розглянуто особливості формування і прояву викидонебезпечності вугільних пластів Донбасу в ряду метаморфізму.

Ключові слова: викиди вугілля і газу, глибина розробки, коефіцієнт варіації, ваговий вихід легких речовин, мікроелементи, тріщинуватість, викидонебезпечність, вугільний пласт.

Radchenko A. G. (RANIMI, Donetsk, DPR), **Radchenko A. A.** (DonNACEA, Makeievka, DPR),
Shalovanov O. L., Nikolaiev D. Yu. (RANIMI, Donetsk, DPR)

PECULIARITIES OF FORMATION AND MANIFESTATION OF THE OUTBURST HAZARD IN DONBASS COAL LAYERS

The paper presents the main peculiarities of formation and manifestation of the outburst hazard in Donbass coal layers in metamorphism series. It is proved that the areas of the outburst hazard mine layers featuring by a higher variability and range of physical and mechanical properties variations of coal are also characterized by a higher degree of potential outburst hazard.

Key words: coal layers, grade composition of coal, volatile yield, digging depth, wave-type change, inhomogeneity.

**МЕТАЛЛУРГІЯ
И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ**

**МЕТАЛУРГІЯ
ТА МАТЕРІАЛОЗНАВСТВО**

**METALLURGY
AND MATERIAL SCIENCES**

УДК 669. 162

д.т.н. Новохатский А. М.,
к.т.н. Должиков В. В.,
к.т.н. Диментьев А. О.,
Падалка А. В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

О РАЗЛИЧНЫХ МЕТОДИКАХ РАСЧЕТА ТЕОРЕТИЧЕСКОЙ ТЕМПЕРАТУРЫ ГОРЕНИЯ

Проведен анализ методик расчета теоретической температуры горения топлива в доменной печи для установления причин различия в результатах.

Ключевые слова: доменная печь, расчетные параметры доменной плавки, теоретическая температура горения топлива, методики расчета теоретической температуры, теплоемкость газов.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Теоретическая температура горения (t_T) — один из важных расчетных параметров доменной плавки, необходимых для технологического анализа. Ее абсолютные значения и изменения позволяют оценивать тепловые и газодинамические условия, складывающиеся в нижней части доменной печи. При создании математических моделей доменного процесса расчеты теплообмена между потоками шихты и газа невозможны без использования этого параметра.

Методика расчета t_T , основанная на тепловом балансе зоны горения топлива в горне, в целом не вызывает сомнений и описана достаточно подробно в литературе (например [1]). Для составления баланса используют:

- ряд постоянно контролируемых параметров дутья и вдуваемого через фурмы дополнительного топлива;
- физические характеристики веществ и процессов в зоне горения, принимаемые по справочным данным;
- различные допущения, количество которых варьируется в широких пределах (упрощение температурных зависимостей теплоемкостей газов; адиабатность процессов в зоне; постоянство физико-химических характеристик дополнительного топлива;

пренебрежение теплотой окисления чугуна, проходящего через зону, и т. д.).

Стремление облегчить расчет t_T за счет не всегда обоснованных допущений привело к появлению эмпирических формул [2, 3]. Некоторые из них максимально упрощены, что при современном доступе к вычислительной технике нельзя признать серьезным аргументом.

Изложение материала и его результаты.

В качестве примера, для сопоставительного анализа были выбраны следующие формулы (номера формул соответствуют номерам источников в списке литературы [1–3]).

Кроме того, сделаны расчеты по методикам [4, 5] на базе тепловых балансов. Базовым вариантом для расчетов служили следующие условия:

- температура сухого дутья 1000°C ;
- содержание кислорода в дутье 21 %;
- дополнительные топлива не вдувают;
- температура углерода кокса, поступающего в зону горения, $t_{\text{СК}} = 1500^\circ\text{C}$.

Результаты расчетов представлены в таблице.

Следует добавить, что формулы (2), (2'), (3) — эмпирические (в таблице текст выделен курсивом). Расчеты по этим формулам ориентированы в основном на оценку вариаций теоретической температуры при изменениях технологических параметров.

$$t_T = \{0,9341t_d + 8208 \omega - \varphi(2402 - 1,2177 t_d) - (1,9322 + 2,235W^p)S_{ж} - (0,39 + 2,2175C_T^p)S_{тв} - 2673S_{г} + 94,76\} / \{1 + \omega + 2\varphi + (0,0012 + 0,0013W^p)S_{ж} + 0,0005S_{тв} + 2,026S_{г}\}, \quad (1)$$

где t_d , φ , ω — параметры дутья: температура, °C; влажность, м³/м³; содержание кислорода, м³/м³;

$S_{ж}$, $S_{тв}$, $S_{г}$ — расход жидкого, твердого (кг), газообразного (м³) вдуваемого топлива на 1 м³ сухого дутья;

C_T^p — содержание углерода, в элементарном составе рабочей массы топлива (кг/кг).

$$t_T = 2405 + 0,75 (t_d - 1200) - 5,40 \varphi + 43,0 (\omega - 21) - 52,0 D; \quad (2)$$

$$t_T = 2240 + 0,67 (t_d - 1200) - 4,90 \varphi + 48,8 (\omega - 21) - 60,6 D - 22,5Г - 24,8Д - 12,9Т - 9,8А; \quad (2')$$

$$t_T = 2000 + 0,75 (t_d - 1100) + 40 (2 - \varphi) + 50 (\omega - 25) + 53 (9 - D) - 26 КГ - 4 М, \quad (3)$$

где D — расход природного газа, % к дутью;

$Г$, $Д$, $Т$, $А$ — массы углей ПУТ газовых, длиннопламенных, тощих и антрацита соответственно, кг/т чугуна;

$КГ$ — расход коксового газа, % к дутью;
 $М$ — расход мазута, г/м³ дутья.

Таблица

Расчетные значения теоретической температуры (°C) и ее вариации Δt (°C) при изменениях технологических параметров

Параметры дутья		Метод расчета (по списку литературы)						
		1	2	2'	3	[4]	[5]	[7]
базовый вариант		2275	2255	2106	2282	2248	2226	
Изменения параметров	+1 % ω	2323	2298	2155	2332	2299	2272	–
	Δt	48	43	49	50	51	46	48
	+100 °C	2352	2330	2173	2357	2325	2304	–
	Δt	77	75	67	75	77	78	81
	+1% φ	2228	2212	2067	2242	2162	2179	–
	Δt	–47	–43	–39	–40	–86	–47	–49

Примечание: в [7] базовый вариант — $t_d=1130^\circ\text{C}$; $\omega=30\%$; $\varphi=1\%$; $D=15\%$; $t_{ск}=1400^\circ\text{C}$. Результаты расчета цитируются.

Результаты расчета по эмпирическим формулам существенно различаются по абсолютной величине, что делает их непригодными для сопоставительного анализа.

Формулы (1), [4, 5] получены из тепловых балансов зоны горения с различными допущениями, но дают более однородные результаты. Тем не менее разность в зна-

чениях, по нашему мнению, довольно ощутимая, требующая объяснений. (Завышенное, в сравнении с другими, влияние влажности дутья, вероятно, связано с ошибками в формуле [4]. В частности, при определении количества горнового газа за счет влаги дутья.)

При определении теоретической температуры на основе теплового баланса исходят из энтальпии горнового газа, равной приходу тепла в зону горения:

$$Q_{\Sigma} = V_{\Gamma} \cdot c_{\Gamma} \cdot t_{\Gamma},$$

где Q_{Σ} — приход тепла в зону горения;

V_{Γ} , c_{Γ} — количество и теплоемкость горнового газа.

Совпадение результатов определения количества и состава горнового газа по разным методикам обусловлено материальным балансом. Теплоемкость смеси газов устанавливается количественным и качественным составом смеси и, что важно для дальнейшего, температурой. Это позволяет утверждать, что при одинаковых исходных данных для расчета получение различных значений t_{Γ} определяется разными значениями Q_{Σ} и (или) температурными зависимостями c_{Γ} .

На рисунке показаны температурные зависимости энтальпии (теплосодержания) дутья и горнового газа ($c_{\Gamma} \cdot t_{\Gamma}$), предлагаемые в расчетах по методикам [1], [4], [5].

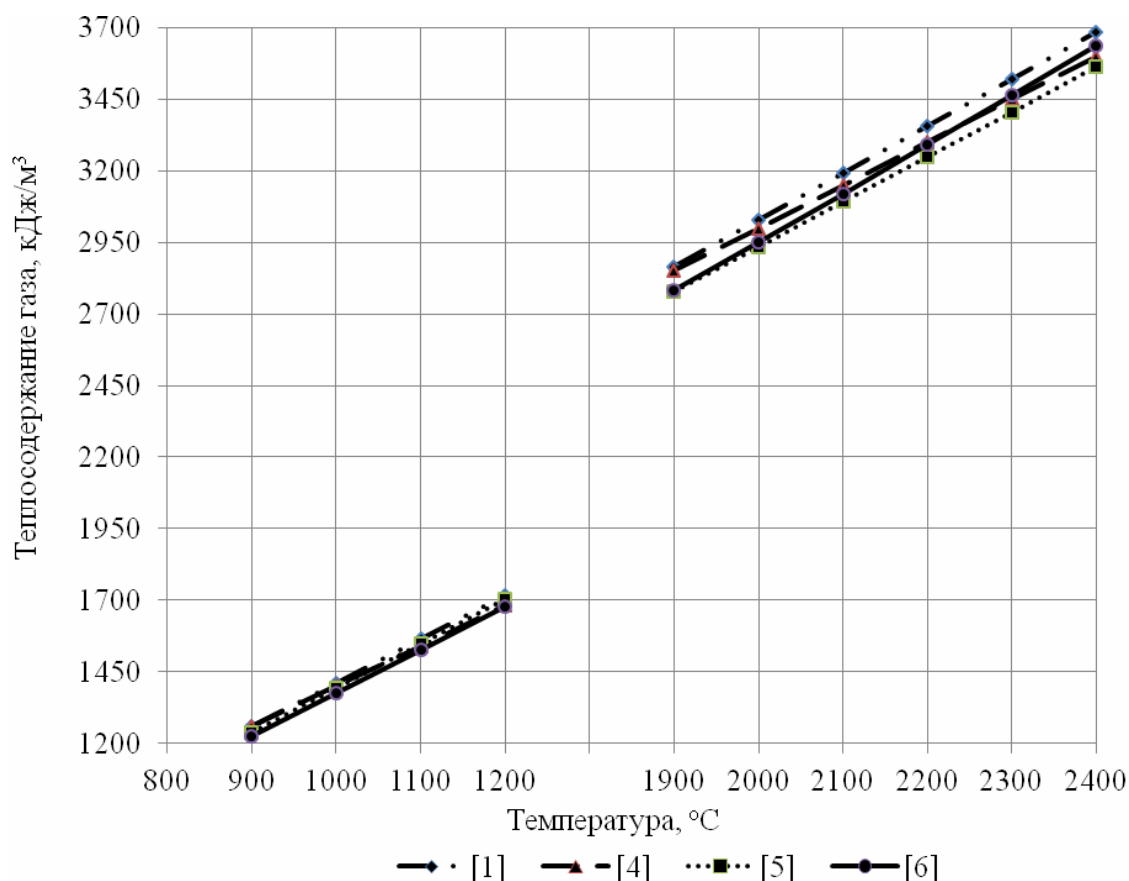


Рисунок Зависимость энтальпии дутья ($\omega = 21\%$; $\varphi = 0$) и горнового газа ($N_2 = 65,3\%$; $CO = 34,7\%$) от температуры

Эти зависимости являются линейными и, по мнению авторов, достаточно точно аппроксимируют нелинейность связи. Оценку качества приближения можно про-

вести сопоставлением с каноническим расчетом по уравнениям (нелинейным), приведенным в справочниках по металлургической термохимии [6].

Разница в расчетном теплосодержании дутья ($t_d = 1000^\circ\text{C}$) по разным методикам достигает 2 %, в расчетном теплосодержании горнового газа — до 3 %. Следует отметить удовлетворительное совпадение оценок влияния изменения основных параметров дутья на рассчитанную по разным балансовым методикам теоретическую температуру.

Полученные результаты показывают существенное влияние различия в используемых уравнениях температурной зависимости теплоемкости газов на величину теоретической температуры и, вероятно, отвечают на вопрос о главной причине несовпадения расчетных значений t_r .

По нашему мнению, уверенность в сопоставимости и абсолютных значений теоретической температуры представила бы возможность качественного анализа

результатов работы разных доменных печей.

Выводы и направление дальнейших исследований.

1. Используемые методики расчета определяют как различные значения теоретической температуры, так и ее изменения под влиянием изменений технологических параметров.

2. Результаты расчета по эмпирическим формулам существенно различаются по абсолютной величине, что делает их непригодными для сопоставительного анализа.

3. Показано существенное влияние различия в используемых уравнениях температурной зависимости теплоемкости газов на величину теоретической температуры, что может служить главной причиной несовпадения расчетных значений t_r в разных методиках.

Библиографический список

1. Дунаев, Н. Е. Расчеты теоретической температуры фурменных газов в доменной плавке на дутье с добавками, обогащенном кислородом [Текст] / Н. Е. Дунаев, Т. И. Кухтин // *Сталь*. — 1977. — № 7. — С. 600–604.
2. Анищенко, С. А. Расчёт теоретической температуры горения в горне доменной печи при вдувании пылеугольного топлива [Текст] / С. А. Анищенко, А. А. Томаш, В. П. Кравченко / *Вісник Приазовського державного технічного університету. Сер. Технічні науки*. — 2010. — Вип. 20. — С. 25–28.
3. Волков, Ю. П. Технолог-доменик [Текст] : справочник / Ю. П. Волков, Л. Я. Шпарбер, А. К. Гусаров. — М. : Металлургия, 1986. — 263 с.
4. Кассим, Д. А. Определение теоретической температуры горения при вдувании в горн доменной печи природного газа и пылеугольного топлива [Текст] / Д. А. Кассим, В. П. Лялюк, А. К. Тараканов, Б. С. Листопадов, Д. В. Пинчук // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. — 2016. — № 2. — С. 38–43.
5. Писи Дж. Г. Доменный процесс. Теория и практика [Текст] / Дж. Г. Писи, В. Г. Давенпорт. — М. : Металлургия, 1984. — 142 с.
6. Кубашевский, О. Металлургическая термехимия [Текст] / О. Кубашевский, С. Б. Оллок. — М. : Металлургия, 1982. — 392 с.
7. Клименко, В. А. Основы физики доменного процесса [Текст] / В. А. Клименко, Л. С. Токарев. — Челябинск : Металлургия, 1991. — 288 с.

© Новохатский А. М.

© Должиков В. В.

© Диментьев А. О.

© Падалка А. В.

*Рекомендована к печати к.т.н., проф. каф. МЧМ ДонГТУ Куберским С. В.,
нач. доменного цеха ПАО «АМК» Диментьевым В. И.*

Статья поступила в редакцию 13.10.17.

д.т.н. Новохатський О. М., к.т.н. Должиков В. В., к.т.н. Дімент'єв О. О., Падалка О. В.
(ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

ПРО РІЗНІ МЕТОДИ РОЗРАХУНКУ ТЕОРЕТИЧНОЇ ТЕМПЕРАТУРИ ГОРІННЯ

Проведено аналіз методик розрахунку теоретичної температури горіння палива в доменній печі для встановлення причин відмінності у результатах.

Ключові слова: *доменна піч, розрахункові параметри доменної плавки, теоретична температура горіння палива, методи розрахунку теоретичної температури, теплоємність газів.*

Doctor of Tech. Sc. Novokhatskiy A. M., PhD Dolzhikov V. V., PhD Dimentiev A. O., Padalka A. V.
(DonSTU, Alchevsk, LPR)

VARIOUS METHODS FOR CALCULATING THEORETICAL TEMPERATURE OF COMBUSTION

Analysis has been given for theoretical temperature calculation methods upon fuel combustion in the blast furnace to determine the reason of final results variations.

Key words: *blast furnace, design parameters of blast furnace melting, theoretical temperature of fuel combustion, theoretical temperature calculation method, heat capacity of gases.*

УДК621.74.047: 620.191.355

к.т.н. Куберский С. В.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ КРИСТАЛЛИЗАТОРА ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ПОВЕРХНОСТИ И ПОДПОВЕРХНОСТНОЙ ЗОНЫ НЕПРЕРЫВНОЛИТЫХ ЗАГОТОВОК

Показано влияние следов качания на поверхности непрерывнолитой заготовки на ее качество и выход годного металла. С использованием физического моделирования исследовано влияние рельефной поверхности медных подложек на интенсивность теплоотвода и их смачивание различными расплавами. Установлено позитивное влияние на уменьшение глубины следов качания снижения плотности теплового потока в районе жидкого мениска, а также смачиваемости стенок кристаллизатора расплавами стали и ШОС. Предложена новая конструкция кристаллизатора с прямоугольными пазами в верхней части его рабочей поверхности. Обоснованы размеры и шаг пазов, а также место их расположения и занимаемая площадь.

Ключевые слова: непрерывная разливка, кристаллизатор, качание, следы, гребешки, качество, поверхность, шероховатость, теплоотвод, мениск, смачивание, затекание.

Кристаллизатор представляет собой один из наиболее важных узлов, определяющих рациональную работу МНЛЗ (МПНЛЗ) и оптимальное качество непрерывнолитой заготовки. Кристаллизатор выполняет функцию приема жидкого металла, попадающего в него из промежуточного ковша, а также перевода части жидкой стали в твердое состояние посредством отвода тепла с охлаждающей водой. При этом в кристаллизаторе происходит формообразование заготовки.

Конструкция кристаллизатора играет важную роль как с точки зрения его эксплуатационных возможностей, так и относительно качества отливаемых заготовок.

Большое влияние на качество непрерывнолитых заготовок, а также конечной металлопродукции, оказывают следы качания, образующиеся при возвратно-поступательном движении кристаллизатора и повышающие вероятность образования различного рода дефектов.

Анализ существующих представлений о механизме образования следов качания [1], а также проведенные с использованием физических моделей исследования [2–6] позволили установить, что наиболее вероятным является механизм, основанный на затвер-

девании мениска и переливе жидкой стали через его край в течение каждого цикла качания кристаллизатора при его движении вниз. При этом, как правило, формируются не только поверхностные складки глубиной 0,4–2,0 мм [2, 7], но и подповерхностные «гребешки», значительно ухудшающие качество непрерывнолитых заготовок.

Геометрическая форма следов качания и характер их проникновения вглубь тела заготовки во многом определяют явление захвата металлом неметаллических включений, пузырьков аргона, вдуваемого в струю, и газов, присутствующих в жидком металле.

В образовании следов качания участвуют шлаковый гарнисаж и рант. В зависимости от параметров качания и условий стабильности уровня мениска их можно классифицировать на три типа [7]: чистые, с лункой, обогащенной ликватами, и с заворотом. Любые складки создают неровности со стороны фронта кристаллизации и затрудняют флотацию неметаллических включений. Складки последнего типа, возникающие при отходе от стенок кристаллизатора оболочки слитка вблизи мениска, особенно неблагоприятны с точки зрения захвата включений. Формирующаяся оболочка может отгибаться при движении шлакового выступа вниз, если гарнисаж

прочно удерживается на стенках кристаллизатора. В дальнейшем, при вытягивании слитка из кристаллизатора жидкий металл переливается через отошедшую от стенок кристаллизатора оболочку и, частично оплавляя шлаковый выступ, образует верхнюю половину складки. Поэтому область следа качания может быть насыщена неметаллическими включениями и газовыми пузырями. Пузырьки газа, всплывающие с глубины расплава, могут концентрироваться в районе гребешка и оставаться в подповерхностном слое заготовки, снижая тем самым однородность металла и его качество.

Глубокие следы качания являются концентраторами напряжений на поверхности непрерывнолитых заготовок, снижают прочность металла в месте их расположения, могут перерасти в поперечные трещины, а также снижают выход годного ввиду необходимости более глубокой зачистки непрерывнолитых заготовок и повышенной отбраковки.

В работах [2, 4] показано, что для получения качественной поверхности заготовок по неровностям и подповерхностного их слоя с минимальным содержанием неметаллических включений и газовых пузырей необходимо снижать глубину проникновения следов качания и связанных с ними гребешков в тело корочки, формирующейся на начальной стадии кристаллизации. Кроме того, установлена зависимость влияния величины перегрева на глубину внедрения гребешка в тело формирующейся заготовки и показано, что увеличение температуры модельной жидкости приводит к снижению глубины проникновения гребешка в заготовку в результате снижения скорости кристаллизации мениска и его подплавления более горячим расплавом.

Полученные данные свидетельствуют о том, что аналогичное влияние на процесс формирования следов качания будет оказывать снижение теплоотвода в районе жидкого мениска формирующейся заготовки. Для уменьшения глубины следов качания и проникновения гребешков в тело заготовки

необходимо исключить или минимизировать кристаллизацию корки в районе мениска и в зоне контактного теплообмена. Обеспечить это можно изменением условий теплоотвода в верхней части кристаллизатора. Если уменьшить теплоотвод в районе мениска несформированного слитка, то первичная корочка будет кристаллизироваться на медной стенке, и при этом удастся избежать формирования дугообразной поверхности, а образование корки параллельно стенке кристаллизатора позволит исключить возможность перелива жидкого металла и, следовательно, снизить вероятность образования грубых следов качания и подповерхностных гребешков.

Поэтому основная задача настоящих исследований заключалась в изучении параметров и конструктивных решений, влияющих на теплоотвод в верхней части кристаллизатора МНЛЗ, и усовершенствовании его конструкции для повышения качества поверхности и подповерхностной зоны непрерывнолитых заготовок.

Для повышения качества поверхности непрерывнолитого металла и снижения глубины следов качания применяют технологию разлива стали с пониженным уровнем теплоотвода в верхней его части, что способствует уменьшению температурного градиента в корочке слитка в районе мениска и снижению тепловых напряжений, действующих на нее в период превращения и усадки.

Тепловой поток в верхней части кристаллизатора при высокоскоростной разливке стали достигает 9 МВт/м^2 , а при разливке меди — 2 МВт/м^2 [8]. По данным работы [9] снижение теплового потока в районе мениска на 30 % при критической скорости литья среднеуглеродистой стали снижает индекс продольных трещин в 5 раз.

Из практики непрерывной разливки известно множество способов управления теплоотводом в кристаллизаторе путем создания волнистой рабочей поверхности гильзы [10], выполнения канавок на поверхности стенки плоского кристаллизатора [9], изготовления гильзы из менее теп-

лопроводного материала [11], а также нанесения на его рабочую поверхность менее теплопроводного покрытия, которое имеет регламентированную либо изменяющуюся по высоте толщину.

Авторами работы [12] предложено наложение прерывистого высокочастотного магнитного поля взамен качания кристаллизатора. При разливке стали, содержащей 0,12 % углерода, в квадратный кристаллизатор со стороной 150 мм без электромагнитного воздействия на поверхности слитка были обнаружены следы качания кристаллизатора глубиной 0,6–0,7 мм, достигающей в отдельных случаях 1,3 мм. При наложении магнитного поля более 150 кВт шероховатость поверхности слитка значительно уменьшилась, а средняя высота неровностей составила 0,1–0,3 мм. Кроме того, экспериментально показано, что при обычной разливке затвердевание начинается непосредственно от мениска, а при наложении магнитного поля — на некотором удалении от него.

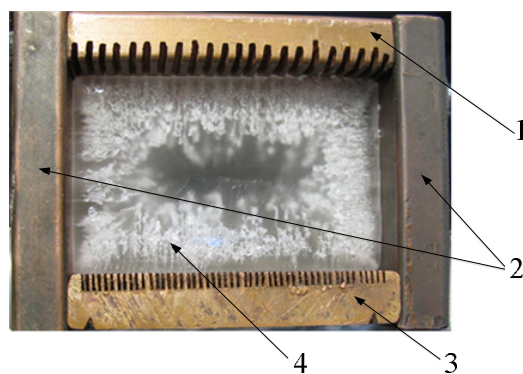
В данной работе были проведены исследования с целью усовершенствования конструкции кристаллизатора путем выполнения в его верхней части прямоугольных пазов для снижения интенсивности теплоотвода в районе кристаллизующегося мениска. Наличие пазов на рабочей поверхности кристаллизатора должно обеспечить уменьшение теплоотдачи от кристаллизующейся корочки к охлаждающей воде, что будет способствовать более мягкому теплоотводу, снижению температурного градиента и возникающих термических напряжений.

Основное внимание было уделено определению места расположения и размеров пазов, а также изучению влияния их на величину теплоотвода, процесс кристаллизации и смачивание поверхности металлическим и шлаковым расплавом.

На первом этапе исследований с использованием физического моделирования было изучено влияние профиля медных стенок на скорость формирования корочки непрерывнолитых заготовок. В качестве моделирующего вещества, как и в работах [2–6], ис-

пользовали камфен (2,2-диметил-3-метиленибициклогептан), который, так же как и сталь, кристаллизуется по дендритной схеме, позволяет моделировать процессы и явления, происходящие в двухфазной зоне, обладает оптической прозрачностью и переходит в твердое состояние в диапазоне температур 33–35°C.

Для моделирования процессов затвердевания из медных пластин размером 62×62×10 мм был изготовлен сборный кристаллизатор с различной конфигурацией рабочей поверхности его стенок (рис. 1).



1, 2, 3 — медные пластины с продольными пазами шириной 1,0–1,5 мм (ср. 1,25 мм), гладкой поверхностью и продольными пазами шириной 0,4–0,5 мм; 4 — камфен

Рисунок 1 Физическая модель сборного кристаллизатора с различной конфигурацией рабочей поверхности стенок

На рабочей поверхности двух медных стенок кристаллизатора были выполнены продольные прямоугольные пазы глубиной 2–3 мм, имеющие различную ширину и шаг между ними (рис. 2, а, б), а две другие имели ровную плоскую поверхность, покрытую техническим углеродом (рис. 2, в).

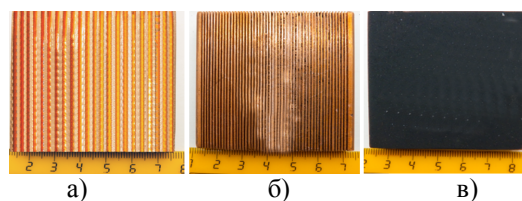


Рисунок 2 Образцы медных пластин с продольными пазами шириной 1,0–1,5 мм (а), 0,4–0,5 мм (б) и гладкой поверхностью (в)

Узкие пазы имели ширину 0,4–0,5 мм (среднее значение 0,45 мм) и располагались с шагом 0,7–1,0 мм (ср. 0,8 мм), а для широких пазов эти значения составляли 1,0–1,5 мм (ср. 1,25 мм) и 1,2–2,0 мм (ср. 1,5 мм) соответственно.

Порядок проведения экспериментов включал следующие основные этапы:

– разогрев камфена на паровой бане до температуры $38^{\circ}\text{C} \pm 0,5^{\circ}\text{C}$;

– охлаждение сборного кристаллизатора в холодильнике с целью увеличения теплоотвода;

– установка кристаллизатора на ровную поверхность (стекло) и заливка камфена;

– фиксация динамики роста корочки слитка с помощью фотоаппарата и миллиметровой бумаги.

В таблице 1 и на рисунке 3 приведены результаты проведенных экспериментов, а также показана динамика изменения толщины корочки и коэффициента затвердевания модельного вещества по граням кристаллизатора, имеющим различную конфигурацию рабочей поверхности.

Анализ рисунка 3 свидетельствует о том, что для одного и того же времени от начала эксперимента наибольшая толщина корочки и, соответственно, коэффициент кристаллизации имеют место при формировании оболочки у стенки кристаллизатора, имеющей широкие пазы, средние значения изучаемых факторов характерны для гладкой стенки, а минимальные — для стенки с узкими пазами. Толщина корочки, образующейся на гладкой поверхности в первую минуту кристаллизации, на 5–20 % меньше толщины корочки, формирующейся у стенки с широкими пазами, и на 10–20 % превышает это значение, характерное для поверхности, имеющей узкие пазы.

Объясняется это тем, что для случая кристаллизации расплава у стенки с широкими пазами имеет место повышенный уровень теплоотвода, так как увеличивается поверхность контакта медной стенки с формирующейся оболочкой из-за свободного затекания камфена в пазы (рис. 4, а).

Таблица 1

Результаты моделирования затвердевания камфена в кристаллизаторе с различной конфигурацией рабочей поверхности стенок

Время от начала опыта, мин	Толщина корочки, мм			Коэффициент затвердевания, мм/с ^{0,5}		
	пазы		гладкая стенка	пазы		гладкая стенка
	узкие	широкие		узкие	широкие	
0,25	2,1	2,6	2,5	4,2	5,2	5,0
0,5	2,8	3,5	3,2	4,0	4,9	4,5
1	3,7	4,7	4	3,7	4,7	4,0
2	4,8	6,3	5,1	3,4	4,5	3,6
3	5,3	7	5,6	3,1	4,0	3,2
4	5,7	7,5	6	2,9	3,8	3,0
5	6	7,8	6,3	2,7	3,5	2,8
6	6,4	8	6,7	2,6	3,3	2,7
7	6,8	8,2	7,1	2,6	3,1	2,7
8	7,5	8,5	7,6	2,7	3,0	2,7
9	8,2	8,8	8,1	2,7	2,9	2,7
10	8,5	9,2	8,6	2,7	2,9	2,7

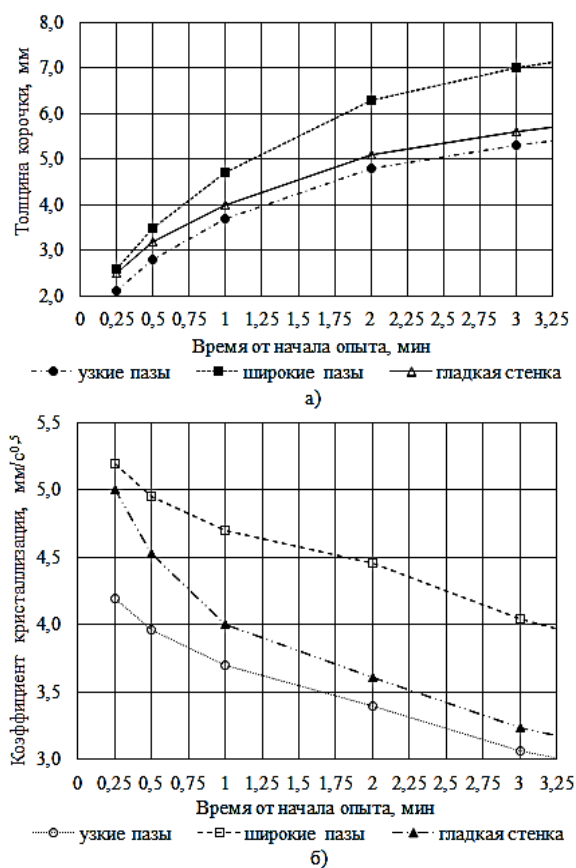


Рисунок 3 Динамика изменения толщины корочки (а) и коэффициента затвердевания модельного вещества (б) по граням кристаллизатора, имеющим различную конфигурацию рабочей поверхности

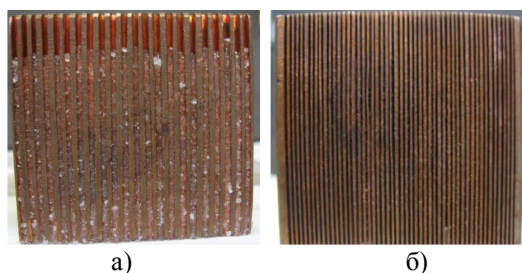


Рисунок 4 Наличие (а) и отсутствие (б) затекания камфена в пазы медных стенок кристаллизатора, зафиксированное после окончания эксперимента

В районе пазов шириной 0,4–0,5 мм затекания камфена в них не наблюдалось (рис. 4, б), что обеспечивало наличие газового зазора, способствующего снижению теплоотвода и, соответственно, скорости роста корочки.

С течением времени разница в скорости кристаллизации снижается, и через 10 мин толщина корочки, сформированной на гладкой поверхности и у стенки с узкими пазами, становится практически одинаковой, а образованной у стенки с широкими пазами превышает их значение на 7–9 %.

Полученные данные свидетельствуют о том, что изготовление на поверхности медных стенок кристаллизатора прямоугольных пазов шириной 0,4–0,5 мм, в которые не проникает жидкий расплав, способствует снижению теплоотвода на 10–20 %, что благоприятно скажется на улучшении качества поверхности непрерывнолитого слитка, обусловленного формированием грубых следов качания.

После извлечения слитка из кристаллизатора было установлено, что для части слитка, кристаллизовавшейся у стенки с узкими продольными пазами (рис. 5, а), характерна слегка волнообразная поверхность, а поверхность, образованная у стенки с широкими пазами (рис. 5, б), имеет явно выраженные ребра, размеры которых по ширине и высоте равны ширине и глубине пазов, выполненных на рабочей поверхности медных пластин.

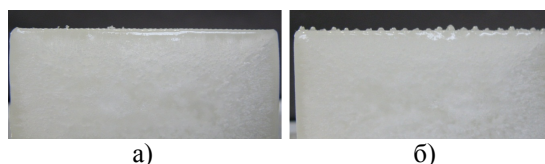


Рисунок 5 Неровности на поверхности слитка, сформированной у стенок с пазами

Важным фактором, влияющим на параметры теплоотвода и формирование непрерывнолитого слитка, является смачивание расплавом и ШОС поверхности кристаллизатора. При хорошем смачивании кристаллизатора расплавом обеспечивается повышение теплоотвода. Несмачивание поверхности кристаллизатора каплями ШОС облегчает проникновение их в зазор между поверхностями заготовки и кристаллизатора [13, 14]. Кроме того, для случая хорошего смачивания рабочей поверхности кристаллизатора жидким шла-

ком возможно прилипание к ней твердых шлаковых частичек. Это приводит к налипанию частичек шлака на стенки кристаллизатора в верхней его части. Соответственно, в этом случае будет деформироваться и искажаться поверхность заготовки, а некоторые твердые частицы шлака будут внедряться в ее тело.

Поэтому на втором этапе исследований были проанализированы параметры смачивания различными расплавами (камфен, медь и ШОС) гладкой и рифленой поверхностей медных пластин, использованных при изготовлении сборного кристаллизатора (рис. 1 и 2). Для определения величины краевого угла смачивания исследуемых поверхностей расплавом камфена использовали известный метод лежащей капли [15].

Камфен, нагретый до температуры 38°C , при помощи стеклянной трубки переносился на медную подложку для формирования капли на каждом из испытуемых образцов. Однако при таком перегреве капли растекались по поверхности гладкой стенки или полностью проникали в продольные пазы. Поэтому при проведении последующих опытов капли некоторое время выдерживали в трубке для снижения температуры до значений, близких к температуре начала затвердевания ($\sim 34 \pm 1^{\circ}\text{C}$). Полученные на подложке капли фотографировались и определялся угол смачивания (θ), который образован касательными к межфазным поверхностям, ограничивающим смачивающую жидкость, имеет вершину на линии раздела трех фаз и отсчитывается в сторону жидкости (рис. 6). Количественно степень смачивания характеризуется безразмерной величиной косинуса краевого угла (угла смачивания) или просто краевым углом (углом смачивания).

Чем меньше угол θ и, соответственно, больше $\cos \theta$, тем лучше смачивание. При величине $\theta < 90^{\circ}$, т. е. при $\cos \theta > 0$, поверхность считают хорошо смачиваемой данной жидкостью. Если же угол $\theta > 90^{\circ}$, т. е. $\cos \theta < 0$, то по отношению к данной жидкости поверхность смачивается плохо («не смачивается»).

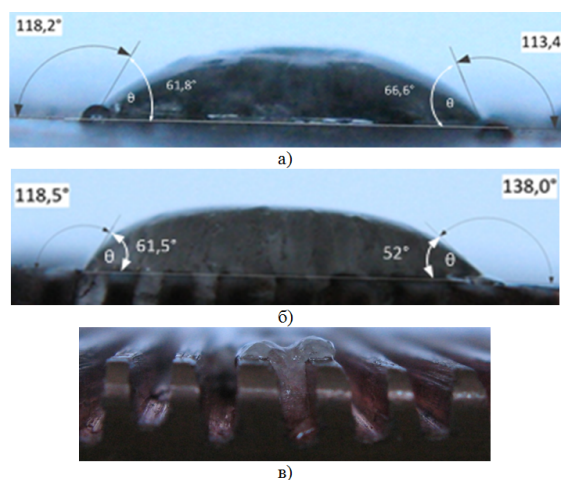


Рисунок 6 Характер смачивания камфеном гладкой поверхности медной пластины (а), шероховатой с узкими (б) и широкими (в) пазами

Однако необходимо отметить, что рассмотренные выше закономерности смачивания выполняются для всех жидких поверхностей и только на идеально гладких поверхностях твердых тел. Это обусловлено тем, что на поверхностях реальных твердых тел всегда имеются шероховатости, неоднородности, поры, трещины и т. д. Площадь шероховатой поверхности ($S_{\text{ш}}$) всегда больше, чем площадь гладкой подложки (S_0). Отношение $S_{\text{ш}}/S_0 = K$ называют коэффициентом шероховатости.

Влияние шероховатости на краевой угол описывается уравнением Венцеля-Дерягина:

$$\cos \theta_{\text{ш}} = K \cos \theta.$$

Из приведенного уравнения следует, что для смачивающих жидкостей ($\theta < 90^{\circ}$, $\cos \theta > 0$) шероховатость приводит к уменьшению краевых углов ($\cos \theta_{\text{ш}} > \cos \theta$). В случае несмачивания ($\theta > 90^{\circ}$, $\cos \theta < 0$) шероховатость вызывает увеличение краевых углов ($\cos \theta_{\text{ш}} < \cos \theta$). Таким образом, на гидрофильных поверхностях шероховатость улучшает смачивание, на гидрофобных – ухудшает. Как видно из рисунка 6, камфен достаточно хорошо смачивает поверхность экспериментальных образцов. Краевой угол смачивания камфеном гладкой мед-

ной поверхности больше, чем шероховатой поверхности с узкими пазами, что соответствует приведенным выше выводам об улучшении смачиваемости поверхности, имеющей большую шероховатость, при остром краевом угле. Для пластины с широкими пазами не удалось вычислить краевой угол смачивания из-за полного затекания камфена в пазы.

Результаты исследования смачивания различных подложек медью и ШОС представлены на рисунке 7 и свидетельствуют о том, что наибольшее значение величины краевого угла характерно для капель меди и ШОС на поверхности медных пластин с узкими пазами. Примерные значения площадей поверхности экспериментальных подложек составляют $0,004 \text{ м}^2$ для гладкой поверхности, $0,01 \text{ м}^2$ и $0,016 \text{ м}^2$ — для пластин с широкими и узкими пазами соответственно. Поэтому шероховатость поверхности узких пластин будет больше, чем гладкой поверхности и пластин с широкими пазами, а значит, будет способствовать ухудшению смачивания ввиду того, что величина $\theta > 90^\circ$.

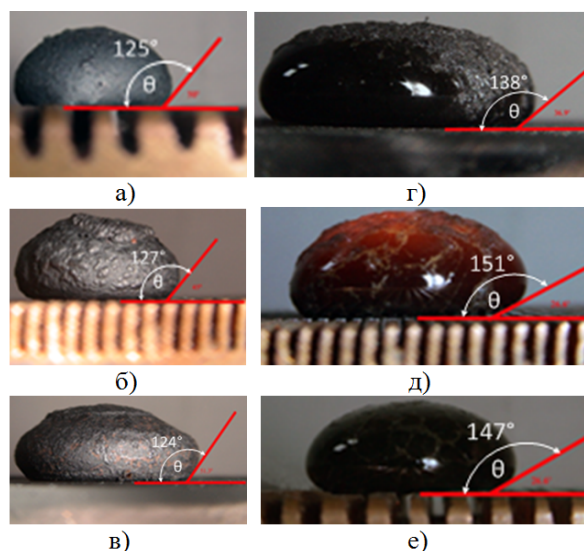


Рисунок 7 Характер смачивания медью и ШОС гладкой поверхности медной пластины (а, г), шероховатой с узкими (б, д) и широкими (в, е) пазами

На основании полученного результата можно предположить, что аналогичный

эффект будет иметь место и при смачивании шероховатых медных поверхностей кристаллизатора МНЛЗ жидкой сталью и находящейся на ее поверхности жидкой прослойкой ШОС.

Определение краевого угла смачивания медной капли и капли ШОС для каждого из образцов проводилось не менее трех раз. Усредненные данные, полученные в ходе проведенных экспериментов, представлены в таблице 2.

Таблица 2

Средние значения краевых углов смачивания, полученных при проведении экспериментов

Характеристика		Краевой угол смачивания, град.
смачивающей жидкости	поверхности подложки	
медь	гладкая	125
медь	узкие пазы	127
медь	широкие пазы	124
ШОС	гладкая	138
ШОС	узкие пазы	151
ШОС	широкие пазы	147

Кроме того, после кристаллизации расплава на подложке проводилась визуальная оценка качества поверхности капли, прилегающей к поверхности подложки, при нанесении меди на гладкую пластину (рис. 8, а), пластину с узкими (рис. 8, б) и широкими пазами (рис. 8, в).

Анализ данных рисунка 8,а свидетельствует о том, что поверхность капли, прилегающей к гладкой подложке, не имеет каких-либо шероховатостей или видимых пятен контакта с испытуемым образцом.

При визуальном осмотре поверхности капли, прилегающей к подложке с узкими пазами (рис. 8, б), наблюдаются отчетливые пятна контакта между каплей металла и испытуемым образцом. Для случая использования пластин с широкими пазами на поверхности капли, прилегающей к подложке, имеются грубые наплывы – следы затекания металла глубиной до 3 мм, обусловленные капиллярным эффектом (рис. 8, в).

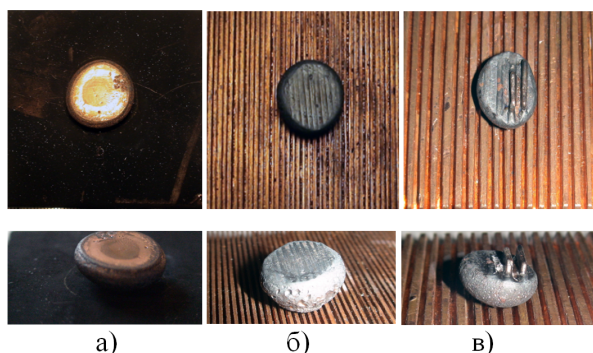


Рисунок 8 Состояние контактной поверхности капель меди, затвердевших на гладкой медной пластине (а), шероховатой с узкими (б) и широкими (в) пазами

На основании полученных результатов для уменьшения теплопередачи в районе жидкого мениска кристаллизующейся стали, снижения смачиваемости поверхности теплоотвода жидкой сталью и ШОС, уменьшения глубины следов качания, а также облегчения проникновения капель ШОС в зазор между поверхностями заготовки и кристаллизатора была предложена новая его конструкция [16]. Основное отличие нового кристаллизатора от традиционно используемых аналогов заключалось в наличии вертикальных пазов в районе формирования жидкого мениска. Пазы имели определенные размеры и располагались в средней части рабочей поверхности стенок кристаллизатора с целью повышения их шероховатости и образования искусственного воздушного зазора на этом участке, что ухудшает смачиваемость рабочей поверхности сталью и ШОС, а также обеспечивает дополнительное сопротивление теплоотводу от кристаллизующейся корочки заготовки (рис. 9).

Кристаллизатор содержит медные водоохлаждаемые стенки 1, на внутренней поверхности средней части которых выполнены вертикальные пазы 2 величиной $0,6\text{--}0,8$ от их ширины (b), глубиной d $2\text{--}3$ мм на расстоянии $0,05$ высоты кристаллизатора от номинального уровня налива в нем металла 3 длиной $0,08\text{--}0,13$ от общей высоты (H) кристаллизатора.

Ширина пазов (h) составляет $0,3\text{--}0,5$ мм, а шаг между ними равняется $3\text{--}5$ значениям их ширины. В контакте с медной стенкой находится мениск жидкого металла 4, в районе и ниже которого образуется корка кристаллизующегося металла 5.

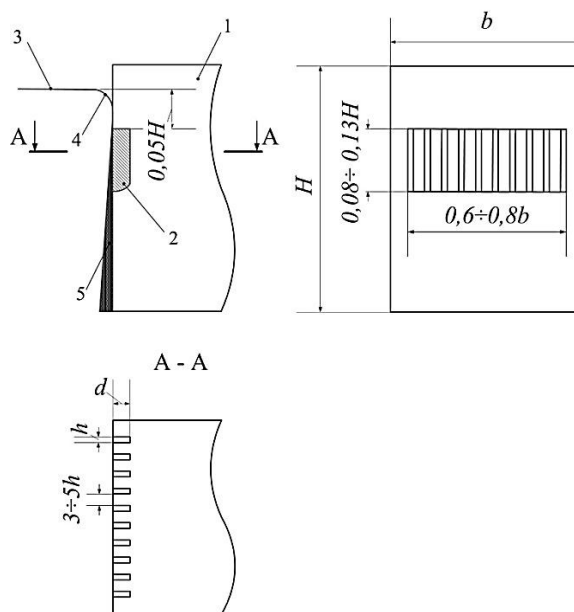


Рисунок 9 Усовершенствованная схема верхней части кристаллизатора

На мениске жидкого металла в кристаллизаторе находится ШОС, толщина жидкой прослойки которой составляет $7\text{--}10$ мм при разливке со скоростями до 1 м/мин и $15\text{--}20$ мм при разливке на высокоскоростных МНЛЗ [17]. Поэтому для предотвращения затекания ШОС в вертикальные пазы 2 последние выполняются на расстоянии $45\text{--}60$ мм ($\sim 0,05$ высоты кристаллизатора) от номинального уровня налива металла. Пазы выполнены не по всей поверхности стенок, а только на $0,6\text{--}0,8$ ширины их средней части. Это обусловлено тем, что в углах заготовки в результате ее усадки и быстрого «отхода» твердой корочки от стенки кристаллизатора интенсивность отвода тепла заметно ниже, чем в ее центральной части. Выполнение пазов длиной $70\text{--}140$ мм ($0,08\text{--}0,13$ высоты кристаллизатора) позволяет снизить теплоотвод от корки заготовки на начальной стадии кристаллизации и предотвратить ее за-

твердевание на мениске жидкого металла. Объясняется это тем, что снижение величины теплоотвода целесообразно лишь на начальных стадиях кристаллизации заготовки, в ином случае увеличение длины пазов приведет к формированию недостаточной толщины корки на выходе из кристаллизатора, что может быть причиной прорыва металла. Причем результаты, полученные авторами работ [7, 18], свидетельствуют о том, что максимальные значения величины теплоотвода от корки металла, независимо от скорости разливки, наблюдаются в зоне контактного теплообмена на расстоянии 80–140 мм ниже мениска и отличаются только абсолютными значениями (рис. 10). Поэтому предложенное место расположения пазов и их протяженность с определенным запасом соответствуют зоне максимального теплоотвода в кристаллизаторе.

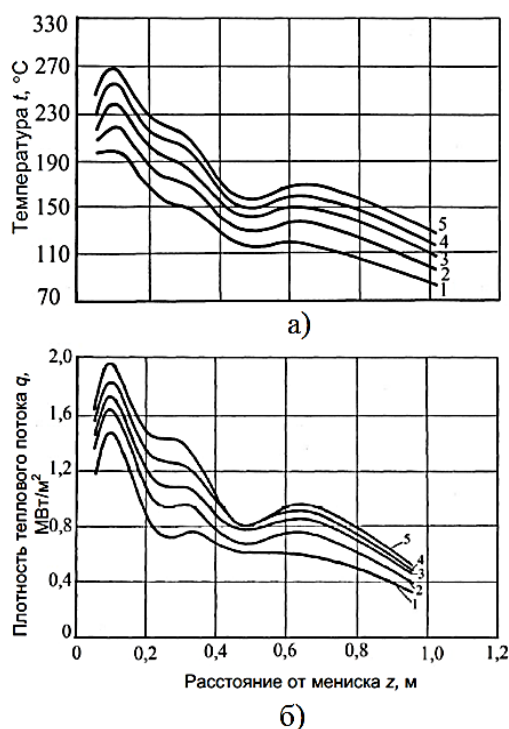


Рисунок 10 Распределение температуры поверхности широкой грани сляба (а) и плотности теплового потока широкой стенки кристаллизатора (б) по их высоте на расстоянии 0,16 м от центра при скорости разливки: 1 — 0,4 м/мин; 2 — 0,6 м/мин; 3 — 0,8 м/мин; 4 — 1,0 м/мин; 5 — 1,2 м/мин

При работе предложенного кристаллизатора расплавленный металл, соприкасаясь с медной водоохлаждаемой стенкой, начинает кристаллизоваться. Наличие пазов на стенке глубиной 2–3 мм, шириной 0,3–0,5 мм и шагом между пазами, равным 3–5 значениям ширины пазов, позволяет уменьшить площадь контакта затвердевающей корки со стенкой кристаллизатора. При этом в пазах сохраняется воздушный зазор, который выступает как дополнительное сопротивление теплоотводу, так как металл в результате действия сил поверхностного натяжения не заполняет пазы. Величина теплоотвода снижается на 15–20 %. Поэтому применение кристаллизатора с рифлеными стенками позволяет значительно улучшить качество непрерывнолитых заготовок за счет минимизации образования дефектов на начальной стадии затвердевания и улучшения качества поверхности.

В качестве основных выводов по представленной работе можно отметить следующее:

- следы качания на поверхности непрерывнолитой заготовки оказывают большое влияние на ее качество. Глубокие следы качания являются концентраторами напряжений, снижают прочность металла, могут перерастать в поперечные трещины, а также снижают выход годного;

- полученные с использованием физического моделирования результаты свидетельствуют о целесообразности изготовления в верхней части рабочей поверхности медных стенок кристаллизатора прямоугольных пазов. Наличие пазов обеспечит снижение теплоотвода в районе жидкого мениска, а также смачиваемость стенок жидкой сталью и ШОС. При уменьшении плотности теплового потока в районе жидкого мениска образуются менее грубые следы качания, что благоприятно влияет на улучшение качества поверхности и подповерхностной зоны непрерывнолитого слитка. Снижение смачиваемости стенок кристаллизатора жидкой сталью также способствует уменьшению теплоотвода и

обеспечивает более благоприятные условия для затекания жидкой ШОС в зазор между охлаждающей поверхностью и формирующейся оболочкой слитка;

– для решения поставленных в работе задач предложена новая конструкция кристаллизатора с прямоугольными пазами, выполненными на площади 0,6–0,8 ширины его средней части на расстоянии 0,05 и длиной 0,08–0,13 высоты кристаллизатора, глу-

биной 2–3 мм, шириной 0,3–0,5 мм и шагом между пазами, равным 3–5 значениям их ширины.

В ходе дальнейшей работы предполагается исследовать влияние прогрева стенки кристаллизатора в области контактного теплообмена на процесс формирования следов качания, их размеры и глубину проникновения в тело непрерывнолитой заготовки.

Библиографический список

1. Смирнов, А. Н. Анализ механизмов формирования следов качания непрерывнолитой заготовки [Текст] / А. Н. Смирнов и др. // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія «Металургія». — Донецьк : ДонНТУ, 2012. — №1(14)–2(15). — С. 201–212.
2. Смірнов, О. М. Вплив слідів хитання і режимів осциляції кристалізатора на якість поверхні безперервнолитих заготовок [Текст] / О. М. Смірнов та ін. // Металознавство та обробка металів. — 2015. — № 3. — С. 8–16.
3. Смирнов, А. Н. Моделирование условий образования следов качания на поверхности непрерывнолитого слитка [Текст] / А. Н. Смирнов и др. // Процессы литья. — 2015. — № 3. — С. 3–9.
4. Куберский, С. В. Развитие представлений о формировании следов качания и их влиянии на качество непрерывнолитой заготовки [Текст] / С. В. Куберский // Новшества в области технических наук : сборник научных трудов по итогам международной научно-практической конференции. — Тюмень, 2016. — № 1. — С. 17–26.
5. Смирнов, А. Н. Исследование особенностей формирования следов качания на поверхности непрерывнолитой заготовки [Текст] / А. Н. Смирнов, С. В. Куберский, А. В. Головчанский // Бюллетень научно-технической и экономической информации «Черная металлургия». — 2015. — № 11. — С. 26–30.
6. Смирнов, А. Н. Исследование особенностей формирования следов качания на поверхности непрерывнолитой заготовки [Текст] / А. Н. Смирнов и др. // Известия вузов. Черная металлургия. — 2016. — Том 59. — № 4. — С. 226–231.
7. Паршин, В. М. Непрерывная разливка стали [Текст] / В. М. Паршин, Л. В. Буланов. — Липецк : ОАО «НЛМК», 2011. — 221 с.
8. Кац, А. М. Теплофизические основы непрерывного литья слитков цветных металлов и сплавов [Текст] / А. М. Кац, А. Г. Шадек. — М. : Металлургия, 1983. — 208 с.
9. Либерман, А. Л. Управление теплоотводом в кристаллизаторе – путь улучшения качества непрерывнолитых заготовок [Текст] / А. Л. Либерман // И. П. Бардин и отечественная металлургия. — М. : Наука, 1983. — С. 112–120.
10. А.с. (СССР) 338040, МПК В 22 D 11/04. Кристаллизатор для установок непрерывной разливки металлов с волнистыми стенками / М. Я. Бровман и др. — № 1621973/22-2 ; заявл. 06.02.71 ; опубл. 23.08.86. Бюл. № 31. — 2 с. : ил.
11. Кац, А. М. Анализ деформации рабочих стенок кристаллизатора [Текст] / А. М. Кац // Цветные металлы. — 1983. — № 12. — С. 55–58.
12. Валуев, Д. В. Непрерывная разливка стали и сплавов [Текст] : учебное пособие / Д. В. Валуев, Н. А. Козырев, Р. А. Гизатулин. Юргинский технологический институт. — Томск : изд-во Томского политехнического университета, 2014. — 406 с.
13. Neumann, F. Mold fluxes in high speed thin slab casting / F. Neumann, J. Neal, M.A. Pedroza e.a. // Proc. 79th Steelmaking Conf. — Pittsburgh : Iron and Steel Society. — 1996. — P. 249–257.
14. Emi, M. The mechanisms for sticking type break-outs and new developments in continuous casting mold fluxes / M. Emi // Proc. 74th Steelmaking Conf. — Washington : Iron and Steel Society, 1991. — P. 623–630.

15. Шатагин, О. А. Горизонтальное непрерывное литьё цветных металлов и сплавов [Текст] / О. А. Шатагин. — М. : Металлургия, 1974. — 210 с.
16. Патент на корисну модель 98151 Україна, МПК В 22 D 11/00. Кристалізатор машини безперервного (напівбезперервного) лиття заготовок / О. М. Смирнов та ін.; заявник і власник Донбас. державн. техн. ун-т. — № и 2014 07307 ; заявл. 01.07.14 ; опубл. 27.04.15. Бюл. № 8. — 3 с. : іл.
17. Смирнов, А. Н. Непрерывная разливка стали [Текст] : учебник / А. Н. Смирнов, С. В. Куберский, Е. В. Штепан. — Донецк : ДонНТУ, 2011. — 482 с.
18. Смирнов, А. Н. Процессы непрерывной разливки [Текст] / А. Н. Смирнов и др. — Донецк : ДонНТУ, 2002. — С. 536.

© Куберский С. В.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. МЧМ ДонГТУ Новохатским А. М.,
старшим мастером ОНРС ККЦ ПАО «АМК» Максаевым Е. Н.*

Статья поступила в редакцию 06.12.17.

к.т.н. Куберський С. В. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

УДОСКОНАЛЕННЯ КОНСТРУКЦІЇ КРИСТАЛІЗАТОРА ДЛЯ ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ПОВЕРХНІ І ПІДПОВЕРХНЕВОЇ ЗОНИ БЕЗПЕРЕРВНОЛИТИХ ЗАГОТОВОК

Показано вплив слідів хитання на поверхні безперервнолитої заготовки на її якість і вихід придатного металу. З використанням фізичного моделювання досліджено вплив рельєфної поверхні мідних підкладок на інтенсивність тепловідведення та їх змочування різними розплавами. Встановлено позитивний вплив на зменшення глибини слідів хитання зниження щільності теплового потоку в районі рідкого меніску, а також змочування стінок кристалізатора розплавами сталі і ШУС. Запропоновано нову конструкцію кристалізатора з прямокутними пазами у верхній частині його робочої поверхні. Обґрунтовано розміри і крок пазів, а також місце їх розташування і займану площу.

Ключові слова: безперервне розливання, кристалізатор, хитання, сліди, гребінці, якість, поверхня, шорсткість, тепловідведення, меніск, змочування, затікання.

PhD Kuberskiy S. V. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

IMPROVEMENT OF CRYSTALLIZER'S DESIGN FOR IMPROVING SURFACE QUALITY AND SUBSURFACE ZONE OF CONTINUOUSLY CAST BILLETS

It is shown an influence of the rocking marks on the surface of a continuously cast billet on its quality and the yield of useful metal. Using the physical simulation, the effect of the textured surface of copper substrates on the intensity of the heat removal and substrates wetting by various melts is investigated. A positive effect was found from decreasing the density of the heat flux in the zone of the liquid meniscus on the decrease of depth of rocking traces, as well as the wettability of the crystallizer's walls by the melts of steel and the SCO. A new design of a mold with rectangular grooves in the upper part of its working surface is proposed. The dimensions and pitch of the grooves, as well as their location and the area occupied, are justified.

Key words: continuous casting, crystallizer (mold), rocking, traces, scallops, quality, surface, roughness, heat removal, meniscus, wetting, wicking.

УДК 621.771.26.074 –71.1

к.т.н. Луцкий М. Б.,
к.т.н. Чичкан А. А.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЁТА КАЛИБРОВКИ П-ОБРАЗНЫХ ПРОФИЛЕЙ С РАСТЯЖЕНИЕМ СТЕНОК

Разработана методика расчёта и построения калибров для горячей прокатки П-образных профилей, которая позволяет конструировать калибры, обеспечивающие совмещение в фасонных проходах обжатия толщины элементов профиля с растяжением боковых наклонных стенок.

Ключевые слова: прокатка, калибровка, сортовые профили, фасонные калибры.

Специальные взаимозаменяемые профили (СВП) [1] относятся к так называемым П-образным профилям. Их прокатывают на Нижнетагильском, Кузнецком, Алчевском металлургических комбинатах и комбинате «Азовсталь». Как известно, от методики, применяемой для расчёта и построения фасонных калибров, зависит износ и расход валков, геометрические размеры профиля и качество продукции, время и затраты на освоение новых профилей. Это в полной мере относится к методике расчёта и построения калибров профилей СВП, применяемых для крепления и устройства горных выработок.

В большинстве случаев, в соответствии с известными способами прокатки, профили СВП прокатывают из высокой и узкой заготовки с отношением высоты к ширине, составляющим 2,6–2,8 [2]. При формировании профиля из такой заготовки от подготовительного к чистовому проходу наряду с обжатием толщины элементов в разрезном и фасонных калибрах предусмотрены значительные высотные деформации раската. Это приводит к необходимости выполнения глубоких врезов, что снижает прочностные характеристики валков, увеличивает их расход.

При расчёте режимов деформации известные методики предусматривают деление поперечного сечения раската на два элемента — днище и фланцы — без учёта

деформации боковых наклонных стенок [3, 4]. Такой подход вносит погрешность как при расчёте режимов деформации, так и при построении фасонных калибров. Кроме того, предложенные методы расчёта не позволяют рассчитывать калибры, в которых наряду с обжатием толщины предусмотрено растяжение боковых наклонных стенок.

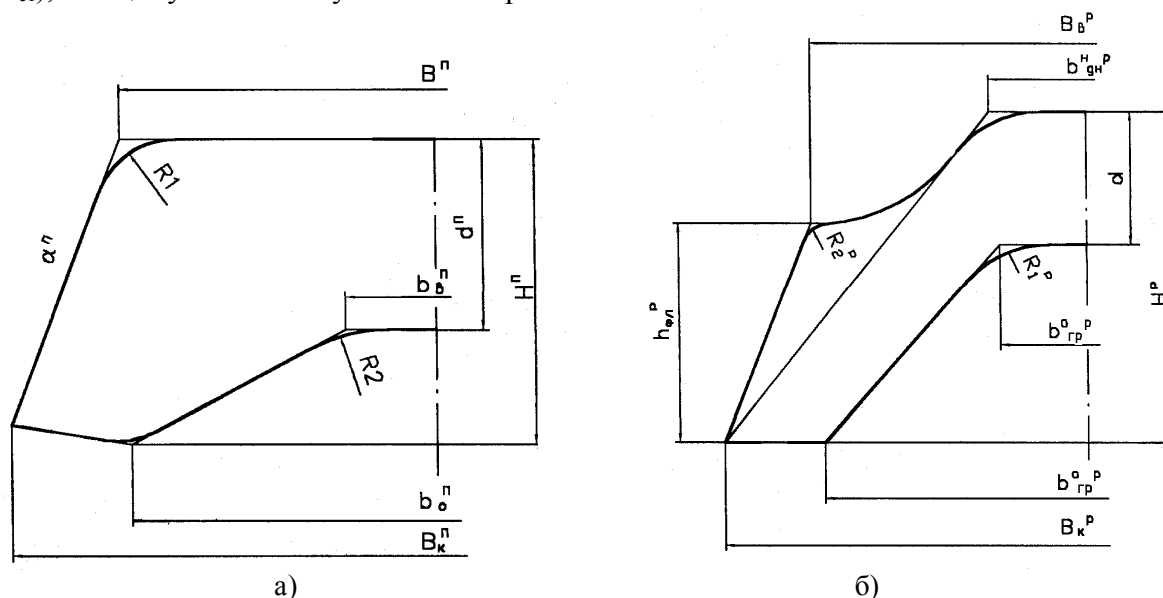
Целью данной работы является разработка методики расчёта и калибров, позволяющих в фасонных проходах совмещать обжатие элементов раската с растяжением боковых наклонных стенок.

В основу методики расчёта калибров для профиля СВП 33 специалистами ПАО «АМК» и ДонГТУ был положен новый способ прокатки П-образных профилей, который, в отличие от известных, позволяет совмещать в черновых, промежуточном и предчистовом фасонных проходах обжатие высоты фланцев, толщины фланцев, днища и толщины боковых стенок с интенсивным растяжением наклонных стенок [5].

В начале расчёта известным способом назначается схема прокатки и определяют габаритные размеры калибров для черновых и чистовых проходов. Затем выполняется предварительный расчёт основных параметров калибров с определением коэффициентов деформации и коэффициентов вытяжек соответствующих элементов раската. При этом назначают изменение

уклонов боковых наклонных стенок и определяют параметры калибров обычной формы, а именно: толщину дна (d), ширину внутреннего и наружного участков дна (b_1 и b_2), расстояние от наружной поверхности дна до линии изгиба стенки (h_1), длину средней линии боковых стенок ($L_{ст}$), толщину стенки на участках сопряже-

ния с дном (d_1), по линии изгиба (d_2), сопряжения с фланцами (d_3), толщину и высоту фланцев (d_4 и h_2), общую высоту (H) и ширину (B) раската и другие параметры калибров. Величину приращения длины средней линии боковых стенок выбирают в соответствии с рекомендациями [5].



либра (H^n). Кроме того, производят расчёт других элементов, необходимых для построения разрезного калибра:

– вертикальная проекция участков раската, из которых формируют фланцы и боковые наклонные стенки:

$$h_{\text{фл}}^p = (0,65 \div 0,70) H^p; \quad (2)$$

– высота разрезного гребня:

$$h_{\text{гр}}^p = (0,58 \div 0,62) H_{\text{к}}^p; \quad (3)$$

– ширина основания гребня:

$$b_{\text{гр}}^o = (3 \div 3,2) b_{\text{дн}}^p; \quad (4)$$

– ширина вершины гребня:

$$b_{\text{дн}}^b = (1,06 \div 1,1) b_{\text{в}}^n; \quad (5)$$

– общая ширина калибра:

$$B_{\text{к}}^p = B_{\text{в}}^p + 2 h_{\text{фл}}^p \operatorname{tg} \alpha^p. \quad (6)$$

Уклон участков раската, из которых формируют боковые наклонные стенки в разрезном калибре, принимают в пределах $35 \div 40 \%$.

В профилирующем калибре производится оформление элементов поперечного сечения раската для последующей деформации в черновых, промежуточном и чистовом калибрах. При этом производится предварительный контроль основных размеров, оформляются элементы профиля— днище, боковые наклонные стенки и фланцы раската. Чтобы предотвратить искажение поперечного сечения раската, улучшить его заполнение и повысить устойчивость, ширину участка верхнего ручья разрезного калибра, обжимающего фланцы по высоте, принимают равной ширине подготовительного калибра по конструкционным точкам (рис. 2, а). Затем рассчитывают основные элементы, необходимые для построения профилирующего калибра:

– высота калибра:

$$H^{\text{проф}} \approx (1,07 \div 1,1) H_{\text{к}}^p; \quad (7)$$

– вертикальная проекция высоты фланцев:

$$h_{\text{ф}}^{\text{проф}} = (0,54 \div 0,58) H_{\text{к}}^{\text{проф}}; \quad (8)$$

– длина средней линии боковых стенок:

$$l_{\text{ст}}^{\text{проф}} = (H^{\text{проф}} - d - h_{\text{ф}}^{\text{проф}}) / \cos \alpha^{\text{проф}}; \quad (9)$$

– ширина профилирующего калибра:

$$B_{\text{к}}^{\text{проф}} = b_{\text{дн}}^{\text{проф}} + (H_{\text{к}}^{\text{проф}} - d) \cos \alpha^{\text{проф}} \quad (10)$$

Уклон боковых наклонных стенок в профилирующем калибре принимают в пределах $28\text{--}34 \%$. Радиусы сопряжения элементов калибра принимают конструктивно.

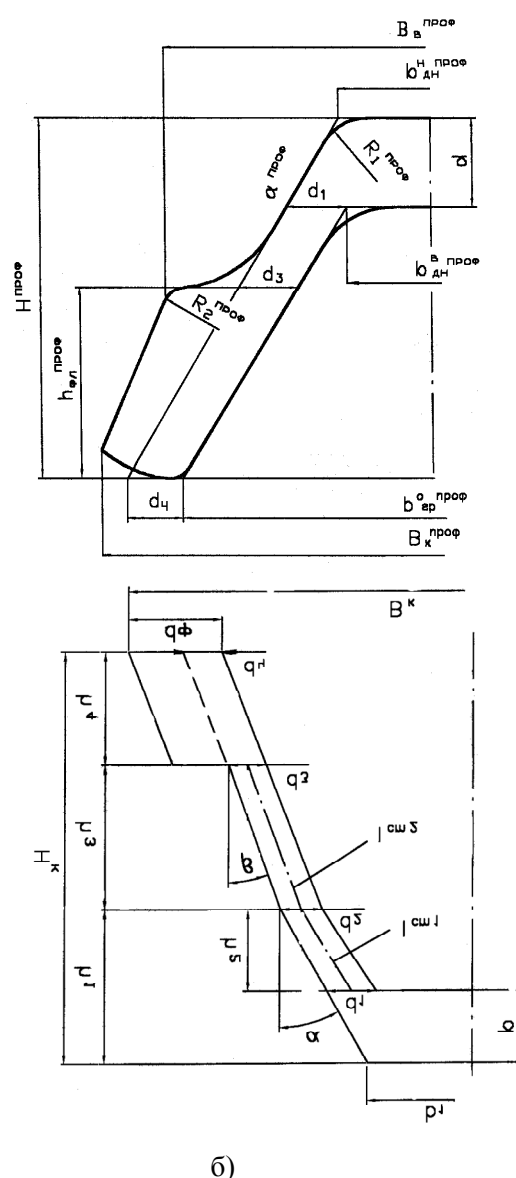


Рисунок 2 Расчётная схема профилирующего (а) и первого чернового (б) калибров

В связи с особенностью конструкции, для обеспечения трения смежных профилей в узлах податливости боковые наклонные стенки специальных взаимозаменяемых профилей выполняют с изгибом в средней части. Предварительный изгиб боковых стенок намечают в первом черновом калибре. При построении первого черного и последующих калибров с изгибом стенок расстояние от наружной поверхности днища до линии изгиба во всех последующих калибрах принимают постоянным:

$$h_1^{пч} \approx h_1^{втч} \dots \approx h_1^{чист} \approx \text{const.} \quad (11)$$

Затем назначают изменение уклонов боковых наклонных стенок по проходам. Так, уклон участков стенок, сопряженных с днищем, в первом черновом калибре составляет: $\alpha^{пч} = (1,9 \div 2,1) \alpha^{чист}$, а уклон участков стенок, сопряженных с фланцами, $\beta^{пч} = (1,9 \div 2,1) \beta^{чист}$, где $\alpha^{чист}$ и $\beta^{чист}$ — уклоны соответствующих участков боковых наклонных стенок, принятых в чистовом калибре.

На следующем этапе заготавливают скелет первого черного калибра, в котором, наряду с обжатием толщины, предусмотрено растяжение боковых наклонных стенок раската (рис. 2, б). С учетом исходных данных, полученных при расчете параметров калибров без изгиба стенок, производят пересчет вертикальных проекций участков стенок с изгибом и определяют габаритные размеры, необходимые для построения калибра. В первом черновом калибре задаются величиной приращения длины средней линии боковых стенок:

$$\Delta l_{ст\Sigma}^{пч} = (1,3 \div 1,45) l_{ст}^{проф}. \quad (12)$$

Учитывая, что на участке между плоскостью изгиба и сопряжением с днищем длина боковых стенок составляет $l_{ст1} = (h_1 - d) \cos \alpha$, определяют длину средней линии стенок на участках между плоскостью изгиба и фланцами

$$l_{ст2} = l_{ст\Sigma} - (h_1 - d) \cos \beta \quad (13)$$

её вертикальную проекцию

$$h_3 = l_{ст2} \cos \beta, \quad (14)$$

рассчитывают горизонтальную проекцию калибра

$$B_k = b_1 + 2 [h_1 \operatorname{tg} \alpha + (h_3 + h_{фл}) \operatorname{tg} \beta + d_{фл} - d_4]. \quad (15)$$

По данной методике рассчитывают черновые и промежуточные калибры, в которых обжатие толщины боковых наклонных стенок совмещается с растяжением длины их средней линии с соблюдением следующих закономерностей:

$$h_{1n} \approx h_{1n+1} \approx \text{const}; \alpha_n \geq \alpha_{n+1}; \beta_n \geq \beta_{n+1}; L_{стn+1} - L_{стn} = 16 \div 28 \text{ мм}.$$

Данная методика была использована при расчете калибровки специального взаимозаменяемого профиля СВП 33 в условиях полунепрерывного крупносортового стана «600» ПАО «АМК»

Вывод. Разработана методика расчета фасонных калибров для прокатки специальных взаимозаменяемых профилей, применение которой позволяет конструировать калибры, обеспечивающие совмещение обжатия толщины элементов с растяжением боковых наклонных стенок. Применение разработанной методики позволит улучшить качество продукции, снизить износ и расход валков, уменьшить затраты на подготовку производства и освоение новых профилей. Методика может быть рекомендована для расчета и построения калибров профилей П-образной формы с отогнутыми краями и вертикальной осью симметрии.

Библиографический список

1. ГОСТ 18662-83. Профили горячекатаные СВП для крепи горных выработок. Сортамент [Текст]. — Москва, 1983.
2. Луцкий, М. Б. Рациональные схемы прокатки специальных взаимозаменяемых профилей [Текст] / М. Б. Луцкий, И. К. Дорожко, В. А. Луценко и др. // Труды IV конгресса прокатчиков. — Магнитогорск, 2001. — Т. 1. — С. 304–307.
3. Шум, Б. М. Калибровка экономичного профиля для крепления горных выработок [Текст] / Б. М. Шум. — Сталь, 1962. — № 3. — С. 243–246.
4. Чекмарёв, А. П. Калибровка прокатных валков [Текст] / А. П. Чекмарёв, М. С. Мутьев, Р. А. Машковцев. — М. : Металлургия, 1971. — С. 512.
5. Пат. 63614 Україна, А UA B 21B 1/08. Спосіб виготовлення профілів П-подібної форми з відігнутими краями і вертикальною віссю симетрії / М. Б. Луцький, В. Я. Кириченко, В. О. Луценко, М. М. Лігус. — Заяв. 13.05.2003; опубл. 15.01.2004, Бюл. № 1.

© Луцкий М. Б.

© Чичкан А. А.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. МЧМ ДонГТУ Новохатским А. М.,
нач. сортопрокатного цеха ПАО «АМК» Клепач Э. Н.*

Статья поступила в редакцию 29.11.17.

к.т.н. Луцкий М. Б. (Прокатный завод Hod Assaf Metals ltd, Кирьят-Гат, Израиль),

к.т.н. Чичкан А. О. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

РОЗРОБКА МЕТОДИКИ РОЗРАХУНКУ КАЛІБРУВАННЯ П-ПОДІБНИМ ПРОФІЛЕМ З РОЗТЯГНЕННЯМ СТИНОК

Розроблено методику розрахунку та побудови калібрів для гарячої прокатки П-подібних профілів, яка дозволяє конструювати калібри, що забезпечують поєднання у фасонних проходах обтиску товщини елементів профілю з розтягуванням бічних похилих стінок.

Ключові слова: прокатка, калібрування, сортові профілі, фасонні калібри.

PhD Lutskiy M. B. (Hod Assaf Metals ltd, Kiryat Gat, Israel), **PhD Chichkan A. A.** (DonSTU, Alchevsk, LPR)

DEVELOPING THE CALCULATION METHOD FOR CALIBRATION OF U-SHAPED PROFILES WITH WALLS TENSION

A technique for calculating and constructing calibers for hot rolling of U-shaped profiles has been developed, which makes it possible to design gauges that ensure the combination of the thickness reduction of the profile elements with lateral inclined walls tension in the profile passes.

Key words: rolling, calibration, profiled sections, shaped gauges.

УДК 621.771

**Сорокотягин А. М.,
Поздняков И. А.,
Фокин А. И.,
(филиал № 2 «ЕМЗ» ЗАО «ВНЕШТОРГСЕРВИС», г. Енакиево, ДНР),
к.т.н. Проценко М. Ю.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)**

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ 140-ТОННЫХ КОВШЕЙ ДЛЯ ТРАНСПОРТИРОВКИ ЖИДКОГО ЧУГУНА

Рассмотрен вопрос исключения стационарных миксеров из технологической схемы транспортировки чугуна из доменного в конвертерный цех и предложено использование в этих условиях 140-тонных чугуновозных ковшей. Проведен анализ потерь температуры чугуна при использовании чугуновозных ковшей грузоподъемностью 140 т. Определена возможность проезда 140-тонного ковша по тоннелю из доменного цеха в миксерное отделение конвертерного цеха и произведена модернизация траверсы главного подъема на кране миксерного отделения. Реализация предложенных рекомендаций позволила снизить расход металлошихты и чугуна, а также увеличить объемы производства стали.

Ключевые слова: доменный цех, кислородно-конвертерный цех, миксерное отделение, чугуновозный ковш, температура, чугун, перелив, расход металлошихты.

На интегрированных металлургических предприятиях, в состав которых входит конвертерный цех, а доставка чугуна осуществляется при помощи чугуновозных ковшей, задача по снижению потерь температуры на участке «доменный цех–конвертерный цех» является весьма актуальной. В рамках решения этой задачи предлагаются различные организационные и технические мероприятия, направленные в основном на снижение потерь чугуна, его температуры и затрат на транспортировку [1–3].

Важными элементами в технологической цепочке транспортировки чугуна между доменным и конвертерным цехами являются чугуновозные ковши и миксеры.

Основными функциями миксерного отделения являются согласование работы доменного и конвертерного цеха, которые имеют разный производственный цикл, а также гомогенизация чугуна по содержанию основных элементов и температуре. Вместе с тем при использовании миксеров имеют место потери чугуна и его температуры при выполнении основных техно-

логических операций в отделении, а именно переливов чугуна из чугуновозного ковша в миксер и из миксера в заливочный ковш.

С началом эксплуатации конвертерного цеха эти функции были вполне востребованы и успешно реализованы. В то же время развитие технологии доменного и конвертерного производства привело к изменению требований к реализуемым на этом участке задачам, а именно:

- в связи с освоением технологии обработки металла на агрегате «ковш-печь», где в полном объеме реализованы технологические приемы по управлению температурой расплава, снизились требования к стабильности температуры металла и содержания серы по окончании продувки и, как следствие, к стабильности температуры чугуна и содержания серы в нем;

- внедрение автоматизированной системы «Советчик мастера» привело к снижению требований к стабильности содержания основных элементов в чугуне (в основном по содержанию кремния);

- внедрение информационных систем диспетчеризации позволило синхронизиро-

вать производственные графики доменного и конвертерного цехов и свести к удовлетворительному минимуму возможный разбаланс в производстве и потреблении чугуна. Кроме того, внедрение современных технологий на литейном дворе доменного цеха позволило стабилизировать график выпусков доменных печей. В результате функция миксерного отделения как участка согласования работы доменного и конвертерного цехов была сведена к минимуму.

На основании выполненного анализа основными целями и задачами исследований являлось определение возможности снижения потерь температуры передельного жидкого чугуна и его расхода в металлошихте за счет использования 140-тонных чугуновозных ковшей.

Реализация описанных выше мероприятий позволила рассмотреть вопрос исключения миксеров из технологической цепочки транспортировки чугуна из доменного цеха в конвертерный.

После успешного опытно-промышленного опробования технологии транспортировки чугуна без использования миксеров было принято решение об их демонтаже.

Кроме того, был рассмотрен вопрос снижения потерь температуры чугуна путем использования чугуновозных ковшей большей емкости, а именно замена ковшей грузоподъемностью 100 т на ковши грузоподъемностью 140 т [4, 5].

Реализация данного мероприятия осуществляется за счет применения восьмиосного лафета, обеспечивающего без реконструкции и переукладки существующих железнодорожных путей возможность безаварийной транспортировки 140-тонного ковша конвертерного цеха на участке «доменный цех–миксерное отделение конвертерного цеха».

За период выполнения работы в доменном и конвертерном цехах завода проведен эксперимент по доставке в миксерное отделение конвертерного цеха чугуна в 140-тонном чугунозаливочном ковше с

применением двух восьмиосных лафетов.

Для выполнения поставленной задачи были реализованы следующие мероприятия:

- определена возможность проезда 140-тонного ковша на восьмиосном лафете по доменному тоннелю;

- определена возможность проезда 140-тонного ковша на восьмиосном лафете по железнодорожным путям на отрезке «доменный цех–миксерное отделение конвертерного цеха»;

- произведена подготовка траверсы главного подъема на кране № 1^а миксерного отделения конвертерного цеха.

В ходе проведения данной работы эксплуатировалось четыре 140-тонных ковша.

Логистика работы конвертерного цеха при использовании 140-тонных ковшей предусматривала следующие мероприятия:

- доставка из доменного цеха (доменные печи № 3, 5) в миксерное отделение 140-тонного ковша на восьмиосном чугуновозном лафете;

- перестановка груженого ковша на порожний лафет в миксерном отделении с последующим взвешиванием на весах миксера № 1;

- долив чугуна в соответствии с шихтовкой конвертерной плавки (при необходимости);

- отправка в конвертерное отделение и заливка чугуна в конвертер на плавку;

- взвешивание порожнего ковша, для определения массы тары и заливаемого в конвертер чугуна;

- установка порожнего 140-тонного ковша на восьмиосный чугуновозный лафет для отправки в доменный цех.

За период проведения эксперимента в конвертерный цех поступило 400 чугуновозных 140-тонных ковшей.

В ходе проведения работы отслеживались технологические параметры конвертерной плавки (табл. 1). Для корректного анализа технологических параметров из опытного и сравнительного массива были исключены последние плавки в серии.

МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

Таблица 1

Технологические параметры опытных и сравнительных плавов

Технологический параметр	Ед. изм.	Опытные ковши	Сравнительные ковши	Δ
Количество плавов	шт.	360	1735	-
Расход чугуна	т/пл.	126,20	126,20	0
	кг/т	935,50	938,30	-2,80
Масса чугуна, поступающего из доменного цеха	т/пл.	126,20	92,04	-
Масса добавки в миксерном отделении	т/пл.	-	34,16	-
Расход лома	т/пл.	25,30	24,70	0,60
	кг/т	187,50	183,60	3,90
скрап	т/пл.	4,80	4,50	0,30
	кг/т	35,60	33,50	2,10
твердый чугун	т/пл.	0,20	0,20	0
	кг/т	1,50	1,50	0
Расход окатышей	т/пл.	0,50	0,50	0
	кг/т	3,71	3,72	-0,01
Металлошихта	т/пл.	152,00	151,40	0,60
	кг/т	1126,71	1125,62	1,09
Выход годного	т/пл.	134,90	134,50	0,40
	%	88,75	88,84	-0,09
Известь	т/пл.	4,49	4,20	0,29
	кг/т	33,30	31,20	2,10
Известняк	т/пл.	2,32	1,93	0,39
	кг/т	17,20	14,3	2,90
Флюс магнезиальный брикетированный углерод-железосодержащий (ФМБУЖ)	т/пл.	0,11	0,11	0
	кг/т	0,80	0,80	0
Углеродсодержащие материалы	т/пл.	0,01	0,01	0
	кг/т	0,10	0,10	0
Содержание элементов в чугуне:				
C	%	4,48	4,41	0,07
Si	%	0,64	0,62	0,02
Mn	%	0,65	0,62	0,03
S	%	0,095	0,097	-0,002
P	%	0,102	0,10	0,002
Температура чугуна	°C	1327	1308	19
Содержание элементов в стали на повалке:				
C	%	0,055	0,053	0,002
Mn	%	0,125	0,119	0,006
S	%	0,074	0,076	-0,002
P	%	0,021	0,021	0
Температура стали	°C	1631	1629	2
Fe _{общ}	%	22,83	22,60	0,23
Насыпной вес	т/м ³	0,502	0,51	-0,008
Доля двухсовковых плавов	%	14,70	9,80	4,90

Как видно из данных, приведенных в таблице 1, при использовании 140-тонных ковшей имеет место:

- увеличение средней температуры чугуна на 19°C (1327°C против 1308°C);
- средняя масса чугуна, поступающего из

МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

доменного цеха в 140-тонных ковшах, составила 126,2 т против 92,04 т чугуна, поставляемого в 100-тонных ковшах; при этом следует отметить, что 62,5 % 140-тонных ковшей не нуждались в дошихтовке в миксерном отделении. Коэффициент заполняемости ковшей составил 0,907 и 0,920 соответственно;

- химический состав металла на повалке находился на сопоставимом уровне;
- увеличение температуры металла на

повалке на 2°С (1631°С против 1629°С), что обусловлено переработкой более горячего чугуна.

Для исключения влияния различных технологических факторов опытных и сравнительных плавов удельный расход металлошихты (м/ш) и чугуна на сравнительных плавках был приведен к параметрам опытного массива согласно ТТИ-1.3-15-22-86 (табл. 2 и 3).

Таблица 2

Приведение удельного расхода металлошихты к параметрам опытного массива

Параметр	Ед. изм.	Плавки			Изменение фактора	Расход м/ш, кг/т стали	Корректировка по м/ш, кг/т стали
		Опытные	Сравнительные	Отклонение			
Расход м/ш	кг/т	1126,71	1125,62	1,09	-	-	1,78
Состав чугуна:							
С	%	4,48	4,41	0,07	0,10	0,80	0,56
Si	%	0,64	0,62	0,02	0,10	1,30	0,26
Mn	%	0,65	0,62	0,03	0,10	0,70	0,21
Расход скрапа	кг/т	35,60	33,50	2,10	-	-	0,48
Расход извести	кг/т	33,30	31,20	2,10	-10	-1,20	0,25
Расход известняка	кг/т	17,20	14,30	2,90	-10	-0,60	0,17
Расход ФМБУЖ	кг/т	0,80	0,80	0	-10	-1,20	0
Расход коксового орешка	кг/т	0,10	0,10	0	10	0,70	0
[C] на повалке	%	0,055	0,053	0,002	-0,01	1,60	-0,32
Насыпной вес	т/м ³	0,502	0,51	-0,008	-	-	0,17

Таблица 3

Приведение удельного расхода чугуна к параметрам опытного массива

Параметр	Ед. изм.	Плавки			Изменение фактора	Расход чугуна, кг/т стали	Корректировка по чугуну, кг/т стали
		Опытные	Сравнительные	Отклонение			
Расход чугуна	кг/т	935,5	938,3	-2,8	-	-	3,93
Состав чугуна:							
С	%	4,48	4,41	0,07	0,1	-3	-2,1
Si	%	0,64	0,62	0,02	0,1	-11,9	-2,38
Mn	%	0,65	0,62	0,03	0,1	-1,9	-0,57
Расход скрапа	кг/т	35,6	33,5	2,1	-	-	0,48
Расход извести	кг/т	33,3	31,2	2,1	-10	-11,4	2,39
Расход известняка	кг/т	17,2	14,3	2,9	-10	-20	5,8
Расход ФМБУЖ	кг/т	0,8	0,8	0	-10	-11,4	0
Расход коксового орешка	кг/т	0,1	0,1	0	10	-23,4	0
[C] на повалке	%	0,055	0,053	0,002	-0,01	-1,9	0,38
Температура стали	°С	1631	1629	-	-10	-5,8	0
Fe _{общ}	%	22,83	22,6	0,23	1	-0,3	-0,07

Согласно данным таблицы 2 приведенный расход металлошихты на опытном массиве составляет $1126,71 - 1,78 = 1124,93$ кг/т, а расчетное снижение расхода металлошихты составляет $1124,93 - 1125,62 = -0,69$ кг/т.

Согласно данным таблицы 3 приведенный расход чугуна на опытном массиве составляет $935,5 - 3,93 = 931,57$ кг/т. Таким образом, расчетное снижение расхода чугуна составляет $931,57 - 938,3 = -6,73$ кг/т.

С целью анализа влияния массы прибывающего чугуна в опытных 140-тонных ковшах на его температуру выполнена разбивка опытного массива по количеству доливаемого чугуна до необходимой ших-

товки в миксерном отделении (рис. 1).

Как видно из данных рисунка 1, при отсутствии дошихтовки чугуна превышение температуры на опытном массиве от сравнительного массива составляет 28°C , при дошихтовке на 1–10 т и 11–20 т данная величина снижается до 8°C и 4°C соответственно, а при доливке более 20 т становится на 7°C меньше величины, характерной для базовой технологии.

Результаты экономических расчетов (на базе плановых цен марта 2016 г.) полученных приведений в сравнении с массивом текущих плавок представлены в таблице 4.

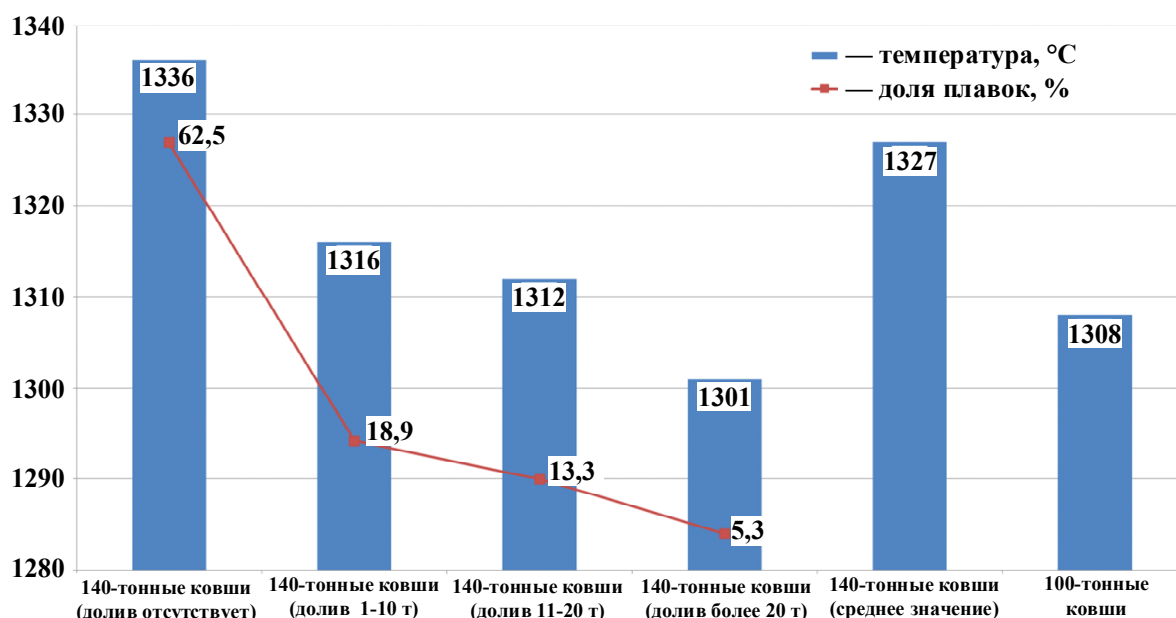


Рисунок 1 Влияние массы прибывающего чугуна в опытных 140-тонных ковшах на его температуру

Таблица 4

Расчет экономического эффекта

Параметры	Ед. изм.	Цена (план июля 2017 г.), руб./т	Сравнительные	Опытные с учетом приведения	+ / –	
					кг/т	руб./т
Расход чугуна	кг/т	20386,89	938,30	931,57	–6,73	–137,20
Расход лома	кг/т	11643,91	183,60	189,65	6,05	70,40
Расход окатышей	кг/т	7177,38	3,72	3,71	–0,01	–0,10
Расход м/ш	кг/т	-	1125,62	1124,93	–0,69	–66,80
на весь объем					–6602526	
Увеличение произ-ва стали	т	7252,48	98796	99509	713	5171018
Итого общий эффект, руб.					11773544	

Выводы:

1. В конвертерном цехе успешно внедрена технология транспортировки жидкого чугуна из доменного цеха в конвертерный цех с использованием 140-тонных чугуновозных ковшей, что позволило исключить из технологической схемы стационарные миксеры и обеспечить снижение потерь температуры чугуна за счет сокращения количества технологических переливов.

2. Реализация данной технологии позволила обеспечить снижение расхода металлошихты и чугуна на 0,69 кг/т и 6,73 кг/т соответственно (по приведенным значениям). Приrost производства стали за счет снижения удельного расхода чугуна на 6,73 кг/т составил 713 т/мес., что позволило получить экономический эффект в 5171 тыс. руб.

Суммарный экономический эффект от внедрения предложенных решений составит 11773 тыс. руб. в месяц (в плановых ценах июля 2017 г.).

3. Температура чугуна, поступившего в опытных 140-тонных ковшах, на 19°C выше по сравнению с температурой чугуна, поступившего в 100-тонных ковшах, что обусловлено исключением дополнительных доливок чугуна в миксерном отделении для обеспечения необходимой его доли в составе металлошихты. При отсутствии доливок чугуна, потери его температуры в среднем снизились на 28°C.

4. Для повышения эффективности использования 140-тонных ковшей необходимы к реализации следующие мероприятия:

- максимально возможное применение в доменном цехе 140-тонных доменных ковшей, унифицированных с заливочными 140-тонными ковшами конвертерного цеха;
- решение вопроса установки на транспортировочную платформу 140-тонного ковша тензометрических датчиков непосредственно в доменном цехе, что приведет к увеличению точности налива чугуна.

Библиографический список

1. Ковшов, В. Н. Современные методы сбережения энергии в доменном производстве [Текст] / В. Н. Ковшов и др. // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии : сб. научн. тр. — Днепропетровськ : ИЧМ НАН Украины, 2008. — Вып. 16. — С. 177–186.
2. Сосин, С. В. Снижение тепловых потерь жидкого чугуна на участке «доменный цех – конвертерный цех» [Текст] / С. В. Сосин и др. // Университетская наука-2016: в 4 т. : тез. докл. междунар. науч.-техн. конф. ПГТУ. — Мариуполь, 2016. — Т. 1. — С. 155.
3. Данильченко, Е. Ю. Оценка динамики тепловых потерь при транспортировке жидкого чугуна [Текст] / Е. Ю. Данильченко, А. Н. Шаповалов // Наука и производство Урала, 2015. — Выпуск № 11. — С. 47–49.
4. Шибко, А. В. Пути снижения расхода жидкого чугуна в кислородно-конвертерном цехе ПАО «Евраз – ДМЗ им. Петровского» [Текст] / А. В. Шибко, К. Ф. Чмырков, С. М. Онацкий и др. // Новости науки Приднепровья. — 2012. — № 3–4. — С. 58–61.
5. Чмырков, К. Ф. Состояние и перспективы снижения расхода жидкого чугуна в конвертерном производстве ПАО «ЕВРАЗ – ДМЗ им. Петровского» [Текст] / К. Ф. Чмырков и др. // Металл и литье Украины. — 2015. — № 5. — С. 22–27.

© Сорокотягин А. М.
 © Поздняков И. А.
 © Фокин А. И.
 © Проценко М. Ю.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. МЧМ ДонГТУ Новохатским А. М.,
старшим мастером ОНРС ККЦ ПАО «АМК» Максаевым Е. Н.*

Статья поступила в редакцию 07.12.17.

Сорокотягин О. М., Поздняков И. О., Фокін А. І. (філія № 2 «Єнакіївський металургійний завод» ЗАТ «ВНЄШТОРГСЕРВІС», м. Єнакієве, ДНР), **к.т.н. Проценко М. Ю.** (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ВИКОРИСТАННЯ 140-ТОННИХ КОВШІВ ДЛЯ ТРАНСПОРТУВАННЯ РІДКОГО ЧАВУНУ

Розглянуто питання виключення стаціонарних міксерів з технологічної схеми транспортування чавуну з доменного в конвертерний цех та запропоновано використання за цих умов 140-тонних ковшів для перевезення чавуну. Проведено аналіз втрат температури чавуну під час використання ковшів вантажопідйомністю 140 т. Визначено можливість проїзду 140-тонного ковша по тунелю від доменного цеху до міксерного відділення конвертерного цеху і проведено модернізацію траверси головного підйому на крані міксерного відділення. Реалізація запропонованих рекомендацій дозволила знизити витрати металоприходів і чавуну, а також збільшити обсяги виробництва сталі.

Ключові слова: доменний цех, киснево-конвертерний цех, міксерне відділення, чавуновозний ківш, температура, чавун, перелив, витрата металоприходів.

Sorokotiagin A. M., Pozdniakov I. A., Fokin A. I. (branch №2 «Yenakiyev Iron and Steel Works» ZAO «VNESHTORGSERVIS» (Closed Joint-Stock Company), Yenakiyev, DPR), **PhD Protsenko M. Yu.** (DonSTU, Alchevsk, LPR)

ASSESSMENT OF THE EFFECTIVE USING OF 140-TONNE LADLES FOR THE HOT IRON TRANSPORTATION

The article considers an issue of stationary mixers removal from the technological scheme of cast iron transportation from the blast-furnace shop to converter shop and it has been proposed to use 140-tonne ladle capsules under these conditions. There has been done the iron loss temperature analysis for ladle capsules with 140-tonne capacity. There has been determined the trafficability for 140-tonne ladle along a tunnel from blast-furnace shop to mixer department of converter shop and there has been made a beam upgrading for the main hoist on crane of mixer department. Applying of the proposed recommendations allows reducing the metal charge and cast iron consumption as well increasing steel production volume.

Key words: blast-furnace shop, oxygen-converter shop, mixer department, ladle capsule, temperature, cast iron, overflow, metal charge consumption.

**СТРОИТЕЛЬСТВО
И АРХИТЕКТУРА**

**БУДІВНИЦТВО
І АРХІТЕКТУРА**

**CIVIL ENGINEERING
AND ARCHITECTURE**

УДК 628. 21

к.т.н. Григоренко Н. И.,
(ДонНАСА, г. Макеевка, ДНР, n_grig86@mail.ru),
д.т.н. Дрозд Г. Я.
(ЛНУ им. В. Даля, г. Луганск, ЛНР, drozd.g@mail.ru)

МЕТОД РАСЧЕТА И ОПИСАНИЕ РАБОТЫ СИСТЕМЫ ВАКУУМНОЙ КАНАЛИЗАЦИИ

Разработан метод расчета системы вакуумного транспортирования газожидкостной смеси в наклонных трубопроводах. Установлены основные факторы, влияющие на эффективность вакуумной транспортировки водовоздушной смеси. Даны рекомендации по выбору диаметров трубопроводов и длин расчетных участков в зависимости от расхода жидкости при оптимальном режиме работы вакуумной системы транспортирования жидкости. Предложен метод расчета с помощью программы Mathcad, позволяющий скорректировать величину потерь давления в системе вакуумной канализации при различных значениях средней скорости водовоздушной смеси и газосодержания. Выполнен сравнительный расчет для участка сети вакуумной канализации с использованием рекомендуемого алгоритма.

Ключевые слова: водовоздушная смесь, газосодержание, потери давления, вакуумная канализация, эффективность.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. На сегодняшний день отсутствие коммунальных сетей и сооружений для сбора и очистки сточных вод характерно для малых населенных пунктов, а также для части территорий малоэтажного жилищного строительства больших городов. По официальным данным Министерства регионального развития, строительства и жилищно-коммунального хозяйства Украины, централизованными системами водоотведения обеспечено всего лишь 5,6 % общей их численности. В Российской Федерации эта цифра для малых городов, сел и поселков составляет более 45 % [2]. В странах Центральной Европы данный показатель колеблется в пределах 60–80 % [1].

Для решения этой проблемы есть несколько подходов. Это создание групповых систем водоотведения, обслуживающих группы населенных мест, с крупными сооружениями для очистки сточной воды или устройство локальных систем водоотведения малой производительности, обслуживающих отдельные населенные пункты, группы зданий, отдельные коммунальные

сооружения, с малыми установками для обработки стоков.

Для транспортирования малых расходов сточных вод наиболее рационально и экономически оправдано использование вакуумной канализации. Ее применение обосновано для населенных пунктов с малой плотностью заселения, а также для объектов временного пользования (лагеря, пансионаты, кемпинги), санитарных зон водоемников. Причем при проектировании и строительстве данной системы не возникает проблем с высоким уровнем грунтовых вод и сложных грунтовых условий. Более подробно использование вакуумной системы канализации рассмотрено авторами в [5].

Данная система уже получила широкое распространение в мире благодаря ряду преимуществ перед самотечной канализацией. Но сдерживающим фактором ее повсеместного распространения является отсутствие теоретически обоснованного алгоритма расчета. Недостаток теоретической базы обусловил тот факт, что для определения диаметра труб вакуумной сети служат фиксированные решения в таблицах с ориентировочными значениями [7]. Сложность создания расчетных формул заклю-

чается в особенностях транспортирования сточных вод под действием вакуума, а именно транспортировки двухфазной среды «жидкость-газ» в трубопроводах с уклоном к горизонту. Однако в работе [4] предложено математическое описание движения водовоздушной смеси, на основании которого возможно создать алгоритм расчета вакуумной канализации.

Постановка задачи. Задачей данной работы является создание и применение на практике алгоритма расчета вакуумных систем канализации и сравнение результатов с расчетами по данным других исследователей.

Изложение материала и его результаты. Вакуумная система является закрытой системой трубопроводов без возможности проникновения, т. е. отсутствуют смотровые колодцы, а значит, и запахи, поступающие из них в атмосферу. В системе нет ревизионных колодцев и резервуаров для прочистки канализационных труб. Благодаря постоянно поддерживаемому отрицательному давлению в системе не возникают утечки сточных вод. Высокая скорость (от 3,5 до 5 м/с) транспортируемой смеси «жидкость-воздух» в трубах предотвращает образование отложений [7]. Самыми известными производителями вакуумных систем являются фирмы Roediger, Airvac, ISEKI, которые имеют множество филиалов по всему миру [7]. Наиболее известными учеными и инженерами, которые внесли существенный вклад в развитие вакуумного транспортирования сточных вод, являются Й. Лильендаль, М. Роджерс, А. Хассет, И. Купер, Д. Резек, Р. Бец, Т. Асанаги и др., а также вопросу вакуумного транспортирования жидкости посвящены работы [3–6].

Гидропневматический расчет системы должен быть проведен так, чтобы в то время, когда нет притока, обеспечить в системе минимальный уровень вакуума, а время на восстановление вакуума не превышало заданного значения.

При подборе диаметра рекомендуется не увеличивать скорость потока больше

необходимой для работы системы (увеличения трения, потери при ускорении). Увеличение соотношения «жидкость-воздух» в вакуумном клапане может увеличить производительность вакуумной системы. Благодаря увеличению притока воздуха в систему подается больше энергии, что позволит повысить скорость, но это приведет к увеличению потерь на трение. В гидропневматическом расчете необходимо учитывать как статические, так и динамические условия в сети.

Основной процесс, протекающий в системе вакуумной канализации – это движение сточной жидкости в трубе с наклоном к горизонту не более 10° под действием вакуума и расширения воздуха, забираемого из атмосферы с помощью самозадействующих клапанов специальной конструкции [3]. Движение газожидкостной смеси в системе вакуумной канализации начинается от клапана или водо-воздуховпускного устройства (ВВВУ) до первого перепадного колена, в котором движение останавливается до повторного открытия ВВВУ. При этом происходит частичное накопление сточной жидкости в перепадном колене.

При повторном открытии ВВВУ в систему попадает новая порция сточной жидкости и воздуха, движение водовоздушной смеси на участке трубопровода продолжится, при этом накопленный в перепадном колене объем жидкости под действием расширившегося воздуха переходит на следующий отрезок сети. Следовательно, можно сказать, что движение газожидкостной смеси от одного перепадного колена к последующему, вплоть до вакуумной станции, повторяется, а значит, расчет системы можно свести к расчету отрезка сети, ограниченному перепадным коленом и началом следующего перепада.

Основным параметром, определяющим эффективную работу системы и выбор оборудования при вакуумном транспортировании, является величина создаваемого в сети вакуума, который, в свою очередь, зависит от потерь энергии на

участках трубопровода. Это значит, что расчет системы в первую очередь должен быть направлен на учет всех потерь энергии в системе, в результате чего можно определить расчетную величину вакуумметрического давления.

При расчете систем для транспортировки двухфазных смесей очень важно правильно определить плотность смеси, которая, в свою очередь, зависит от газосодержания [8].

Для систем вакуумной канализации значение объемного расходного газосодержания ε и скорости водовоздушной смеси были получены экспериментально с помощью лабораторной установки, которая рассмотрена подробно в работах [3, 4, 6].

Экспериментальное исследование транспортирования жидкости под вакуумметрическим давлением проводилось с использованием трубопроводов диаметром 20 мм и 50 мм при вакуумметрическом давлении 20–40 кПа. Определено, что максимальная скорость водовоздушной смеси v_s достигается при объемном расходном газосодержании $\varepsilon = 0,71\text{--}0,74$. При таком значении ε соотношение газ–жидкость $Q_G/Q_L = 0,3\text{--}0,4$ [3, 4].

На определение плотности смеси также влияет распределение фаз по длине трубопровода, что, в свою очередь, зависит от структуры движения. Для определения режима движения газожидкостной смеси под действием вакуума на лабораторной установке был проведен ряд экспериментов. В результате испытаний было определено, что режим движения в системе изменяется по длине трубопровода; это, вероятно, связано с особенностью устройства системы вакуумной канализации. Изменение структуры происходит от пузырькового к снарядному и затем к расслоенному. В перепадном колене также наблюдается пузырьковая структура потока.

На основании вышесказанного, расчет системы необходимо выполнять для каждого участка, на котором происходит изменение структуры движения, отдельно, с учетом гидропневматических параметров,

которые влияют на величину градиента давления именно на этом участке. В дальнейшем предлагается отрезки с разной структурой движения в пределах расчетного участка называть юнитами.

Общие потери давления в системе (ΔP) определяются для каждого юнита отдельно, с учетом гидропневматических параметров, которые влияют на величину градиента давления $\left(\frac{dP}{dx}\right)$ именно на этом участке в зависимости от его длины l [4]:

$$\Delta P = \int_0^l \left(\frac{dP}{dx}\right) \cdot dx = \left(\frac{dP}{dx}\right)_{1-2} \cdot l_{1-2} + \left(\frac{dP}{dx}\right)_{2-3} \cdot l_{2-3} + \left(\frac{dP}{dx}\right)_{3-4} \cdot l_{3-4} + \left(\frac{dP}{dx}\right)_{4-5} \cdot l_{4-5}, \text{ Па.} \quad (1)$$

Для оценки результатов экспериментальных исследований с помощью теории подобия определено соотношение отдельных геометрических и технологических параметров работы реальных и лабораторных вакуумных систем.

В общем виде зависимость потерь давления в системе вакуумного транспортирования можно записать так:

$$\Delta P = f(\rho_s, v_s, d, L, \mu_s), \quad (2)$$

где ΔP — потери давления, Па; ρ_s — плотность водовоздушной смеси, кг/м^3 ; v_s — скорость водовоздушной смеси, м/с ; d — диаметр трубопровода, м; L — длина участка трубопровода, где скорость v_s является постоянной величиной, м; μ_s — коэффициент динамической вязкости водовоздушной смеси, $\text{Па} \cdot \text{с}$.

Решением системы уравнений, составленной на основе матрицы степени размерностей величин данной зависимости, получен критерий подобия, который полностью включает гидродинамические и геометрические факторы движения водовоздушной смеси:

$$\Pi_1 = \frac{\Delta P \cdot d}{v_s^2 \cdot \rho_s \cdot L}. \quad (3)$$

Критерий подобия Π_1 позволяет использовать результаты экспериментальных исследований и разработать рекомендации по проектированию и расчету систем вакуумной канализации.

Расчет вакуумной системы канализации в связи с особенностями ее работы выполняется для каждого отдельно взятого расчетного участка и сводится к подбору диаметра трубопровода d , общей длины расчетного участка трубопровода $L_{\text{общ}}$, длин юнитов и определению потерь давления ΔP на расчетном участке при заданном расходе жидкости Q_L . На основании полученных зависимостей далее предложен алгоритм расчета участка вакуумной системы канализации с использованием математического редактора MathCAD. Рекомендации для расчетов первого приближения выполнены для оптимального газосодержания $\epsilon = 0,73$, полученного при экспериментальных исследованиях с ВВВУ, и вакуумметрического давления в системе $\Delta P = 40$ кПа при скорости водовоздушной смеси $v_s = 3,5$ м/с.

При заданном расходе сточной жидкости Q_L назначается диаметр вакуумного трубопровода d (табл. 1). Минимальный расход сточных вод $1,5 \text{ дм}^3$ обусловлен объемом придомовой накопительной емкости $30 \dots 50 \text{ дм}^3$ и временем открытия ВВВУ $2 \dots 10$ с.

Таблица 1
Рекомендуемые диаметры труб для вакуумных систем канализации

Q_L , дм ³ /с	d , мм	Q_L , дм ³ /с	d , мм	Q_L , дм ³ /с	d , мм	Q_L , дм ³ /с	d , мм
1,5	63	5	75	8,5	90	30	110
2	63	5,5	75	9	90	35	125
2,5	63	6	75	9,5	90	40	125
3	63	6,5	75	10	90	45	125
3,5	63	7	75	15	90	50	160
4	63	7,5	75	20	110	55	160
4,5	75	8	90	25	110	60	200

Длину расчетного участка $L_{\text{общ}}$ следует рассчитывать в зависимости от выбранного диаметра трубопровода согласно крите-

риальному комплексу Π_1 при сохранении постоянных значений газосодержания, вакуумметрического давления и скорости движения водовоздушной смеси. После получения значений $L_{\text{общ}}$ необходима проверка на критическое заглубление трубопровода по длине при условии прокладки вакуумной сети с минимальным уклоном

Рекомендуемые длины расчетных участков и высоты перепадного колена (длина юнита 1–2 L_1) в зависимости от диаметра трубопровода представлены в таблице 2.

Таблица 2
Рекомендуемые длины юнита 1–2 (высота перепадного колена) и длины расчетного участка

d , мм	L_1 , м	$L_{\text{общ}}$, м	d , мм	L_1 , м	$L_{\text{общ}}$, м
63	0,11	55	160	0,21	105
75	0,12	60	180	0,23	115
90	0,14	70	200	0,25	125
110	0,16	80	225	0,28	140
125	0,18	90	250	0,3	150

Графическое отображение рекомендаций по выбору диаметра и длин расчетных участков вакуумной системы канализации представлено на рисунке 1.

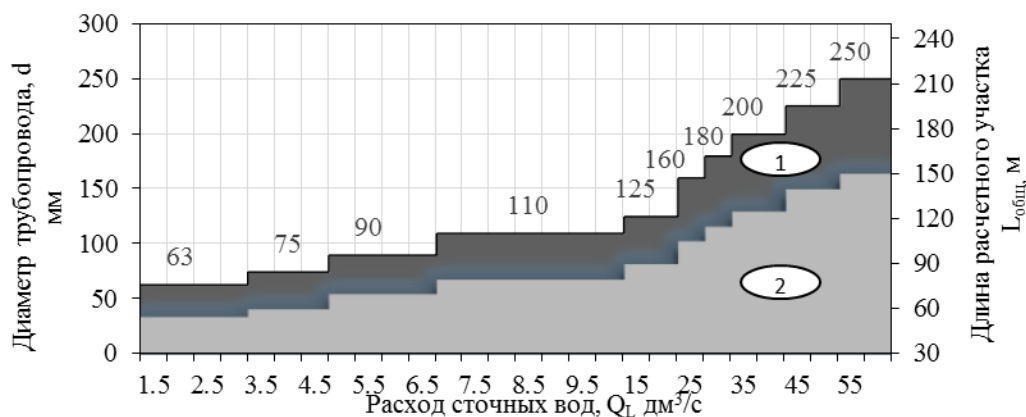
Далее при предварительно назначенном диаметре и рассчитанной общей длине трубопровода необходимо рассчитать длины остальных юнитов (L_2 , L_3 , L_4). Выполняется данный расчет с учетом критерияльного комплекса Π_1 , который справедлив на участках с одинаковой скоростью водовоздушной смеси, с использованием эмпирического коэффициента k (для пузырьковой структуры $k_p = 0,055$, для снарядной структуры $k_c = 0,04$).

$$L_{\text{ю}} = \frac{\Delta P \cdot d}{v_s^2 \cdot \rho_s \cdot k}. \quad (4)$$

Потери давления ΔP , диаметр d , средняя скорость водовоздушной смеси v_s – изменяемые величины, от которых зависят величины длин L_2 и L_3 .

Длина юнита 4–5 (L_4) рассчитывается как разность длины расчетного участка $L_{\text{общ}}$ и длин юнитов L_1 , L_2 , и L_3 .

При известных длинах юнитов дальнейший расчет сводится к корректировке предварительно выбранных параметров v_s и ε и выполняется в программе Mathcad.



Обозначения: 1 — зона выбора диаметра трубопровода d;
2 — зона выбора длины расчетного участка $L_{\text{общ}}$.

Рисунок 1 Рекомендации по выбору диаметра трубопровода и длин расчетных участков вакуумной системы канализации в зависимости от расхода сточных вод

Окончательный расчет предполагает определение потерь давления на расчетном участке ΔP с помощью приведенной выше зависимости (1). Алгоритм расчета приведен на рисунке 2.



Рисунок 2 Алгоритм расчета вакуумных систем канализации

Данный метод расчета системы вакуумного транспортирования сточной жидкости позволит подобрать диаметр трубопровода, определить расход жидкости и воздуха, вычислить скорость водовоздушной смеси на расчетном участке вакуумной сети, а также определить вакуумметрическое давление, необходимое для транспортирования сточной жидкости, и длины расчетных участков. Для наглядности в таблице 3 приведены потери давления на расчетном участке вакуумной сети, полученные расчетным путем по формуле (1) при заданной скорости движения водовоздушной смеси ($v_s = 3,5$ м/с) и газосодержания ($\varepsilon = 0,83$) для трубопроводов, принятых в экспериментальных исследованиях. В соответствии с таблицей 3, при одинаковых диаметрах трубопровода с увеличением длины расчетного участка потери давления возрастают. Из чего можно сделать вывод, что для соблюдения заданных параметров работы системы вакуумного транспортирования жидкости (скорость водовоздушной смеси, газосодержание и потери давления) при подобранном

СТРОИТЕЛЬСТВО И АРХИТЕКТУРА

диаметре трубопровода главными регулирующими факторами является длина расчетного участка.

При использовании теоретических зависимостей, а также экспериментальных параметров системы вакуумной канализации (газосодержание, длины юнитов и общая длина расчетного участка) на реальных объектах проектирования необходимо правильно выбрать местоположение перепадных колен, расстояние между которыми является расчетным участком. На расстояние между перепадными коленами влияют факторы, перечисленные ниже.

Рельеф местности. При плоском рельефе местности и противуклоне вакуумная канализация повторяет контур рельефа и минимальная длина расчетного участка зависит от минимального допустимого уклона и высоты стандартного перепадного колена (табл. 2).

Если трубопровод по всей длине будет постоянно находиться под уклоном к горизонту, то за счет сил гравитации будет постоянно наблюдаться расслоенный режим движения.

Таблица 3

Расчетные потери давления на участках вакуумной системы

Юнит	Структура газожидкостного потока	Длина юнита, м	Потери давления на юните, кПа	Общие потери давления на расчетном участке, ΔР, кПа
d = 20 мм, L _{общ} = 30 м				
1–2	пузырьковая	0,1	1,056	39,7
2–3	пузырьковая	12,0	36,120	
3–4	снарядная	8,5	2,628	
4–5	расслоенная	9,4	–0,128	
d = 50 мм, L _{общ} = 30 м				
1–2	пузырьковая	0,1	0,959	26,1
2–3	пузырьковая	12,0	24400	
3–4	снарядная	8,5	0,817	
4–5	расслоенная	9,4	–0,119	
d = 50 мм, L _{общ} = 75 м				
1–2	пузырьковая	0,1	0,925	50,5
2–3	пузырьковая	29,8	48,570	
3–4	снарядная	21,3	1,290	
4–5	расслоенная	23,6	–0,329	

Несмотря на то, что при расслоенном режиме в вакуумном трубопроводе потери напора будут наименьшими, принимать такой режим для большей части расчетного участка невозможно по причине резкого уменьшения скорости движения жидкости. А при уменьшении скорости движения жидкости пропускная способность трубопровода

также уменьшится, система будет работать по принципу самотечного транспортирования жидкости и выбор минимальных диаметров трубопровода, благодаря которым уменьшается стоимость вакуумной системы, будет не обоснован.

Потери давления на расчетном участке. Максимальная длина расчетного участка диктуется максимально возможным ваку-

Активное перемешивание. Именно в перепадном колене происходит активное перемешивание и измельчение крупных включений. Однако слишком частое

С целью проверки адекватности разработанной математической модели для реальных сетей был выполнен расчет ветви вакуумной канализации общей протяженностью 2017 м. На территории объекта плоский рельеф местности. Схема сети представлена на рисунке 3.

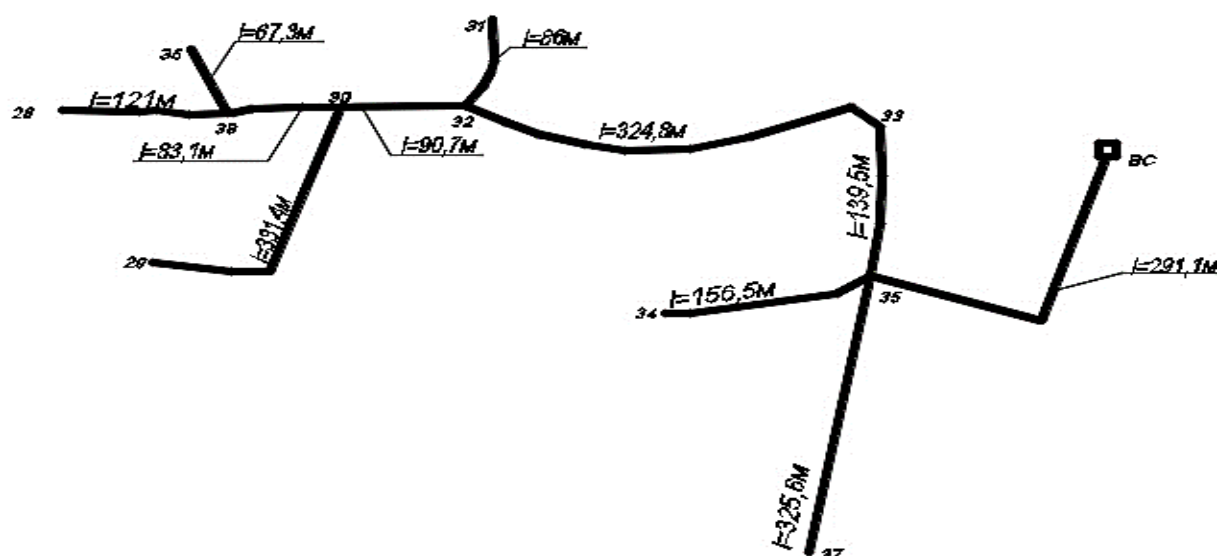


Рисунок 3 Схема сети вакуумной канализации

рассчитываются согласно критерию подобия Π_1 . Расслоенная структура занимает всю оставшуюся длину расчетного участка. За счет импульсной работы вакуумной системы канализации потери давления не суммируются по участкам, а рассчитываются для каждого участка отдельно.

СТРОИТЕЛЬСТВО И АРХИТЕКТУРА

Расчет среднесуточного расхода сточных вод $Q_{ср}$ произведен по средней норме водоотведения для благоустроенных домов в малых населенных пунктах, равной 140 л/сут.чел. Максимальный секундный расход сточных вод q_{max} определен с учетом вероятности открытия ВВВУ на участке сети, а также с учетом транзита сточных вод с предыдущих участков. Количество одновременно открытых водовоздуховпускных устройств на расчетном участке вакуумной сети зависит от общего их количества и принимается с вероятностью $P = 0,95$.

Расчет по методу зарубежных компаний выполнен из предположения, что потери давления на расчетных участках состав-

ляют около 60 кПа. Целью предложенного расчета является определение конкретной величины потерь давления на каждом расчетном участке сети.

Сравнительные результаты расчета по зарубежному методу и методу на основе полученной математической модели сведены в таблицу 4.

Сравнивая данные, представленные в таблице 4, можно сделать вывод, что предлагаемый метод расчета более полно отражает процессы, протекающие в вакуумной сети. Величина необходимого вакуума на различных расчетных участках вакуумной сети меньше предполагаемой зарубежным методом на 25...35 %.

Таблица 4

Результаты сравнительного расчета участка сети вакуумной канализации

Номер участка	Длина участка с одинаковым диаметром, м	Диаметр, мм	Количество жителей, чел	Потери давления по зарубежной методике, кПа	Результаты расчета по предлагаемой методике	
					Скорость водовоздушной смеси, V_s м/с	Потери давления на участках, кПа
28–38	121	80	40	60	3,1	45,22
36–38	67,3	65	12	60	2,64	38,47
38–30	83,1	110	24	60	3,2	45,22
29–30	331,4	65	32	60	4,01	38,47
30–32	90,7	110	20	60	2,62	45,22
31–32	86	65	19	60	4,01	41,7
32–33	324,8	125	92	60	3,9	41,7
33–35	139,5	125	20	60	3,78	41,7
34–35	156,5	65	32	60	4,01	38,47
37–35	325,6	65	20	60	4,01	38,47
35–BC	291,1	125	4	60	3,41	41,7
Σ	2017		315			

Расчет этого же участка сети вакуумной канализации, представленной на рисунке 3, был также выполнен при условии поддержания вакуумметрического давления на расчетных участках 60 кПа с сохранением неизменными остальных параметров си-

стемы. Согласно критериальному комплексу Π_1 , при увеличении вакуумметрического давления и постоянных значениях длины расчетного участка и скорости водовоздушной смеси диаметр трубопровода уменьшается. Сравнительный подбор диа-

метров трубопроводов для вакуумметрического давления $\Delta P = 60$ кПа представлен в таблице 5.

Таблица 5

Значения диаметров трубопровода при вакуумметрическом давлении $\Delta P = 60$ кПа

Номер участка	Подбор диаметров по зарубежным рекомендациям	Подбор диаметров по предлагаемому методу	Длина участка, м
28–38	80	65	121
36–38	65	65	67,3
38–30	110	90	83,1
29–30	65	65	331,4
30–32	110	90	90,7
31–32	65	65	86
32–33	125	110	324,8
33–35	125	125	139,5
34–35	65	65	156,5
37–35	65	65	325,6
35–BC	125	125	291,1

По данным таблицы 5 видно, что с увеличением вакуумметрического давления на некоторых участках общей длиной 528 м уменьшились диаметры трубопроводов на один сортament, что показывает

эффективность предлагаемого метода при расчете систем вакуумной канализации.

Выводы и направление дальнейших исследований. В данной статье даны рекомендации по выбору диаметров трубопроводов и длин расчетных участков в зависимости от расхода жидкости при оптимальном режиме работы вакуумной системы транспортирования жидкости. Кроме того, предложен метод расчета с помощью программы Mathcad, позволяющий скорректировать величину потерь давления в системе вакуумной канализации при различных значениях средней скорости водовоздушной смеси и газосодержания. В результате сравнительного расчета определено, что применение предлагаемого метода расчета вакуумного транспортирования сточных вод дает точные значения величины потерь давления на расчетных участках сети, предоставляет возможность отследить результаты регулирования факторов, влияющих на работу системы, а также выбрать наиболее экономичные варианты основных параметров вакуумной системы канализации, повышающей ее эффективность.

Библиографический список

1. Гироль, Н. Н. Необходимый элемент качества жизни. О технологических схемах водоотведения в сельской местности Украины на основе опыта стран Центральной и Восточной Европы [Текст] / Н. Н. Гироль, С. Б. Проценко, А. Н. Гироль, Д. Ковальский, Г. Лагуд и др. // *ВодаMagazine*. — Москва, 2014. — № 11(87). — С. 22–28.
2. Автушко, Е. А. О целевой программе «Чистая вода» на 2011 – 2017 гг. [Текст] / Е. А. Автушко // *Вестник Сибирского государственного индустриального университета*. — Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2014. — № 4(10). — С. 56–59.
3. Григоренко, Н. И. Исследование параметров основных элементов гидроневматической вакуумной системы канализации в лабораторных условиях [Текст] / Н. И. Григоренко // *Вісник ДонНАБА: матеріали X міжнар. наук. конф. молодих вчених, аспірантів і студентів*. — Макіївка : ДонНАБА, 2011. — № 3(89). — С. 110–112.
4. Нездойминов, В. И. Математическое описание газожидкостной структуры потока в системе транспортирования жидкости под вакуумом [Текст] / В. И. Нездойминов, В. С. Рожков, Н. И. Григоренко, Д. В. Заворотный // *Motrol. Commision of Motorization and Energetics in Agriculture*. — Lublin, 2013. — Vol. 15, № 6. — P. 125–132.
5. Нездойминов, В. И. Применение вакуумной канализации для малых населенных пунктов в Украине [Текст] / В. И. Нездойминов, Н. И. Григоренко, Д. В. Заворотный // *Науковий вісник будівництва*. — Харків : ХОТВ АБУ, 2010. — Вып. 60. — С. 241–247.

6. Нездойминов, В. И. Модель работы и расчет потерь давления на участке трубопровода системы вакуумной канализации [Текст] / В. И. Нездойминов, В. С. Рожков, Н. И. Григоренко // Научный вестник строительства. — Харьков : ХОТБ АБУ, 2012. — Вып. 70. — С. 312–317.

7. Raclavský Jaroslav. Problematika navrhování venkovních podtlakových systémů stokových sítí [Text] / J. Raclavský. — Brno : VITIUM, 2011. — С.35.

8. Чисхолм, Д. Двухфазные течения в трубопроводах и теплообменниках [Текст] / Д. Чисхолм. — М. : Недра, 1986. — С. 204.

© Григоренко Н. И.

© Дрозд Г. Я.

Рекомендована к печати директором Института строительства, архитектуры и ЖКХ ЛНУ им. В. Даля, д.т.н., проф. Андрійчуком Н. Д., к.т.н., доц., и.о. зав. каф. СК ДонГТУ Псюком В. В.

Статья поступила в редакцию 13.12.17.

к.т.н. Григоренко Н. И. (ДонНАБА, м. Макіївка, ДНР), **д.т.н. Дрозд Г. Я.** (ІБА і ЖКГ ЛНУ ім. В. Даля, м. Луганськ, ЛНР)

МЕТОД РОЗРАХУНКУ І ОПИС РОБОТИ СИСТЕМИ ВАКУУМНОЇ КАНАЛІЗАЦІЇ

Розроблено метод розрахунку системи вакуумного транспортування газорідинної суміші в похилих трубопроводах. Встановлено основні чинники, що впливають на ефективність вакуумного транспортування водоповітряної суміші. Наведено рекомендації щодо вибору діаметрів трубопроводів і довжин розрахункових ділянок залежно від витрати рідини при оптимальному режимі роботи вакуумної системи транспортування рідини. Запропоновано метод розрахунку за допомогою програми MathCAD, що дозволяє скоректувати величину витрат тиску в системі вакуумної каналізації при різних значеннях середньої швидкості водоповітряної суміші і газозмісту. Виконано порівняльний розрахунок для ділянки мережі вакуумної каналізації з використанням рекомендованого алгоритму.

Ключові слова: водоповітряна суміш, газозміст, витрати тиску, вакуумна каналізація, ефективність.

Ph.D. Grigorenko N. I. (DonNACEA, Makeyevka, DPR), **Doctor of Technical Sciences. Drozd G. Ya.** (ICE and Housing and Communal Services of V. Dahl LNU, Lugansk, LPR)

CALCULATIVE METHOD AND DESCRIPTION FOR THE VACUUM SANITATION SYSTEM OPERATION

A method has been developed for calculating a system for vacuum transportation of gas-liquid mixture in inclined pipelines. The main factors influencing the efficiency of vacuum transportation of the air-water mixture are determined. Recommendations are given on the choosing the pipeline diameters and the lengths of the calculated sections, depending on the fluid flow rate at the optimum operating mode of the vacuum fluid transportation system. Calculative MathCAD-based method is proposed, which allows changing value of the pressure loss in the vacuum sewerage system for various values of the average rate of the air-water mixture and the gas content. A comparative calculation for the section of the vacuum sewage net is made using the recommended algorithm.

Key words: water-air mixture, gas content, pressure loss, vacuum sewage, efficiency.

УДК 624.046.3+624.042.65

**к.т.н. Псюк В. В.,
Никишина И. А.**
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

УСТОЙЧИВОСТЬ СЖАТЫХ СТЕРЖНЕЙ ИЗ ТРУБ КВАДРАТНОГО СЕЧЕНИЯ ПОСЛЕ ПРАВКИ МЕТОДОМ ЛОКАЛЬНОГО ТЕРМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ

В статье приведена методика испытания на устойчивость сжатых труб квадратного сечения в состоянии поставки и после правки испытанных образцов путем регулирования остаточного напряженного состояния (ОНС) методом локального термического воздействия (ЛТВ). Получены результаты экспериментального определения несущей способности стоек в состоянии поставки и после правки.

Ключевые слова: устойчивость, сжатые элементы, правка, локальное термическое воздействие, остаточные напряжения, прогиб.

Снижение материалоемкости конструкций и сооружений является важным направлением совершенствования ресурсосберегающих технологий в строительстве. Широкое распространение и использование в мировой инженерной практике получили тонкостенные конструкции. Такие конструкции экономичны, обладают технологическими преимуществами в изготовлении и при использовании. Одной из разновидностей тонкостенных конструкций являются холодноформованные профили, использование которых позволяет создавать конструкции, близкие к оптимальным по весу.

Устойчивость конструкции, в которой использована профильная прямоугольная труба, зависит от толщины стенки профиля [1]. Истощение несущей способности может происходить из-за наступления в процессе нагружения потери местной устойчивости, которая может предшествовать потере общей (пространственной) устойчивости.

Отдельным перспективным направлением является формирование заданного остаточного напряжённого состояния (ОНС) элементов конструкций, которое позволяет повысить несущую способность элементов без увеличения площади их сечения как при

изготовлении новых конструкций, так и при ремонте и реконструкции.

Известно, что регулирование ОНС наплавкой валиков или прогревом кромок до температуры выше критической точки A_{C3} позволяет создать зоны остаточных растягивающих напряжений (ОРН) на участках элементов. При последующем сжатии эти зоны способствуют повышению местной и общей устойчивости элементов и конструкций в целом [1].

Целью данных исследований являлось экспериментальное определение несущей способности стоек из труб квадратного сечения в исходном состоянии и после правки (выравнивания) испытанных образцов.

В процессе достижения поставленной цели решались следующие задачи:

1. Определены величины и характер распределения остаточных напряжений в сечениях стоек из труб квадратного профиля в состоянии поставки.

2. Разработана методика проведения экспериментальных исследований на устойчивость элементов из труб квадратного сечения.

3. Разработана методика правки предварительно испытанных образцов, имеющих стрелу остаточного прогиба, методом регулирования ОНС с помощью наплавки валиков сварных швов.

В качестве экспериментальных образцов использовались трубы квадратного сечения $80 \times 80 \times 3$ по ГОСТ 30245-2003 [2]. Марка стали образцов труб квадратного сечения 3 Сп. Предел текучести материала образцов 350 МПа.

Для определения ОН в сечениях образцов использовался разрушающий метод. Сущность данного метода заключается в освобождении связей, препятствующих свободному перемещению фрагментов образца. Регистрация деформаций при определении ОН определялась с помощью тензометрической системы СИИТ-3.

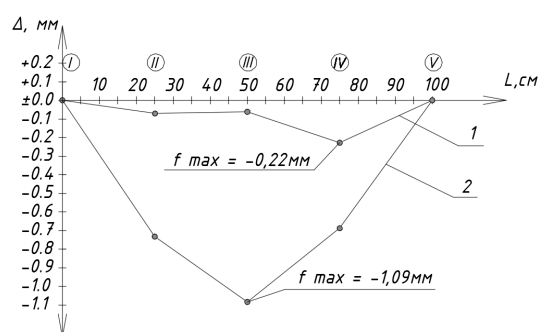
Величина ОН на поверхности труб квадратного сечения составила 42–220 МПа. Таким образом, величина продольных остаточных напряжений достигает от 11,46 % до 61,49 % величины предела текучести стали испытываемых образцов.

Испытания образцов на устойчивость проводились до достижения максимума на кривой состояния (прогибы растут без увеличения нагрузки) или после потери местной устойчивости стенки. После достижения критической нагрузки производилась разгрузка образца и измерялся остаточный прогиб.

Правка элементов выполнялась путём наплавки холостых валиков сварных швов на растянутой стороне образцов. Технологические параметры наплавки валиков сварных швов подбирались по общим принципам расчёта сварочных деформаций [3].

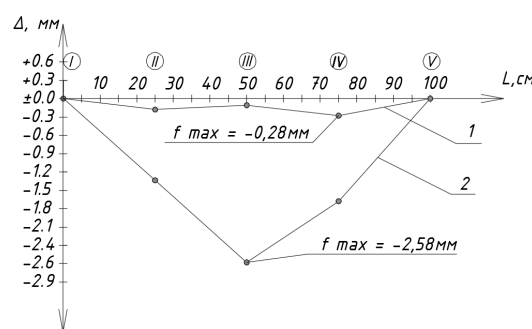
Для проверки предложенной методики экспериментальным путем были определены сварочные деформации в зависимости от количества накладываемых валиков сварных швов на отрезках квадратных труб длиной 1 м.

На рисунках 1, 2, 3 приведены графики распределения прогиба по длине образца после наплавки одного валика сварного шва, двух и трех соответственно.



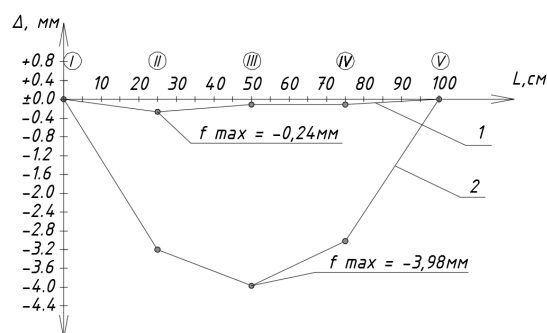
1 — прогиб образца в исходном состоянии;
2 — прогиб после наплавки одного сварного шва.

Рисунок 1 График распределения прогиба по длине образца после наплавки валика сварного шва



1 — прогиб образца в исходном состоянии;
2 — прогиб после наплавки двух сварных швов.

Рисунок 2 График распределения прогиба по длине образца после наплавки двух валиков сварных швов



1 — прогиб образца в исходном состоянии;
2 — прогиб после наплавки трех сварных швов.

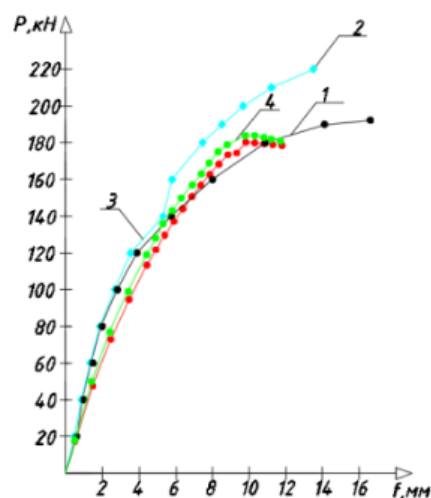
Рисунок 3 График распределения прогиба по длине образца после наплавки трех валиков сварных швов

Как видно из полученных результатов при заданных параметрах сварки (диаметр электрода $d = 4$ мм, тип электрода — АНО-21, сила тока $I = 140–160$ А, напряжение $U = 30–42$ В, катет сварного шва $k = 5$ мм), при накладке сварочных швов происходит выгиб образца со стороны, противоположной наложению шва. Для одного накладываемого шва величина выгиба (f_{\max}) составила 1,09 мм, для двух — 2,58 мм, для трех — 3,98 мм.

На основе разработанных технологических параметров наплавки валиков сварных швов и с учетом экспериментальных результатов определения сварочных деформаций была разработана технология нанесения холостых валиков на образцах, подлежащих правке. Было принято, что холостой валик наплавляется на части длины элемента от его центра к краям. Энергия, необходимая для правки, и величина сварочного тока подбирались таким образом, чтобы обеспечить максимальное выравнивание погнутых образцов в состоянии, близкое к исходному.

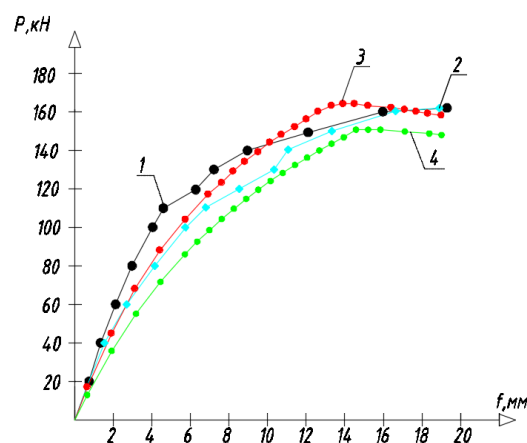
Сварочные напряжения при восстановлении конструкций и усилении, как правило, не учитываются, однако оказывают существенное влияние на формирование остаточного напряженного состояния строительных конструкций. Как показывают результаты и ранее проведенные исследования на образцах других сечений [4], сварка позволяет увеличить несущую способность и, как следствие, осуществить правку элементов, которые теряют устойчивость в процессе эксплуатации.

Результаты испытания образцов с гибкостью $\lambda = 70$, $\lambda = 80$, $\lambda = 90$ на устойчивость в состоянии поставки и после правки приведены на рисунках 4, 5, 6 соответственно. Результаты испытания образцов в состоянии поставки и после правки предварительно испытанных образцов приведены в таблице 1.



- 1 — образец в исходном состоянии при $e = 1$ см;
 2 — образец после предварительного испытания и правки при $e = 0,933$ см;
 3 — теоретические значения по алгоритму программы «Колонна» при $e = 1$ см;
 4 — теоретические значения по алгоритму программы «Колонна» при $e = 0,933$ см
 (суммарный эксцентриситет после правки сваркой)

Рисунок 4 Диаграмма испытания образцов гибкостью $\lambda = 70$ в состоянии поставки и после правки



- 1 — образец в исходном состоянии при $e = 1$ см;
 2 — образец после предварительного испытания и правки при $e = 1,33$ см;
 3 — теоретические значения по алгоритму программы «Колонна» при $e = 1$ см;
 4 — теоретические значения по алгоритму программы «Колонна» при $e = 1,33$ см (суммарный эксцентриситет после правки сваркой)

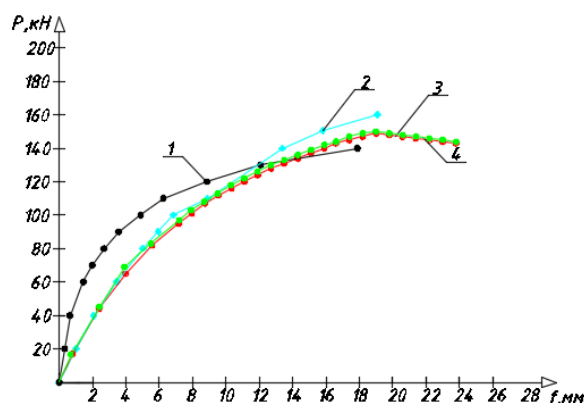
Рисунок 5 Диаграмма испытания образцов гибкостью $\lambda = 80$ в состоянии поставки и после правки

СТРОИТЕЛЬСТВО И АРХИТЕКТУРА

Таблица 1

Результаты экспериментальных стоек из труб квадратного сечения в состоянии поставки и после правки

Гибкость, λ	Образец	Экспериментальное значение критической силы, кН	Критическая сила по методике СНиП СП 16.13330.2011, кН	Критическая сила по алгоритму программы «Колонна», кН
70	1 ГК8-2.2 в состоянии поставки	161	182,22	180
	1 ГК8-2.2 после правки	170		140
	4 ГК8-2.2 в состоянии поставки	180	182,22	178
	4 ГК8-2.2 после правки	140		137
	7 ГК8-2.2 в состоянии поставки	192	182,22	178
	7 ГК8-2.2 после правки	220		181
80	2 ГК8-2.5 в состоянии поставки	161	165,25	164
	2 ГК8-2.5 после правки	250		167
	5 ГК8-2.5 в состоянии поставки	160	165,25	151
	5 ГК8-2.5 после правки	170		150
90	3 ГК8-2.8 в состоянии поставки	140	147,22	149
	3ГК8-2.8 после правки	180		150
	9 ГК8-2.8 в состоянии поставки	150	147,22	149
	9 ГК8-2.8 после правки	170		150



- 1 — образец в исходном состоянии при $e = 1$ см;
 2 — образец после предварительного испытания и правки при $e = 0,961$ см;
 3 — теоретические значения по алгоритму программы «Колонна» при $e = 1$ см;
 4 — теоретические значения по алгоритму программы «Колонна» при $e = 0,961$ см
 (суммарный эксцентриситет после правки сваркой)

Рисунок 6 Диаграмма испытания образцов гибкостью $\lambda = 90$ в состоянии поставки и после правки

Все образцы в исходном состоянии испытывались с величиной случайного эксцентриситета 10 мм [5]. Суммарная величина эксцентриситета образцов после правки складывалась из случайного эксцентриситета и величины остаточного прогиба.

Анализ полученных результатов экспериментального определения устойчивости сжатых элементов из труб квадратного се-

чения показывает, что образцы, предварительно испытанные и подвергнутые правке методом локального термического воздействия путём наплавки холостого валика сварного шва, имеют большее значение критической силы. В ходе экспериментальных исследований установлено, что для образцов с гибкостью $\lambda = 70$ величина критической силы повысилась на 13 %, для образцов с гибкостью $\lambda = 80$ и $\lambda = 90$ — на 35 % и 22 % соответственно.

Выводы.

1. Разработанная методика проведения экспериментальных исследований на устойчивость позволила проводить испытания образцов с возможностью центровки, задания случайного эксцентриситета и других параметров.

2. Полученные результаты экспериментального определения несущей способности показывают, что все образцы после правки имели большую величину критической силы, чем у образцов в исходном состоянии.

3. Методика регулирования ОНС конструкций с использованием метода ЛТВ может быть использована не только для правки деформированных элементов, но и для элементов в состоянии поставки с целью формирования наиболее выгодного ОНС для сжатых элементов стальных конструкций.

Библиографический список

1. Голоднов, А. И. Регулирование остаточных напряжений в сварных двутавровых колоннах и балках [Текст] / А. И. Голоднов. — К. : Сталь, 2008. — 150 с.
2. ГОСТ 30245-2003. Профили стальные гнутые замкнутые сварные квадратные и прямоугольные для строительных конструкций. Технические условия [Текст]. — М. : ЦНИИПСК им. Н. П. Мельникова, 1995. — 13 с.
3. Окерблом, Н. О. Расчет деформаций металлоконструкций при сварке [Текст] / Н. О. Окерблом. — М.; Л. : Машигиз, 1955. — 212 с.
4. Голоднов, А. И. Использование термических воздействий при усилении строительных конструкций металлическими элементами [Текст] / А. И. Голоднов // Буд. конструкції: міжвідом. наук.-техн. зб. — К. : НДІБК, 2003. — Вип. 58. — С. 14–20.
5. Стальные конструкции. Актуализированная редакция [Текст] : СНиП II-23-81 СП 16.13330.2011. — М. : ЦНИИСК им. В. А. Кучеренко, 2011. — 141 с.

© Псюк В. В.

© Никишина И. А.

Рекомендована к печати

*д.т.н., проф. каф. ГиПС ИСАиЖКХ ЛНУ им. В. Даля Дроздом Г. Я.,
к.т.н., доц., зав. каф. АПИГ ДонГТУ Бондарчуком В. В.*

Статья поступила в редакцию 05.12.17.

к.т.н. Псюк В. В., Нікішина І. О. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

СТІЙКІСТЬ СТИСНЕНИХ СТРИЖНІВ З ТРУБ КВАДРАТНОГО ПЕРЕТИНУ ПІСЛЯ ПРАВКИ МЕТОДОМ ЛОКАЛЬНОГО ТЕРМІЧНОГО ВПЛИВУ

У статті наведено методику випробування на стійкість стиснених труб квадратного перетину в стані поставки і після правки випробуваних зразків шляхом регулювання залишкового напруженого стану (ЗНС) методом локального термічного впливу (ЛТВ). Отримано результати експериментального визначення несучої здатності стійок в стані поставки і після правки.

Ключові слова: *стійкість, стиснені елементи, правка, локальний термічний вплив, залишкові напруги, прогин.*

Ph.D. Psyuk V. V., Nikishina I. A. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

STABILITY OF COMPRESSED RODS MADE OF SQUARE SECTION TUBES AFTER DRESSING BY LOCAL THERMAL RECOVERY METHODS

In the article, the method is given for testing the stability of compressed square-section tubes in the state of delivery and after dressing the tested samples by regulating the residual stress state (RSS) using the method of local thermal recovery (LTR). The experimental results of the load-bearing capacity of racks in the state of delivery and after dressing are obtained.

Key words: *stability, compressed elements, correction, local thermal recovery, residual stresses, deflection.*

УДК 528.7

к.т.н. Биджосян Г. К.,

Кукушкин В. П.

(ГОУ ЛНР «Луганский национальный аграрный университет», г. Луганск, ЛНР)

НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ АЭРОФОТОСЪЁМКИ И ФОТОГРАММЕТРИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ АЭРОФОТОСНИМКОВ, ПОЛУЧЕННЫХ С БПЛА

В статье рассматриваются вопросы создания аэрофотосъёмочных комплексов на основе БПЛА для производства цифровой фотосъёмки и фотограмметрической обработки данного материала для уточнения планов, карт и землеустроительных мероприятий.

Ключевые слова: БПЛА, цифровые фотокамеры большого формата на ПЗС-матрицах (прибор с зарядной связью), цифровые модели рельефа.

В связи с развитием новой техники в области фотографии (получение векторного изображения объектов) и изобретения новейших средств транспортировки становится все более популярным и обсуждаемым применение беспилотных летательных аппаратов (БПЛА) в фотограмметрических целях. Главными преимущественными факторами этих систем являются:

- низкая стоимость использования по сравнению с использованием пилотируемой авиации (20–40 тыс. рублей / летный час) или спутников. Важно отметить, что наибольшей экономии можно добиться при использовании малых БПЛА в течение короткого времени, поскольку при использовании больших БПЛА, с большим потреблением топлива и высокой стоимости, зарплата пилота перестает быть основным фактором, определяющим различия в размере расходов;

- оперативность получения информации о наземных объектах с помощью современных цифровых фотокамер, установленных на БПЛА, при получении аэрофотографической продукции;

- высокая мобильность, не требуются площадки для взлета;

- низкие издержки на содержание штата;

- возможность решения широкого спектра задач;

- возможность применения в сложных погодных условиях и в условиях риска аварии для аппарата;

- не требуется высококвалифицированный персонал.

Исходя из этих аргументов, можно утверждать, что съёмка небольших территорий в целях крупномасштабного картографирования с помощью беспилотных летательных аппаратов становится практически вне конкуренции, по сравнению с классической аэрофотосъёмкой или спутниковой съёмкой, по временным и экономическим показателям.

Конечно, помимо преимуществ, съёмочные данные с БПЛА характеризуются рядом особенностей, что делает применение к ним классических методов фотограмметрической обработки несколько затруднительным. Масса негативных факторов: использование некалиброванных бытовых камер со шторно-щелевыми и лепестковыми затворами без компенсации сдвига изображений, нестабильное поведение летательного аппарата в воздушном пространстве, дешевое бортовое оборудование (зачастую на БПЛА устанавливают только GPS-приемник без инерциальной системы и не применяют дифференциальную коррекцию), что в конечном итоге накладывает определенный отпечаток на подход к обработке таких данных.

Поэтому параллельно с ростом интереса к съемке с помощью БПЛА растет и количество новостей от разработчиков современных цифровых фотограмметрических систем (ЦФС) о появлении в их программных продуктах каких-то специальных алгоритмов и наборов функций как раз для работы с такими данными.

Цифровые зеркальные фотокамеры с малыми фокусными расстояниями небольшого формата получили широкое применение в фотограмметрии. Опыт работы с такими фотокамерами показывает, что с помощью материалов аэрофотосъемки оперативно обновляются, уточняются и создаются планы на небольшие участки местности. Для выполнения одиночных и площадных съёмок местности с различных высот применяются аэрофотосъёмочные комплексы на беспилотных летательных аппаратах типа квадрокоптер Hubsan H501S X4 FPV, квадрокоптер Hubsan с GPS монитор 4.3 черный (H501S FPV Black HD Camera), беспилотный летательный аппарат EADS "Barracuda", беспилотный летательный аппарат Trimble UX5 и др. В состав фотографического оборудования входят цифровые камеры «большого» формата на ПЗС-матрицах, созданные фирмой Z/I Imaging Corporation с камерой DMC (Digital Mapping Camera) и фирмой Vexcel с камерой UltraCam D. В камере DMC установлены 4 матрицы размером 3000×2000 пикселей для съемки в красном, синем, зеленом и ближнем инфракрасном диапазонах. Для съемки в панхроматическом диапазоне в камере установлены 4 матрицы размером 7000×4000 пикселей. Четыре изображения, получаемые панхроматическими сенсорами, синхронизируются с точностью 0,01 миллисекунды и за счёт небольшого перекрытия используются для создания одного комбинированного изображения размером 7680×13824 пикселей. Созданное таким образом комбинированное изображение не является, строго говоря, изображением центральной проекции. Ошибки, вносимые разными про-

странственными положениями центров проекций каждого из изображений, исследованы в работе. При достаточной высоте полёта и небольшом перепаде высот этими ошибками можно пренебречь. Камера DMC снабжена устройством хранения данных общим объёмом 750 GB, что позволяет сохранить 2200 снимков.

Беспилотные аэрофотосъёмочные комплексы позволяют оперативно выполнять цифровую аэрофотосъемку локальных участков местности площадью до 10 кв. км, что является существенным преимуществом по сравнению с фотосъёмкой с самолёта. Выполнение аэрофотосъёмочных работ осуществляет специально подготовленный оператор, который производит расчёты на карте крупного масштаба (1:10000), намечает точки входа и выхода фотографирования, а затем в районе выполнения данной задачи производит расчёты высоты полёта БПЛА, маршрута полёта, связанного непосредственно с учётом угла и скорости ветра. Ввиду того, что управление БПЛА осуществляется в автономном режиме и воздушная среда неоднородна (различная ветровая обстановка), маршруты зачастую постоянно корректируются с земли: при этом полёт осуществляется с различными кренами, следовательно и аэрофотоснимки получаются хаотичными, т. е. имеющими различные перекрытия и различные масштабы. Как следствие выше сказанного, материалы аэрофотосъемки, выполняемой с БПЛА, имеют следующие недостатки (рис. 1):

- аэрофотосъёмочные маршруты непрямолинейны;
- аэрофотоснимки могут иметь существенные взаимные углы наклона, разворота и значительную разномасштабность;
- три последовательно полученных снимка могут не иметь зоны тройного перекрытия или эта зона имеет «неправильную» форму.

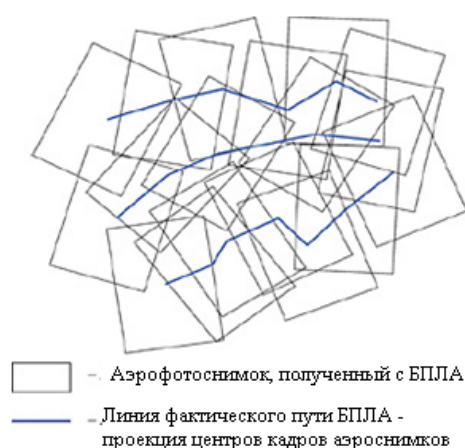


Рисунок 1 Схема блока из аэроснимков, полученных с БПЛА

Поэтому главным недостатком такой фотосъемки является то, что обработка полученных снимков с использованием цифровых фотограмметрических станций, ориентированных на обработку материалов классической аэрофотосъемки, неэффективна.

В Западно-Сибирском филиале ФГУП «Госземкадастрсъемка»-ВИСХАГИ разработаны алгоритмы и программное обеспечение для обработки материалов аэро- видеосъемки, выполняемой с БПЛА [1, 2, 3]. Ключевым звеном в технологии фотограмметрической обработки является метод «блочного трансформирования», который реализует задачу плановой фототриангуляции. Учет влияния рельефа осуществляется с использованием цифровой модели плановых радиальных смещений точек. По данной технологии созданы фотопланы в ортогональной проекции масштаба 1:2000 на общую площадь более 200 кв. км.

С использованием указанной технологии обработки можно определять только плановые координаты точек местности, ее применение в горных районах недопустимо. Поэтому следующим этапом совершенствования технологии фотограмметрической обработки материалов аэрофотосъемки, выполняемой с БПЛА, был выполнен пе-

реход к пространственной фототриангуляции.

Материалы аэрофотосъемки, полученные с БПЛА, обрабатываются в следующей последовательности.

На первом этапе выполняется отбор снимков по следующим критериям: высота фотографирования, углы наклона и качество изображения. Затем выполняется калибровка снимков, в результате которой устраняются нелинейные искажения на них, и определяется их фокусное расстояние. При проведении множества экспериментов были получены результаты остаточных отклонений на опорных и контрольных точках в пределах 0,35–1,2 м.

Далее выполняется создание электронного накидного монтажа и формирование фотограмметрического блока. Электронный накидной монтаж создается путем последовательной подгонки (ориентирования) снимков. При этом выполняется их трансформирование с использованием проекционных преобразований. На электронном накидном монтаже указывается положение опорных точек. Блок фототриангуляции формируется с учетом расположения этих опорных точек, при этом из электронного накидного монтажа удаляются избыточные снимки.

Затем на электронном накидном монтаже задается проектное положение связующих точек и выполняется измерение координат каждой точки на всех снимках, где она изобразилась, с применением коррелятора. Приближенные значения элементов внешнего ориентирования, необходимые для уравнивания сети, определяются в два этапа:

1. Грубое определение элементов внешнего ориентирования на основе данных электронного накидного монтажа:

- плановые координаты центра фотографирования приравниваются к координатам центра снимка на монтаже;
- высота центра фотографирования приравнивается к высоте полета;

– значения продольного и поперечного углов наклона устанавливаются равными нулю;

– значение угла разворота определяется по данным электронного накладки монтажа.

2. Вычисляются приближенные значения элементов внешнего ориентирования на основе обратной фотограмметрической засечки. При этом в качестве координат точек местности используются координаты связующих точек, определенных с электронного накладки монтажа на средней высоте. Уравнивание блока фототриангуляции выполняется по методу связок [4, 5]. Цифровая модель рельефа, необходимая для ортотрансформирования, создается с использованием точек фототриангуляции, расположенных на поверхности земли, или используется цифровая модель рельефа, полученная от внешнего источника.

С использованием уравненных элементов внешнего ориентирования и цифровой модели рельефа выполняется ортотрансформирование снимков, по которым затем проводятся линии порезов, выполняется выравнивание яркости и формируется ортофотоплан.

При проведении исследовательского эксперимента по данной технологии выполнялись производственные работы по созданию ортофотопланов масштаба 1:2000 на территории пяти населенных пунктов Омской области.

Таким образом, точность подготовленных ортофотопланов удовлетворяет требованиям, предъявляемым при создании ортофотопланов масштаба 1:2000.

Обработка аэрофотосъемки с БПЛА в цифровых фотограмметрических системах (ЦФС) в целом аналогична обработке аэрофотосъемки с «больших самолетов». Однако особенности данных с борта БПЛА часто не позволяют использовать автоматические процедуры стандартных пакетов — часть операций (например, установку связующих точек) приходится производить в ручном режиме. Ниже мы

рассмотрим особенности обработки аэрофотосъемки с БПЛА в ЦФС PHOTOMOD 5.2. Именно в этой версии PHOTOMOD введены специальные функции для обработки таких данных, существенно упрощающие и автоматизирующие получение конечной продукции.

Как и при обработке других данных, сначала в ЦФС создается проект, в него вводятся снимки и телеметрическая информация. На основании данных о центрах проекции и углах производится создание накладки монтажа, разбивка по маршрутам. Снимки, попавшие на развороты БПЛА, удаляются в ручном режиме. Неточные угловые элементы внешнего ориентирования приводят к достаточно грубому наладному монтажу.

Автоматический поиск связующих точек в таких случаях затруднен или требует значительного времени работы компьютера. Для уточнения накладки монтажа в таких случаях в ЦФС PHOTOMOD используется так называемый автоматический наладной монтаж, который уточняет взаимное расположение снимков.

Как мы ранее отмечали, съемка с борта БПЛА производится с увеличенными перекрытиями.

Нестабильность полета летательного аппарата иногда может привести к очень большим перекрытиям между соседними снимками, что вызывает сложности в стандартных фотограмметрических пакетах. Разные углы и высоты съемки соседних кадров приводят к увеличению области поиска связующих точек и повышению числа грубых ошибок по сравнению со стандартными полетами БПЛА. После создания уточненного накладки монтажа выполняется процедура автоматического измерения связующих точек. На первых проходах наладной монтаж опять уточняется.

На следующих проходах производится доизмерение связующих точек. Несколько проходов необходимы в случае, когда телеметрическая информация не содержит всех углов ориентирования или углы известны с

точностью 10–30 градусов. Если же телеметрическая информация содержит угловые элементы ориентирования с точностью в несколько единиц градуса, то достаточно и одного прохода — надежность автоматических измерений в этом случае повышается. Для борьбы с возможными грубыми ошибками при автоматических измерениях в PHOTOMOD 5.2 введено понятие так называемой доверительной группы связующих точек, когда программа ищет наибольшее число связующих точек для стереопар с наименьшим поперечным параллаксом, остальные связующие точки, не попавшие в группу, считаются ошибочными. После измерения связующих и опорных точек производится процедура уравнивания.

В ЦФС PHOTOMOD можно использовать начальное приближение для алгоритма уравнивания как по уточненной схеме блока, так и построенное другими методами. Начиная с версии 5.2 для уравнивания аэро съемки с БПЛА мы рекомендуем использовать новый режим — уравнивание 3D. При уравнивании в PHOTOMOD и достаточном числе опорных точек можно использовать самокалибровку. Это дает возможность использования некалиброванных камер. Ожидаемая точность выходных результатов при строгой фотограмметрической обработке составляет приблизительно 1–2 GSD в плане и 2–4 GSD по высоте.

После фотограмметрического уравнивания, результаты которого и определяют точность выходных продуктов, производится построение рельефа (ЦМР) в автоматическом режиме.

При необходимости после уравнивания может быть сделана стереовекторизация — отрисовка в ручном режиме зданий,

сооружений, мостов, дамб и других объектов. Построенный рельеф используется для ортотрансформирования снимков.

На последнем этапе из ортотрансформированных снимков создается бесшовная мозаика: производится расчет линий порезов, выравнивание яркостей, стыковка контурных объектов.

Самокалибровку можно включать и при отсутствии опорных точек. При использовании камер со щелевым затвором можно дополнительно включить расчет аффинных искажений. В случае стабильности углов ориентирования при съемке такая самокалибровка может повысить точность уравнивания.

Если используется некалиброванная камера и отсутствуют опорные точки, то можно говорить о точности в несколько десятков метров, которая будет определяться точностью GPS центров проекций и дисторсией объектива (до нескольких десятков пикселей).

Технология фотограмметрической обработки материалов аэрофотосъемки с БПЛА эффективно решает задачу оперативного создания и обновления картографической основы для ведения кадастра объектов недвижимости, землеустройства и мониторинга земель.

Необходимость проведения аэрофотосъемок с использованием БПЛА как никогда актуальна на сегодняшний день на территории Донбасса, разрушенного боевыми действиями, для определения и оценки фактически нанесенного ущерба, и как следствие – дальнейшего восстановления объектов народного хозяйства и промышленности в данном регионе.

Библиографический список

1. Безменов, В. М. *Фотограмметрия. Построение и уравнивание аналитической фототриангуляции [Текст] : учебно-методическое пособие для физического факультета / В. М. Безменов. — Казань, 2009. — 5 с.*
2. Тюфлин, Ю. С. *Новые старые задачи фотограмметрии [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://www.gisa.ru/3774.html> (03.04.2014 19:09).*

3. Ессин, А. С. Разработка методики пространственной фотограмметрической обработки материалов цифровой аэрофотосъемки, полученной с беспилотного летательного аппарата [Текст] / А. С. Ессин // Сб. материалов науч. конгр. «ГЕО-Сибирь 2007». — Новосибирск : СГГА, 2007. — Т. 3.

4. Ессин, А. С. Фотограмметрическая обработка материалов аэровидеосъемки для создания ортофотопланов [Текст]: автореф. дис... канд. техн. наук: 25.00.34 / Антон Сергеевич Ессин. — Омск, 2006. — 128 с.

5. Пат. 2235292 Российская Федерация, G01 C11 / 30. Способ создания ортофотопланов по материалам аэровидеосъемки / Л. В. Быков, А. П. Макаров, Б. К. Малявский, А. С. Ессин, М. А. Шумилов. — № 2002128971; заявл. 29.10.2002; опубл. 27.08.2004, Бюл. № 24.

6. Антипов, И. Т. Математические основы пространственной аналитической фототриангуляции [Текст] / И. Т. Антипов. — М. : Картогеоцентр-Геодиздат, 2003.

7. Лобанов, А. Н. Фотограмметрия [Текст] / А. Н. Лобанов. — М. : Недра, 1984.

© Биджосян Г. К.

© Кукушкин В. П.

**Рекомендована к печати к.т.н., проф., зав. каф. ЗСАРиГ ЛНАУ Рогулиным В. В.,
к.т.н., доц., и.о. зав. каф. СК ДонГТУ Псюком В. В.**

Статья поступила в редакцию 01.12.17.

к.т.н. Биджосян Г. К., Кукушкін В. П. (ДОУ ЛНР «Луганський національний аграрний університет», м. Луганськ, ЛНР)

ДЕЯКІ ОСОБЛИВОСТІ АЕРОФОТОЗЙОМКИ І ФОТОГРАМЕТРИЧНОЇ ОБРОБКИ АЕРОФОТОЗНІМКІВ, ОТРИМАНИХ З БПЛА

У статті розглядаються питання створення аерофотознімальних комплексів на основі БПЛА для проведення цифрового фотографування і фотограмметричної обробки даного матеріалу для уточнення планів, карт і землепорядних заходів.

Ключові слова: БПЛА, цифрові фотокамери великого формату на ПЗС-матрицях (прилад із зарядним зв'язком), цифрові моделі рельєфу.

PhD Bidzhosian G. K., Kukushkin V. P. (LNAU, Lugansk, LPR)

SOME PECULIARITIES OF AEROPHOTOGRAPHY AND PHOTOGRAMMETRIC PROCESSING OF AERIAL PHOTOS OBTAINED FROM UNMANNED AERIAL VEHICLE (UAV)

The article reviews the questions of setting up aerophotography systems based on UAV to produce digital photography and photogrammetric processing of the material for clarifying plans, maps and land-use planning.

Key words: UAV, large format digital photo cameras with CCD-matrix (charge-coupled device), digital models of hill.

УДК 69.059.25

к.г.н. Горовая Н. А.,
к.т.н. Карапетян С. Х.,
к.т.н. Будзило Е. Е.,
Жураковский В. Ю.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

РЕАЛИЗАЦИЯ РЕКОНСТРУКЦИИ БЛОЧНЫХ ЖИЛЫХ ЗДАНИЙ ЛНР В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Предлагаются пути реализации реконструктивных мероприятий по крупноблочным зданиям, позволяющие на основе сложившейся структуры микрорайонов и кварталов города придать ему современный вид.

Ключевые слова: реконструктивные мероприятия, крупноблочные здания, моральный износ, физический износ.

Для повышения комфортности проживания в зданиях постройки 50–70-х годов прошлого столетия по инициативе муниципальных служб, строительных фирм и компаний по недвижимости разрабатываются проекты по обновлению жилищного фонда.

В настоящее время город постоянно подвергается преобразованию, развитию, реконструкции. При этом реконструкция представляет собой процесс создания на основе существующей сложившейся структуры новой, основанной на современной и перспективной потребности общества в улучшении, а в первую очередь — комфортности проживания жителей.

С точки зрения реконструкции зданий на данном этапе закладывается двойственный смысл. С одной стороны, это процесс непрерывного обновления планировочных схем, с другой — законченный этап преобразования здания на определенной стадии развития городской среды [1].

Это определяет цели, задачи, пути и методы выполнения реконструктивных мероприятий.

Учитывая, что все здания (элементы микрорайона, квартала) должны быть взаимосвязаны, изменения внешнего облика (фасада, этажности) могут повлечь изменение восприятия всех остальных элементов. Следовательно, каждое реконструируемое здание необходимо рассматривать не

изолированно, а в тесной взаимосвязи со всей планировочной структурой района, города в целом.

Крупноблочные здания в СССР занимали значительное место в общем объеме жилищного строительства в 50–70-х гг. прошлого столетия, в том числе и в Луганской области. Это объяснялось тем, что, несмотря на их экономичность, они значительно уступали крупнопанельному строительству. В качестве наружных стен в основном использовались керамзитобетонные блоки, этажность зданий не превышала пяти (серии 1–510, 1–511, 1–515 и т. д.). Наличие местных материалов по производству блочных изделий сыграло не последнюю роль в их распространении в массовом строительстве [2].

В последнее время в нашем регионе назрела острая проблема проведения реконструктивных мероприятий в связи с моральным и физическим износом блочных жилых зданий, а также вследствие разрушений после военных действий 2014–2017 гг. Особенностью этой реконструкции является необходимость учета пожеланий как администрации города, так и проживающих в этих зданиях людей. Это связано с тем, что многие квартиры приватизированы, а предоставление нового жилья взамен в наших условиях довольно проблематично.

СТРОИТЕЛЬСТВО И АРХИТЕКТУРА

Следовательно, возникает необходимость разработки комплекса организационных и технологических мероприятий, позволяющих решить данную проблему с привлечением минимальных капиталовложений.

К организационным мероприятиям в первую очередь следует отнести работу с жителями реконструируемых зданий, которая заключается в согласовании с ними разрабатываемого проекта, необходимости

коммунальных служб оказывать помощь в процессе самой реконструкции квартир, фасадов, инженерных сетей здания.

Разработка принципов реконструкции без отселения или с частичным отселением должна отражаться в архитектурно-объемных, технологических и организационных решениях. В таблице 1 приведены основные преимущества и недостатки данных вариантов.

Таблица 1

Преимущество и недостатки вариантов проведения реконструкции блочных зданий

Вариант реконструкции	Преимущества	Недостатки
Проведение реконструкции с отселением жильцов	1. Благодаря тому, что секция свободна от проживающих, расширяется фронт проведения работ, иными словами, с точки зрения организации их проведения образовывается четкая производственная зона.	1. Появляются дополнительные затраты, связанные с отселением жильцов.
	2. Вопросы безопасности для отселяемых жильцов решаются с учетом норм и правил	2. Не всегда есть возможность выполнить отселение.
	3. Возникает возможность использовать при работах пневмоколесные краны по крайним секциям здания.	3. Не всегда возможно избежать затопления нижних этажей при возникновении нарушений технологии проведения работ.
	4. Сокращение трудоемкости проведения строительно-монтажных работ.	
	5. Упрощается технология проведения работ по разборке крыши и элементов кровли, т. к. допустимо применение отбойных молотков и т. д.	
Проведение реконструкции без отселения	1. Нет затрат, связанных с отселением жильцов.	1. Ухудшаются условия проживания жильцов, особенно верхних этажей.
	2. Появляется возможность применения современных технологий при надстройке этажей, крыши и пристройки лифтовой шахты, что позволяет упростить принятое решение производства работ.	2. Отпадает возможность (по требованиям техники безопасности) использования при строительно-монтажных работах пневмоколесных кранов.

Продолжение таблицы 1

Вариант реконструкции	Преимущества	Недостатки
	3. Жильцам нижних этажей не приходится принимать решение о сохранности своего имущества.	3. При разборке кровли необходимо использовать только индивидуальный пневмоинструмент, что значительно увеличит продолжительность работ.
	4. Крайне редко возникают аварийные ситуации, связанные с затоплением этажей и лестничных маршей.	4. Увеличится общая трудоемкость работ по реконструкции.
		5. Возникает необходимость использования лестничных проемов жильцами и рабочими одновременно.

Как видно из приведенного анализа преимуществ и недостатков, варианты реконструкции блочных зданий напрямую связаны с наличием дополнительного фонда жилья, средств на ее проведение, материальной базы. В каждом конкретном случае вариант реконструкции выбирается исходя из вышеперечисленных условий.

Одним из условий качественного проведения работ по реконструкции является подготовка нормативно-правовой документации.

Определение форм финансирования, как отдельных проектов, так и всей программы в целом позволит провести реконструкцию в заданный срок без долгостроя.

К техническим мероприятиям следует отнести:

- анализ способности существующих конструкций зданий воспринимать дополнительные нагрузки от надстроенных этажей и пристроек для устройства лифтовой шахты;

- выработка функциональных требований, продиктованных моральным износом, крайне заниженными нормами планировочных решений квартир, значительно снижающих их стоимость. Это требует при разработке реконструктивных мероприятий проводить анализ каждой конструктивной системы, используемой в

здании, допустимых изменений при перепланировке квартир, секций;

- отработка эксплуатационных требований, учитывающих существующие факторы увеличения за последние годы показателей тепло- и звукоизоляции конструкций. Таким образом, проект реконструкции должен включать и мероприятия по улучшению эксплуатационных характеристик наружных и внутренних конструкций;

- обязательное проектирование методов замены и ремонта морально и физически изношенных инженерных систем.

Без решения вышеперечисленных вопросов эффективно выполнить работы по массовой реконструкции блочных жилых зданий «первого поколения» невозможно.

При реконструкции существующих микрорайонов предполагается снос части зданий, что позволяет расширять открытые пространства. После военных действий в ЛНР сносу могут подлежать полностью или частично разрушенные здания (например, на окраинах Луганска, Стаханова, Первомайска). В этом случае надстройка этажей в оставшихся зданиях дает возможность визуально их выделять, что в значительной мере обеспечит их зрительное восприятие.

Иными словами, даже без сноса и значительных капитальных вложений мы добиваемся другого внешнего облика микро-

района с выделением реконструируемых зданий как главных.

В нашем случае, когда нет необходимости сохранить внешний вид и остов здания, так как они не представляют исторической ценности, можно воспользоваться современными конструктивными материалами и новыми технологиями для решения этих вопросов с использованием, по возможности, яркой суперграфики в архитектурных композициях.

Внести неповторимость в типовые проектные решения — одна из сложных и важных задач современной архитектуры, ведь массовое строительство в какой-то мере поставило под сомнения сам факт существования архитектуры как искусства.

Финансирование подобных реконструктивных работ в основном производится за счет местного или республиканского бюджетов. На данном этапе становления ЛНР проведение таких работ закладывает определенные сложности.

В использовании стенового материала предпочтение следует отдавать термоблокам, имеющим высокопрочную оболочку из песчаного бетона, заполненную минеральной цементной пеной Д-150, блокам из пенобетона и полистирола. Применение таких материалов в качестве наружных стен позволит увеличить этажность зданий на 2 и более этажа.

Для уменьшения нагрузки на фундамент в качестве чердачного этажа возможны разнообразные очертания конструкций мансард из легких материалов (гнуемых профилей ПГС-150 с обрешеткой из профиля ПО-40) и цветного металлопрофиля типа ПГФ-500 в качестве водостойкого материала кровли. Это позволяет значительно разнообразить внешний облик реконструируемых зданий.

Теплотехнические расчеты наружных стен обследуемых блочных зданий выявили, что с учетом дефектов, возникших в связи с их длительной эксплуатацией, появилась необходимость повсеместного утепления фасадов.

В первую очередь при решении данного вопроса следует отказаться от использования в качестве утеплителя пенополистирольных плит, несмотря на их доступность и незначительную стоимость, в связи с их горючестью (класс Г3, Г4).

Систему вентилируемого фасада также нет смысла использовать при утеплении блочных зданий. Работы по их устройству довольно трудоемкие и дорогостоящие (монтаж горизонтальных и вертикальных каркасов, установка уплотнительной резины, утеплителя в виде жесткой минераловатной и облицовочной плиты и т. д.). Кроме того, утеплять необходимо только базовую часть здания, а толщина стен надстроенных этажей, например из полистиролбетонных блоков, подбирается с учетом теплотехнических норм.

Наиболее целесообразно использовать в качестве утеплителя системы «Шуба плюс» или другие плиточные утеплители, позволяющие увеличить сопротивление теплопередаче наружных стен в 3–3,5 раза. При применении минераловатных плит на основе базальтовых волокон их крепление к наружным стенам осуществляется дюбелями и клеящими составами. Защитный слой необходимо наносить по армирующей сетке.

Для улучшения внешнего вида реконструируемых зданий предлагаем использовать вододисперсные фасадные краски серии «Айсберг», обладающие высокой стойкостью к загрязнениям и воздействиям неблагоприятных факторов окружающей среды [3].

Особое внимание следует обратить на устройство пристройки. За основу ее планировочного решения принимаются унифицированные лифты грузоподъемностью 450 кг. При проектировании пристройки учитываются следующие факторы: компактность в условиях стесненности застройки, эстетическое восприятие здания, технологичность производства строительно-монтажных работ. В основном работы по их устройству выполняются из железобетона.

бетонного монолита класса В 25 с дальнейшей облицовкой, например, керамической плиткой. Так как пристройка находится во внутренней дворовой части микрорайона, она не будет портить его внешний облик.

Выводы. Исходя из вышеизложенного, можно сделать вывод, что проведение реконструкции является более сложным

процессом, чем выполнение строительных работ «с нуля». Дело в том, что реконструируемые здания уже имеют определенную позицию в существующей инфраструктуре и тесно связаны с имеющейся архитектурной и эстетической концепцией. Это требует обязательного соблюдения принципов индивидуального подхода к работам на каждом объекте.

Библиографический список

1. Девятаева, Г. В. *Технология реконструкции и модернизации зданий [Текст] : учеб. пособие / Г. В. Девятаева. — М. : ИНФРА-М, 2010. — 250 с.*
2. *Реконструкция зданий и сооружений [Текст] : учеб. пособие для строит. спец. вузов / А. Л. Шалагин, В. Ю. Бондаренко, Д. Ф. Гончаренко, В. Б. Гончаров; под ред. А. Л. Шалагина. — М. : Высш. Шк., 1991. — 352 с.*
3. *Эксперт отделки [Электронный ресурс]. — Режим доступа: www. URL: <http://otdelka-expert.ru/idei-interer-dizajn/oblicovka-zdaniya-kirpichom-533>*

© Горовая Н. А.
© Карапетян С. Х.
© Будзило Е. Е.
© Жураковский В. Ю.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц., зав. каф. АПИГ ДонГТУ Бондарчуком В. В.
к.т.н., доц., зав. каф. ЗСАиГ ЛНАУ Рогулиным В. В.*

Статья поступила в редакцию 07.12.17.

к.г.н. Горова Н. А., к.т.н. Карапетян С. Х., к.т.н. Будзило Е. Е., Жураковский В. Ю.
(ДонТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

РЕАЛІЗАЦІЯ РЕКОНСТРУКЦІЇ БЛОКОВИХ ЖИТЛОВИХ БУДІВЕЛЬ ЛНР В СУЧАСНИХ УМОВАХ

У статті розглядаються шляхи реалізації реконструктивних заходів щодо блокових житлових будівель, що дозволяють на основі сформованої структури мікрорайонів і кварталів міста надати йому сучасного вигляду.

Ключові слова: реконструктивні заходи, блокові житлові будівлі, моральний знос, фізичний знос.

PhD in Geology Gorovaya N. A., PhD Karapetyan S. H., PhD Budzilo E. E.,
Zurakovsky V. U. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

IMPLEMENTATION THE RECONSTRUCTION OF HIGH-RISE BLOCK OF FLATS IN LPR AT PRESENT-DAY CONDITIONS

The article examines methods for implementation the reconstruction measures on high-rise block of flats allowing giving it a modern look based on the existing microdistrict structure and city quarters.

Key words: reconstruction measures, high-rise block of flats, obsolescence, physical deterioration.

**МАШИНОСТРОЕНИЕ
И МАШИНОВЕДЕНИЕ**

**МАШИНОБУДУВАННЯ
ТА МАШИНОЗНАВСТВО**

**MECHANICAL ENGINEERING
AND MACHINE SCIENCE**

УДК 669.02/09

д.т.н. Сидоров В. А.
(ДонНТУ, г. Донецк, ДНР)

ВИБРАЦИОННАЯ ДИАГНОСТИКА МЕХАНИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

В статье определены некоторые особенности вибрационной диагностики механического оборудования металлургических предприятий, предполагающей возможность комплексного применения средств технического диагностирования: портативных приборов, анализаторов вибрации, стационарных систем. Приведены результаты технического диагностирования энергетических, транспортных и металлургических машин. Установлены основные предпосылки эффективности и достоверности технического диагностирования.

Ключевые слова: металлургическое предприятие, механическое оборудование, техническое диагностирование, параметры вибрации.

Проблема и её связь с научными и практическими задачами.

Металлургическое производство можно представить как функцию перемещения и преобразования материалов для получения конечного изделия — металлопроката. В этом технологическом процессе взаимосвязанно участвуют три группы механического оборудования:

- энергетические машины — общетехнического и специального исполнения, например, эксгаустеры агломерационных фабрик и конвертерных цехов;
- транспортирующие машины — автомобильный, железнодорожный транспорт, подъёмные и транспортирующие машины общетехнического и специального исполнения;
- металлургические машины — непосредственно или опосредованно участвующие в технологическом процессе получения металлопродукции.

Комплекс механического оборудования металлургического предприятия обеспечивает непрерывность протекающего технологического процесса. Это определяет особые требования к системам обеспечения безотказности функционирования оборудования и, в частности, к ремонтным подразделениям, выполняющим техническое обслуживание и ремонт во время фиксированных технологических пауз и остановок. Проведение ремонтов метал-

лургических агрегатов должно быть обосновано техническим состоянием и связано с короткими сроками ремонта, привлечением специализированных ремонтных и монтажных предприятий.

Оценка технического состояния определяет возможности прогнозирования и подготавливает ремонтные службы. Особенностью технического диагностирования механического оборудования является преобладание процедур измерения над процедурами контроля. Наиболее информативным в данном случае является измерение параметров вибрации [1...5]. На основании проведенных исследований формируются отраслевые направления технической диагностики. Работа служб диагностирования на металлургических предприятиях имеет ряд особенностей, среди которых вопросы организации вибрационного контроля механического оборудования, включая выбор режимов измерения, оценку состояния, постановка диагноза и использование информации.

Постановка задачи. Задачей работы является рассмотрение особенностей вибрационной диагностики механического оборудования в условиях действующих металлургических предприятий, предполагающей возможность комплексного применения средств технического диагностирования: портативных приборов, анализаторов вибрации, стационарных систем виброконтроля.

Изложение материала и его результаты. Оценка технического состояния механического оборудования без контроля параметров вибрации невозможна. Одним из основных условий обеспечения работоспособного состояния механического оборудования является низкий уровень вибрации, позволяющий уменьшить значение разрушительной энергии, создаваемой паразитными силами внутри механизма. Требуется минимизация динамических, в частности ударных процессов, что делает необходимым проведение контроля не только виброскорости, но и виброускорения. Одинаковые в целом подходы к виброметрии механизмов и машин требуют учёта индивидуальных особенностей конструкции, эксплуатации и ремонта относительно групп механического оборудования металлургических предприятий.

Энергетические машины работают в режиме длительной эксплуатации при стабильной нагрузке и постоянной частоте вращения, что значительно упрощает диагностирование. Существующие стандарты, регламентирующие значение вибрационных параметров, в большей степени ориентированы для этой группы машин.

Диагностирование турбин, генераторов, турбокомпрессоров, насосов, вентиляторов, дымососов осуществляется, так же, как и на электростанциях, предприятиях химической промышленности, при помощи переносных виброметров и анализаторов.

Переносные виброметры используются технологическим персоналом или специалистами ремонтной службы для оперативного контроля параметров вибрации в режиме «соответствует – не соответствует». Превышение допустимых значений является поводом к приглашению специалистов службы диагностирования предприятия, оснащённых анализаторами вибрации для определения причин повышения вибрации и определения необходимости проведения ремонта. Следует отметить появление приборов, имеющих возможности

измерения и записи спектров параметров вибрации для оперативного контроля.

Постоянный мониторинг осуществляется при помощи стационарной системы вибрационного контроля. Необходимость постоянного мониторинга специфических для металлургии энергетических машин — эксгаустеров (рис. 1) — определяется внезапным развитием повреждений из-за воздействия сторонних факторов.



Рисунок 1 Общий вид эксгаустера

Например, специалистами управления диагностики были зафиксированы остановки эксгаустеров в холодное время года. Большая часть остановок вызывалась повышенной вибрацией подшипников ротора. В спектрах виброскорости это выглядит как повышение амплитуды высших гармоник. После замены ротора вибрация снижалась. Никаких ремонтных воздействий, кроме замены ротора, персонал аглофабрики не производил. В результате проведенного исследования установлено, что выход из строя роторов связан с налипанием на них пыли.

Получена следующая зависимость: на большинстве вышедших из строя эксгаустеров (за период до 2-х недель) температура отходящих газов непрерывно и скачкообразно менялась, находясь в интервале от 20...88°C. Температура отходящих газов ниже 55...57°C недопустима, т. к. ведет к возможности конденсации влаги, что спо-

способствует засорению тракта газоочистки и залипанию лопаток ротора эксгаустера.

На основании проведенных исследований установлено, что на работу эксгаустера оказывает влияние множество технологических и технических факторов, поэтому возникают сложности в прогнозировании работоспособности эксгаустера по значениям параметров вибрации. Для предупреждения длительного воздействия вибрации, уменьшения объема ремонтных работ и исключения возникновения аварийных ситуаций принято решение о закупке стационарных систем вибродиагностики. Аналогичные системы успешно эксплуатируются на эксгаустерах конвертерного цеха.

Транспортирующие машины. Относительно автомобильного и железнодорожного транспорта используется регламентный подход к техническому обслуживанию и ремонту. В этом случае наиболее целесообразным является использование диагностических стендов, в составе которых наряду с вибрационными должны быть и специфические для двигателей внутреннего сгорания диагностические параметры: расход топлива и масла, состав выхлопных газов и др. Применяются стенды для входного и выходного контроля буксовых узлов колёсных пар и для диагностирования колёсно-моторного блока. Обязательное использование при этом компьютерных и экспертных программ, безусловно, подразумевается.

Конвейерный транспорт, работающий в длительном режиме, позволяет использовать принципы диагностирования энергетических машин. Одна из особенностей диагностирования конвейера связана с более низкими значениями параметров вибрации, при которых требуется проведение ремонта. Вторая особенность — использование визуального контроля и термометрии при диагностировании состояния роликов рабочей и холостой ветвей конвейера.

Некоторую сложность представляет диагностирование приводных редукторов, но внимательный относительный анализ спектрограмм виброскорости и виброускорения

позволяет не только определить момент возникновения повреждений, но и идентифицировать дефект для последующего подтверждения при визуальном осмотре.

На металлургических предприятиях эксплуатируется значительное количество кранового оборудования. Большинство металлургических кранов осуществляют перемещение расплавленного и горячего металла, поэтому к их безотказности предъявляются высокие требования, а контроль и дальнейшее распознавание технического состояния являются ответственными операциями, обеспечивающими техногенную безопасность производства. Важным является не только качественное измерение диагностических параметров для контроля технического состояния механизмов крана, но и интерпретация результатов измерений, позволяющая оценить и классифицировать техническое состояние, своевременно распознать имеющиеся неисправности.

В настоящее время оценка технического состояния металлургических кранов, как и большинства металлургических машин, выполняется по параметрам вибрации, измеряемым на неподвижных подшипниковых узлах механизмов. Специфические условия эксплуатации, труднодоступность, различные режимы работы не позволяют использовать традиционные подходы виброметрии, применяемые для диагностирования роторных машин, работающих в длительном режиме, несмотря на значительный накопленный практический опыт.

При измерении общего уровня вибрации механизма подъема литейного крана следует проводить измерение параметров вибрации при подъеме и опускании. Это позволяет сделать предварительные выводы об исправности механизма. Уровень фактических значений параметров вибрации определяется не только состоянием механизма, но и скоростью подъема, весом груза, положением тележки и жесткостью главных балок.

По результатам контроля значений общего уровня вибрации и изменению технического состояния механизма подъема для ло-

кализации и обнаружения неисправностей выполняется спектральный анализ, позволяющий отслеживать изменение амплитуды составляющих вибрации. Конструктивные особенности редуктора механизма подъёма — значительная масса, низкие частоты вращения, высокая жёсткость корпуса — являются причиной увеличения значений общего уровня вибрации на последних, предаварийных стадиях развития повреждений.

Это было подтверждено в результате трехлетних наблюдений за измерением технического состояния механизма подъёма завалочного крана. Изменение спектральной

картины виброускорения редуктора (рис. 2) стало предвестником разрушения подшипников быстроходного вала при низких значениях общего уровня вибрации. Признаком повреждения стала нестабильность частоты вращения, что проявилось в появлении большого количества составляющих малой амплитуды («белого шума») и модуляции гармоник зубцовых частот. Проведенная замена была подготовлена и осуществлена при следующей технологической остановке. Это указывает на необходимость контроля не только амплитудных значений, но и спектрального состава вибрации.

Значения параметров вибрации 13.04.
(частотный диапазон 2...2000 Гц)

$S_{СКЗ}$, мкм	$V_{СКЗ}$, мм/с	$a_{СКЗ}^2$, м/с	$a_{пик}^2$, м/с
5	0,5	0,7	2,1
5	0,6	0,5	1,0

Значения параметров вибрации 12.05.
(частотный диапазон 2...2000 Гц)

$S_{СКЗ}$, мкм	$V_{СКЗ}$, мм/с	$a_{СКЗ}^2$, м/с	$a_{пик}^2$, м/с ²
5	0,6	0,5	2,0
5	0,4	0,6	1,3

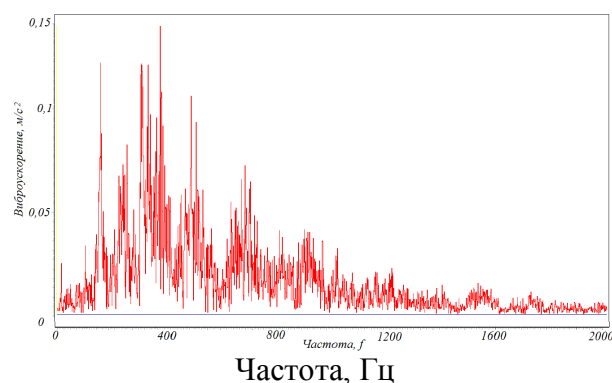
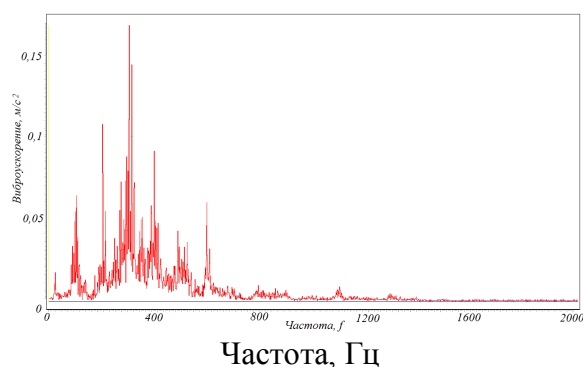


Рисунок 2 Изменение спектральной картины виброускорения перед разрушением подшипников быстроходного вала

Перспективным методом диагностирования механизма подъёма является запись временного сигнала вибрации при изменении направления вращения. Ограничивающими факторами в данном случае являются:

- ограниченность доступа к измерению параметров вибрации данного механизма;
- малое количество виброанализаторов, реализующих процесс записи вибрацион-

ного сигнала в режиме осциллографирования без усреднения;

- отсутствие критериев для распознавания фактического состояния механизмов при кратковременном реверсивном режиме работы.

Приборным решением является использование многоканальных виброизмерительных систем с параллельной записью вибрационного сигнала. Это позволяет за-

фиксировать один цикл работы, а не несколько, в случае последовательной записи. Возможность удалённого управления виброизмерительной аппаратуры позволяет рекомендовать данный способ для труднодоступных механизмов с постепенным развитием повреждений и периодическим диагностированием состояния.

Металлургические машины отличаются уникальностью и взаимодействием с продуктом технологии — расплавленным или раскалённым металлом. С позиции диагностирования особую сложность представляют:

- низкооборотистые тяжело нагруженные подшипники;

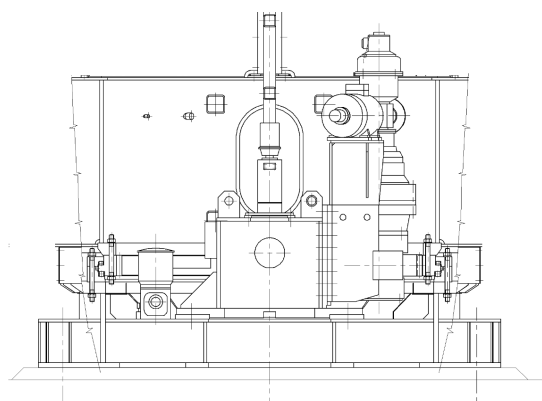
- комбинированные редукторы непрерывных прокатных станов;
- столы качания МНЛЗ и др.

К этим машинам не применимы общетехнические нормативы вибрации из-за большей массы и жёсткости, низких частот вращения, действия переменных нагрузок и различной частоты вращения.

Возможным вариантом решения при диагностировании низкооборотистых тяжело нагруженных подшипников, например, опорных колец стенов МНЛЗ (рис. 3), может быть анализ каскада спектров виброускорения (рис. 4). Необходимыми в данном случае являются ручная установка коэффициента усиления и запись реального сигнала без усреднения.

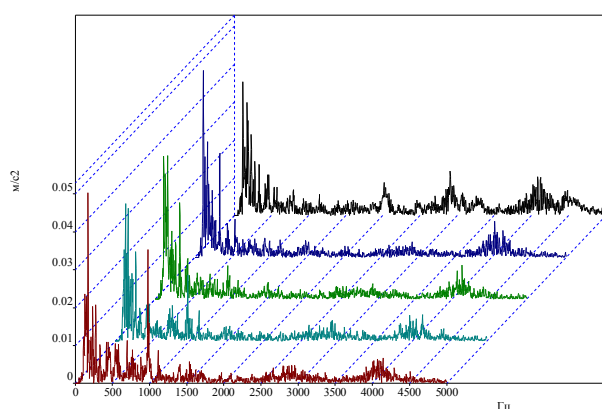


а)

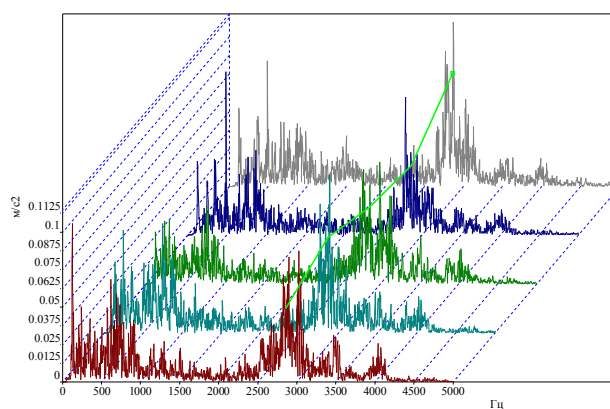


б)

Рисунок 3 Общий вид поворотного стенда (а) и схема привода (б)



а)



б)

Рисунок 4 Сравнение в каскаде спектров виброускорения опорного кольца:
а) исправного; б) неисправного

Прокатное производство является завершающей фазой металлургического цикла, во многом определяя качество выпускаемой продукции и производительность металлургического предприятия. Наиболее ответственным оборудованием прокатного производства, во многом характеризующем его эффективность, является прокатный стан. Современный прокатный стан представляет собой сложную механическую систему, функционирующую в режиме тесного взаимодействия отдельных элементов. Непрерывная прокатка, реализуемая на сортовых прокатных станах, обеспечивает одновременную прокатку слитка в нескольких прокатных клетях, что требует высокого уровня автоматизации производства, контроля параметров проката и безотказной работы механического оборудования.

Основные принципы диагностирования роторных машин предполагают необходимость соблюдения стационарности работы исследуемого агрегата в моменты измерений, т. е. сбор информации о состоянии оборудования должен проводиться при неизменной нагрузке, частоте вращения и т. д. В силу особенностей технологического процесса на прокатном стане это условие не выполняется. Основными источниками нестационарности являются:

– периодичность процесса проката, при котором циклически чередуются режимы «прокатка» и «холостой ход», что приводит к скачкообразным изменениям вибрации в моменты захода заготовки в клетку и выхода из нее, изменению частоты вращения в эти моменты и появлению характер-

ных частот зубозацепления редуктора клетки в момент проката;

– разнообразие сортов проката, что подразумевает разные нагрузки и частоты вращения привода клетки в зависимости от изготавливаемой продукции.

Для решения диагностических задач на данном этапе необходимо использование стационарных систем с использованием комплекса диагностических параметров.

Система должна обеспечить текущий контроль и диагностирование технического состояния механизмов прокатных станов для предотвращения внезапных отказов и обеспечения целостности базовых и корпусных деталей и узлов механизмов. Важным является определение степени накопления повреждений при ударных процессах. Результаты контроля следует использовать для принятия решения об аварийной остановке и о необходимости проведения ремонта.

Выводы и направление дальнейших исследований.

Основными предпосылками эффективности и достоверности технического диагностирования механического оборудования можно назвать следующее:

1. Оборудование должно обладать технической возможностью и готовностью к диагностированию состояния.
2. Необходимы специалисты, имеющие опыт решения задачи технического диагностирования, соответствующее образование и квалификацию.
3. Необходима разработка новых научных положений, учитывающих специфику работы металлургических машин.

Библиографический список

1. Гольдин, А. С. *Вибрация роторных машин [Текст]* / А. С. Гольдин. — М. : Машиностроение, 2000. — 344 с.
2. Клюев, В. В. *Неразрушающий контроль : справочник в 7 т. / Под общ. ред. В. В. Клюева. Т. 7 в 2 кн.: Кн. 1: В. И. Иванов, И. Э. Власов. Метод акустической эмиссии; Кн. 2: Ф. Я. Балицкий, А. В. Барков, Н. А. Баркова и др. Вибродиагностика [Текст].* — М. : Машиностроение, 2005. — 829 с.

3. Диагностика и динамика прокатных станов [Текст] / В. В. Веренев и др. — Днепропетровск : ИМА-прес., 2007. — 144 с.

4. Система мониторинга состояния оборудования Компакс® для колесно-прокатного стана [Текст] / В. Н. Костюков и др. // Сталь, 2008. — № 4. — С. 58–63.

5. Сидоров, В. А. Выбор диагностических параметров стационарных систем контроля технического состояния металлургических машин [Текст] / В. А. Сидоров, А. Е. Сушко // Техническая диагностика и неразрушающий контроль : ежеквартальный научно-технический и производственный журнал. — 2010. — № 4. — С. 46–50.

© Сидоров В. А.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. каф. ММК ДонГТУ Харламовым Ю. А., д.т.н., проф., зав. каф. МОЗЧМ ДонНТУ Еронько С. П.

Статья поступила в редакцию 25.09.17.

д.т.н. Сидоров В. А. (ДонНТУ, м. Донецьк, ДНР)

ВІБРАЦІЙНА ДІАГНОСТИКА МЕХАНІЧНОГО УСТАТКУВАННЯ МЕТАЛУРГІЙНИХ ПІДПРИЄМСТВ

У статті визначено деякі особливості вібраційної діагностики механічного обладнання металургійних підприємств, що передбачає можливість комплексного застосування засобів технічного діагностування: портативних приладів, аналізаторів вібрації, стаціонарних систем. Наведено результати технічного діагностування енергетичних, транспортних і металургійних машин. Встановлено основні передумови ефективності і достовірності технічного діагностування.

Ключові слова: металургійне підприємство, механічне устаткування, технічне діагностування, параметри вібрації.

Doctor of Tech. Sc. Sidorov V. A. (DonNTU, Donetsk, DPR)

VIBRATION DIAGNOSTICS OF MECHANICAL EQUIPMENT OF IRON-AND-STEEL PLANTS

Some peculiarities of vibration diagnostics were determined for the mechanical equipment of iron-and steel plants supposing the opportunity of complex using technical diagnostic facilities like portable instruments, vibration analyzers, steady-state systems. There have been given the results of technical diagnostic for power, transport and metallurgical machines. The basic preconditions of efficiency and accuracy of technical diagnostics were determined.

Key words: iron-and-steel plant, mechanical equipment, technical diagnostics, vibration parameters.

УДК 669: 628.16.06

к.т.н. Чебан В. Г.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ШАРОВОГО ОЧИСТИТЕЛЯ

Рассмотрен вопрос повышения эффективности работы шарового очистителя жидкостей от твердых загрязнений за счет оптимизации формы его фильтроэлемента.

Ключевые слова: очиститель, фильтроэлемент, шаровая поверхность, лукообразная поверхность, продольная скорость.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Повышение эффективности очистки технической воды от механических примесей является актуальной проблемой практически на всех предприятиях металлургического комплекса. Развитие новых технологий, применение нового высокотехнологического оборудования предъявляют все более высокие требования к качеству технической воды, которые невозможно обеспечить без использования современных средств очистки воды. С начала 21-го века все более широкое применение

для очистки технической воды на металлургических предприятиях находят гидродинамические очистители.

Многоликость форм поверхностей, используемых для реализации гидродинамической очистки жидкостей от твердых загрязнений, породила многообразие средств ее реализации [1]. Одной из таких форм поверхностей является шаровая.

Исследованию подлежит гидродинамический шаровой очиститель жидкости от твердых загрязнений, общий вид которого представлен на рисунке 1.

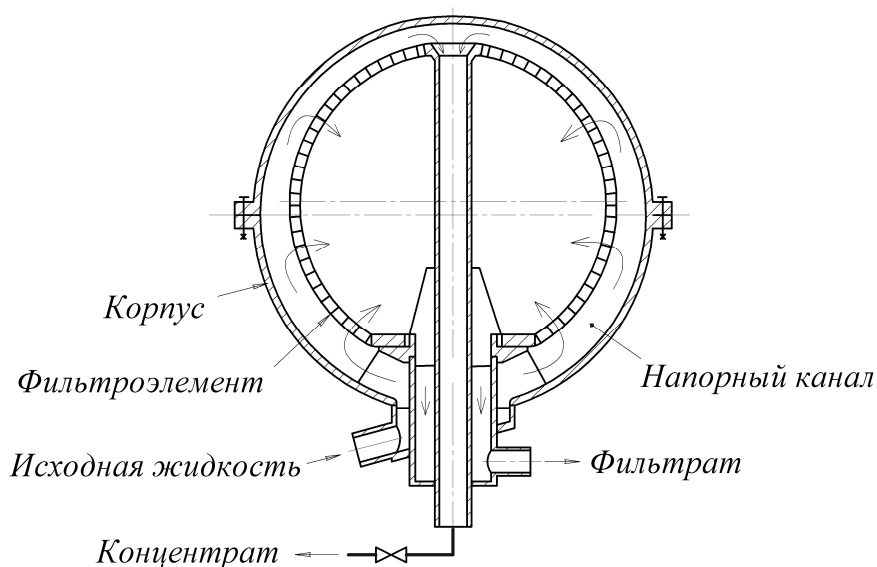


Рисунок 1 Самоочищающийся шаровой очиститель

Принцип работы такого очистителя детально изложен в работах [2–5], в которых отмечается довольно убедительный ряд

его преимуществ. Очиститель характеризуется наличием напорного канала, образованного шаровыми поверхностями его

фильтроэлемента и корпуса, внутренняя из которых является проницаемой.

Несмотря на то, что продольный разрез шарового очистителя не отличается от поперечного разреза очистителя «цилиндр в цилиндре», для непрерывной работы при одинаковых условиях очистки жидкости в них ее продольная скорость в начале и конце напорного канала шарового очистителя должна быть значительно большей [1, 6, 7]. Исследования [6] скоростного режима жидкости в напорном канале шарового очистителя показали, что причиной этому является шаровая поверхность фильтроэлемента или корпуса очистителя, образующих напорный канал, в котором при одинаковом значении входной и сливной скорости жидкости ее продольная скорость от входа к выходу сначала резко снижается, а затем снова возрастает, при этом имеет место примерно трехкратное снижение продольной скорости в середине напорного канала. Это свидетельствует о том, что при свойственном этому очистителю примерно таком же снижении потерь жидкости со сливом имеют место повышенные потери давления жидкости. Следовательно, если в шаровом очистителе достичь минимальных потерь давления жидкости, то его конкурентоспособность в сравнении с очистителями типа «цилиндр в цилиндре» и «цилиндр в конусе» резко возрастет [1]. Понятно, что этого можно достичь за счет снижения входной и сливной скорости жидкости до уровня минимально допустимого значения ее продольной скорости.

Известно, что в гидродинамических очистителях [8–9] наиболее эффективным является скоростной режим жидкости в напорном канале с постоянным значением ее продольной скорости, который достигается за счет того, что одну из образующих напорный канал поверхностей выполняют специальной формы. Из рисунка 1 очевидно, что шаровой корпус исследуемого очистителя можно изготовить из двух стандартных сферических днищ или крышек.

Учитывая, что производство таких элементов уже успешно налажено, то целесообразной является оптимизация шаровой поверхности фильтроэлемента.

Выше отмечалось подобие продольных разрезов напорных каналов шарового и «цилиндр в цилиндре» очистителей, в последнем из которых оптимальной признали цилиндрическая поверхность фильтроэлемента, имеющего грушеобразный профиль [9], обеспечивающий линейное изменение ширины напорного канала в направлении движения в нем жидкости, которая совместно с постоянством высоты поперечного сечения напорного канала и фильтрующей поверхности фильтроэлемента в том же направлении обеспечивает постоянство скорости жидкости вдоль напорного канала. Другими словами, площадь поперечного сечения напорного канала по ходу движения жидкости в нем изменяется линейно. При этом в таком очистителе потери давления жидкости для данного типа очистителей минимально возможные. Но беда его и всех очистителей этого типа заключается в высоких потерях жидкости со сливом [1].

Постановка задачи. Целью данной работы является определение оптимальной формы фильтроэлемента, способной существенно повысить эффективность работы шарового очистителя, а следовательно, и его конкурентоспособность.

Изложение материала и его результаты. Применительно к исследуемому очистителю фильтрующая поверхность фильтроэлемента тоже будет иметь не только профиль, но и шарообразную форму, которую для отличия назовем лукообразной. Для определения параметров такой формы фильтроэлемента составим расчетную схему, представленную на рисунке 2.

При расчете гидродинамических очистителей всегда являются известными следующие параметры:

Q_o — производительность по фильтрату, m^3/c ;

d_{max} — максимальный размер частички твердого загрязнения, м;

$h_k = (1,15 \div 1,5) \times d_{max}$ — ширина выхода напорного канала, м;

v_o — скорость фильтрации, м/с;

v_{np} — минимально допустимая продольная скорость жидкости в канале, м/с;

k_o — коэффициент живого сечения фильтроэлемента.

Кроме того, расчетно-графическим методом предварительно определяют [10]:

α — угол, определяющий параметры проницаемой поверхности (длину напорного канала), град;

γ — угол, определяющий начало напорного канала шириной h_n , град.

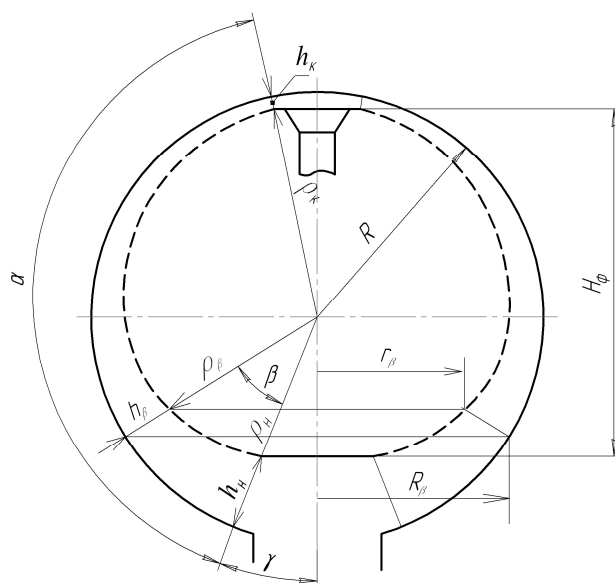


Рисунок 2 Схема расчета формы фильтроэлемента

Из рисунка 2 очевидно, что формирующим лукообразную форму фильтроэлемента является поточный радиус ρ_β , положение которого в разрезе зависит от угла β , изменяющегося от 0 до значения угла α . Тогда

$$\rho_\beta = R - h_\beta, \quad (1)$$

где R — радиус сферического корпуса, м;

h_β — текущее значение ширины напорного канала, м.

При этом в начале напорного канала его значение равно ρ_n , а в конце — ρ_k .

В выражении (1) неизвестными являются как радиус R сферического корпуса очистителя, так и ширина h_β напорного канала, определение которых без знания параметров лукообразного фильтроэле-

мента не возможно. К тому же не существует простых математических формул для определения параметров этой формы фильтроэлемента. При этом очевидно, что после определения радиуса R внутренней сферической поверхности корпуса очистителя вычисление значения ширины h_β не будет представлять затруднений.

Поэтому для определения радиуса R применим известный прием, используемый в работе [9], суть которого заключается в замене лукообразной поверхности фильтроэлемента равноценной шаровой поверхностью с радиусом r_ϕ , равным среднему поточному радиусу:

$$r_\phi = \rho_{cp} = \frac{\rho_n + \rho_k}{2}.$$

При этом боковую поверхность фильтроэлемента вычислим по известной формуле для шарового слоя:

$$S_{\phi} = 2 \cdot \pi \cdot r_{\phi} \cdot H_{\phi},$$

где H_{ϕ} — высота фильтроэлемента.

Расчет радиуса R полученного при этом шарового корпуса выполним по методу, изложенному в работе [10].

Согласно данному методу радиус шарообразного фильтроэлемента будет равен

$$r_{\phi} = \rho_{cp} = \sqrt{\frac{S_0}{k_o \cdot 2\pi \cdot [\cos \gamma - \cos(\gamma + \beta)]}},$$

где $S_0 = \frac{Q_o}{v_o}$ — площадь живого сечения проницаемой поверхности фильтроэлемента при заданных Q_o и v_o , m^2 .

Радиус R сферического корпуса, тождественного корпусу очистителя с лукообразным фильтроэлементом, определим из выражения

$$R = \rho_{cp} + \left(1 - \frac{\cos \gamma}{\cos \gamma - \cos(\gamma + \alpha)}\right) \times \left[\sqrt{\rho_{cp}^2 + n \cdot h_k \frac{\sin(\gamma + \alpha)(2\rho_{cp} + h_k)}{\sin \gamma}} - \rho_{cp} \right],$$

где $n = \frac{Q_1}{Q_2}$ — отношение расходов жидкости в начале (Q_1) и конце (Q_2) напорного канала.

Следовательно, радиус R исследуемого очистителя с лукообразным фильтроэлементом можно считать известным.

Определение значения текущей ширины h_{β} продолжим по расчетной схеме, представленной на рисунке 2, используя для этого выражение (1).

Зная радиус R корпуса исследуемого очистителя и ширину h_k выхода напорного канала, найдем значение радиуса фильтроэлемента в этом месте:

$$\rho_k = R - h_k.$$

При известных h_k и ρ_k и принятых значениях углов α и γ найдем площадь напорного канала на выходе, которая представляет собой площадь боковой поверхности усеченного конуса с образующей h_k и радиусами оснований r_k и R_k (на рисунке 2 не обозначены):

$$F_k = \pi \cdot h_k \cdot (r_k + R_k),$$

а с учетом того, что $r_k = \rho_k \cdot \sin(\gamma + \alpha)$ и $R_k = (\rho_k + h_k) \cdot \sin(\gamma + \alpha)$, выражение для определения этой площади примет вид:

$$F_k = \pi \cdot h_k \cdot \sin(\gamma + \alpha) \cdot (2\rho_k + h_k).$$

При заданной постоянной скорости жидкости вдоль напорного канала, когда ее значение на входе и выходе одинаково, т. е. $v_n = v_k = v_{np}$, расход на выходе из напорного канала вычислим из выражения

$$Q_2 = \pi \cdot h_k \cdot \sin(\gamma + \alpha) \cdot (2\rho_k + h_k) \cdot v_k.$$

Расход жидкости на входе в напорный канал определим с учетом производительности по фильтрату:

$$Q_1 = Q_o + Q_1.$$

Поддержание постоянной скорости v_{np} жидкости по длине напорного канала будет возможным только при соответствующем линейном изменении площади его поперечного сечения по закону

$$F_{np} = F_n - \frac{F_n - F_k}{\alpha} \beta = \frac{Q_1}{v_n} - \frac{Q_o \cdot \beta}{v_k \cdot \alpha}.$$

Выразив F_{np} как площадь боковой поверхности усеченного конуса с образующей h_{β} и радиусами оснований r_{β} и R_{β} (см. рис. 2), получим

$$\frac{Q_1}{v_n} - \frac{Q_o \cdot \beta}{v_k \cdot \alpha} = \pi \cdot h_{\beta} \cdot \sin(\gamma + \beta) \cdot (2R - h_{\beta}).$$

$$\text{Приняв } A = \left(\frac{Q_1}{v_n} - \frac{Q_o \cdot \beta}{v_k \cdot \alpha} \right) \cdot \frac{1}{\pi \cdot \sin(\gamma + \beta)},$$

получим квадратное уравнение вида

$$h_{\beta}^2 - 2R \cdot h_{\beta} + A = 0.$$

Решая это квадратное уравнение и учитывая, что h_{β} не может быть больше R , находим

$$h_{\beta} = R - \sqrt{R^2 - A} = R - \sqrt{R^2 - \left(\frac{Q_1}{v_n} - \frac{Q_o \cdot \beta}{v_k \cdot \alpha} \right) \cdot \frac{1}{\pi \cdot \sin(\gamma + \alpha)}}. \quad (2)$$

С учетом (2) выражение (1) для определения поточного радиуса, определяющего форму фильтроэлемента, примет вид

$$\rho_{\beta} = \sqrt{R^2 - \left(\frac{Q_1}{v_n} - \frac{Q_o \cdot \beta}{v_k \cdot \alpha} \right) \cdot \frac{1}{\pi \cdot \sin(\gamma + \alpha)}}.$$

Правильность выполненных расчетов можно признать лишь в том случае, когда продольная скорость жидкости в любом сечении напорного канала будет иметь постоянное значение и равное по величине значению скорости жидкости на входе и выходе канала. При этом график зависимости продольной скорости жидкости в напорном канале от угла β должен представлять собой горизонтальную прямую линию.

Значение продольной скорости жидкости в любом сечении напорного канала может быть определено из выражения

$$v_{np} = \frac{Q_{np}}{F_{np}},$$

где Q_{np} — текущее значение расхода жидкости в напорном канале, которое при условно постоянной скорости фильтрации изменяется по закону

$$Q_{np} = Q_1 - (Q_1 - Q_2) \cdot \frac{\beta}{\alpha} = Q_1 - Q_o \cdot \frac{\beta}{\alpha};$$

F_{np} — текущее значение площади поперечного сечения напорного канала, изменяющееся по закону

$$F_{np} = \pi \cdot \sin(\gamma + \beta) \cdot h_{\beta} \cdot (2R - h_{\beta}).$$

С учетом (2) выражение для определения текущего значения продольной скорости жидкости в любом сечении напорного канала примет вид

$$v_{np} = \frac{Q_1 - Q_o \cdot \frac{\beta}{\alpha}}{\pi \cdot \sin(\gamma + \beta)} \times \frac{1}{R - \sqrt{R^2 - \left(\frac{Q_1}{v_n} - \frac{Q_o \cdot \beta}{v_k \cdot \alpha} \right) \cdot \frac{1}{\pi \cdot \sin(\gamma + \beta)}}} \times \frac{1}{R + \sqrt{R^2 - \left(\frac{Q_1}{v_n} - \frac{Q_o \cdot \beta}{v_k \cdot \alpha} \right) \cdot \frac{1}{\pi \cdot \sin(\gamma + \beta)}}}.$$

На рисунке 3 представлен график изменения продольной скорости жидкости в напорном канале очистителя с лукообразной формой фильтроэлемента. Этот график свидетельствует о том, что приведенный выше расчет выполнен правильно, а полученные результаты дадут возможность создать гидродинамический очиститель как с низкими потерями жидкости, так и с минимально возможными потерями ее давления. В данном расчете потери жидкости составляют 3,8 %. Для получения более низких потерь жидкости, следует более тщательно определять значение угла в конце напорного канала, в данном случае равное $[180 - (\gamma + \alpha)]$.

Очиститель конкретного типа с минимально возможными потерями жидкости и давления обычно называют идеальным.

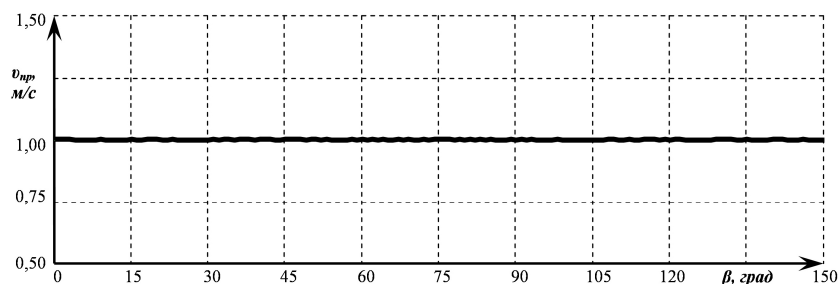


Рисунок 3 График изменения продольной скорости в напорном канале очистителя

Выводы и направление дальнейших исследований. Результаты данной работы расширяют информацию о шаровых очистителях. Они будут полезны для технического персонала, занятого проектировани-

ем, изготовлением и обслуживанием подобных очистителей, а также студентам высших учебных заведений и другим заинтересованным лицам.

Библиографический список

1. Чебан, В. Г. Анализ гидродинамических параметров напорных каналов высокопроизводительных фильтров [Текст] / В. Г. Чебан // Прикладные задачи математики и механики : материалы XVIII международной научно-технической конференции. — Севастополь : СевНТУ, 2010. — С. 152–156.
2. Пат. 52418 Україна, МПК9 B01D 27/08, B01D 35/22. Гідродинамічний очисник потоку рідини від твердих забруднень / В. Г. Чебан; заявник і патентовласник ДонДТУ. — №и201002264; заявл. 01.03.10; опубл. 25.08.10, Бюл. № 16. — 4 с.
3. Пат. 75525 Україна, МПК B01D 37/00. Спосіб очищення рідини від механічних домішок / В. П. Бондаренко; заявник і патентовласник Бондаренко В. П. — №и20040907238; заявл. 03.09.04; опубл. 17.04.06, Бюл. № 4. — 3 с.
4. Пат. 76243 Україна, МПК B01D 29/11. Очистник потока рідини / В. П. Бондаренко; заявник і патентовласник Бондаренко В. П. — №и2004604381; заявл. 15.12.04; опубл. 17.07.06, Бюл. № 7. — 5 с.
5. Чебан, В. Г. Преимущества, недостатки и перспективы самоочищающихся очистителей жидкостей [Текст] / В. Г. Чебан // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2010. — Вып. 30. — С. 177–183.
6. Чебан, В. Г. Исследование скоростного режима жидкости в напорном канале шарового очистителя [Текст] / В. Г. Чебан // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2012. — Вып. 37. — С. 141–150.
7. Чебан, В. Г. Стенд для определения способности жидкости к очистке гидродинамическим способом [Текст] / В. Г. Чебан // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2012. — Вып. 38. — С. 179–189.
8. Чебан, В. Г. Повышение эффективности очистки жидкостей в гидродинамическом очистителе с плоским каналом [Текст] / В. Г. Чебан, А. А. Бревнов // Вісник Національного технічного університету «ХПІ». Збірник наукових праць. Тематичний випуск : Нові рішення в сучасних технологіях. — Харків : НТУ «ХПІ», 2012. — № 9. — С. 127–134.
9. Чебан, В. Г. Практический расчет фильтроэлемента с грушеобразным профилем фильтрующей поверхности очистителя маловязких жидкостей [Текст] / В. Г. Чебан // Сборник научных трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2010. — Вып. 31. — С. 115–126.

10. Чебан, В. Г. Метод расчета шарового очистителя [Текст] / В. Г. Чебан // Сборник научных трудов ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ». — Алчевск : ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2017. — Вып. 5(48). — С. 146–152.

© Чебан В. Г.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. МЧМ ДонГТУ Новохатским А. М.,
гл. энергетиком КП "АПУВКХ" Ковалинским Г. Н.*

Статья поступила в редакцию 11.10.17.

к.т.н. Чебан В. Г. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ КУЛЬОВОГО ОЧИСНИКА

Розглянуто питання підвищення ефективності роботи кульового очисника рідин від твердих забруднень за рахунок оптимізації форми його фільтроелемента.

Ключові слова: очисник, фільтроелемент, кульова поверхня, цибулеподібна поверхня, поздовжня швидкість.

PhD Cheban V. G. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

IMPROVING THE OPERATION EFFICIENCY OF BALL PURIFIER

There has been examined the problem of improving the operation efficiency of ball purifier for liquids from solid contaminants through optimization the filtering element form.

Key words: purifier, filtering element, spherical surface, onion-shape surface, longitudinal rate.

УДК 669.184

д.т.н. Еронько С. П.,
к.т.н. Ошовская Е. В.,
Стародубцев Б. И.
(ДонНТУ, г. Донецк, ДНР)

РАСЧЁТ МОЩНОСТИ ПРИВОДА МЕХАНИЗМА ВРАЩЕНИЯ КОРПУСА КОНВЕРТЕРА ОТНОСИТЕЛЬНО НАКЛОННОЙ ПРОДОЛЬНОЙ ОСИ

Приведена методика расчёта энергосиловых параметров привода механизма вращения корпуса кислородного конвертера для переработки шихты с повышенным содержанием вредных примесей. Данная методика учитывает характер взаимодействия твёрдой и жидкой составляющих шихты, установленный экспериментальным путём на физической модели исследуемого плавильного агрегата. Расхождение между расчётными и измеренными значениями крутящего момента, преодолеваемого приводом модели конвертера, находится в пределах 5–10 %.

Ключевые слова: кислородный конвертер, зубчатый венец, центрирующая цапфа, центр масс, суммарный момент, жидкий чугу́н, тяжеловесный лом.

Насущная необходимость переработки накапливающихся металлосодержащих отходов, обусловленная требованием экологической безопасности, а также экономической выгодой возможности получения из них полезной продукции, послужила мотивацией начала исследований, связанных с созданием плавильных мини-агрегатов для реализации специальных технологических процессов утилизации побочных промышленных материалов. По данным источников технической информации, в настоящее время успешно применяют доменные печи с полезным объёмом 128–135 м³ и кислородные вагранки с часовой производительностью 15 т, позволяющие выплавлять товарный и переделный чугун приемлемого качества из металлургических и угольных шламов [1–3].

На кафедре механического оборудования заводов чёрной металлургии Донецкого национального технического университета, в соответствии с программой развития Донбасса на период до 2020 года, ведутся комплексные исследования, направленные на решение задач конструирования и обоснования параметров мини-конвертера, предназначенного для производства стали из шихты, содержащей значительное количество вредных примесей. Как уже ранее сообщалось, прототипом создаваемому агрегату послужил конвертер Кал-До, промышленное

применение которого в ряде стран (Швеция, Япония, Франция, Англия, США), несмотря на возможность переработки высокофосфористого чугуна и некачественного лома, было прекращено, что связано с безуспешными попытками устранения выявленных у него конструктивных недостатков. Главная из них — несовершенство механизма вращения корпуса агрегата относительно продольной оси, располагаемой во время ведения процесса под углом 17–20° к горизонтальной плоскости. Размещение привода данного механизма на поворотной системе корпуса конвертера не только значительно усложнило его ремонт и обслуживание, но и увеличивало массу подвижной части агрегата, что влекло за собой необходимость повышения мощности привода механизма поворота корпуса относительно оси опорных цапф [4].

В связи с этим сотрудниками кафедры МОЗЧМ ДонНТУ была предложена новая конструкция механизма вращения корпуса конвертера (рис. 1), отличающаяся тем, что двигатель и редуктор его привода размещены стационарно на рабочей площадке со стороны второй, свободной, опорной цапфы. При этом в её теле выполнен соосный цилиндрический канал, через который проходит промежуточный вал, передающий крутящий момент от редуктора привода к валу с установленной на его нижнем хво-

стовике прямозубой шестерней, находящейся в зацеплении с зубчатым венцом, закреплённым на нижней части корпуса агрегата. Сам корпус опоясан бандажом и обкатывается им по двухрёберным роликам, свободно вращающимся на осях, консольно закреплённых на несущем поясе. С ним также посредством шарниров связаны четыре кронштейна, удерживающие самоустанавливающуюся подшипниковую опору, в которой размещена нижняя центрирующая цапфа корпуса конвертера [5, 6].

Отсутствие в открытых источниках технической информации методик расчёта конструктивных и энергосиловых параметров механизма вращения корпуса Кал-До конвертера, с одной стороны, и невозможность использования в этих целях известных полумпирических и эмпирических моделей, разработанных для барабанных мельниц, смесителей грохотов, печей, сушилок, грануляторов и окомкователей, с другой стороны, требуют получения зависимостей, позволяющих рассчитать основные характеристики модернизированного сталеплавильного агрегата. Первостепенной задачей, которую при этом необходимо решить, являлось получение информации о характере взаимодействия твёрдой и жидкой составляющих шихты в ванне конвертера во время вращения его корпуса с различной угловой скоростью с учётом изменения в ходе реализации технологического процесса соотношения объёмов компонентов, находящихся в разных агрегатных состояниях. С этой целью предварительно провели лабораторные эксперименты на физической модели 10-тонного мини-конвертера, на основании которых удалось установить особенности взаимодействия имитаторов жидкой и твёрдой составляющих шихты при различных вариантах ведения моделируемого процесса выплавки стали [7]. В частности, по результатам видеоконтроля гидродинамических процессов, протекавших в полости модели конвертера во время вращения её корпуса с частотой 10–40 об/мин, зафиксировано отклонение свободной поверхности жидкой ванны от горизонтальной плоскости по ходу

вращения на угол $\gamma = 2\text{--}5^\circ$, а также изменение в пределах $45\text{--}75^\circ$ угла отклонения от вертикали биссектрисы центрального угла, соответствующего дуге контакта имитатора тяжёловесного лома с внутренней поверхностью корпуса модели конвертера. Вследствие этого смещается центр масс тяжёловесного лома и увеличивается плечо его силы тяжести относительно оси вращения корпуса плавильного агрегата.

С учётом изложенного суммарный момент сопротивления вращению корпуса конвертера относительно продольной оси, наклонённой к горизонту при установившемся режиме работы механизма, можно найти из выражения:

$$M_0 = M_{\text{тр}} + M_M + M_p,$$

где $M_{\text{тр}}$ — момент сил трения в опорах, поддерживающих корпус агрегата; M_M — момент, вызванный смещением центра тяжести тяжёловесного лома относительно продольной оси вращающегося корпуса конвертера; M_p — момент, вызванный смещением центра тяжести объёма расплава относительно продольной оси вращающегося корпуса конвертера.

Расчётная схема для определения указанных составляющих общего момента сопротивления, преодолеваемого приводом, показаны на рисунке 1. Для начала силового расчёта необходимо вычислить координаты центра тяжести корпуса конвертера и находящихся в нём объёмов жидкого чугуна и металлического лома. В первом случае с использованием геометрических формул находят координаты центров тяжести x_{ki} , y_{ki} , z_{ki} отдельных узлов и элементов корпуса и футеровки. На основании полученных результатов определяем общий центр тяжести порожнего конвертера:

$$x_k = \frac{\sum m_{k_i} x_{k_i}}{\sum m_{k_i}}, \quad y_k = \frac{\sum m_{k_i} y_{k_i}}{\sum m_{k_i}}, \quad z_k = \frac{\sum m_{k_i} z_{k_i}}{\sum m_{k_i}}.$$

В точке C_k с этими координатами прикладывают силу тяжести порожнего конвертера G_k .

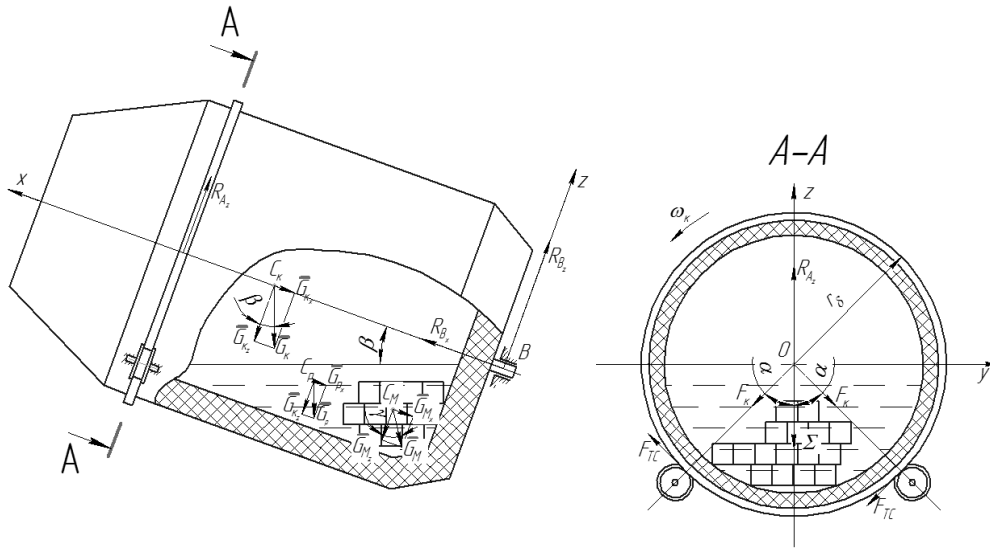


Рисунок 1 Расчётная схема для определения момента сопротивления вращению корпуса конвертера

Координаты центров тяжести объёма расплава и тяжеловесного лома рассчитываем аналогично.

$$x_p = \frac{\sum m_{p_i} x_{p_i}}{\sum m_{p_i}}, y_p = \frac{\sum m_{p_i} y_{p_i}}{\sum m_{p_i}}, z_p = \frac{\sum m_{p_i} z_{p_i}}{\sum m_{p_i}}$$

$$x_M = \frac{\sum m_{M_i} x_{M_i}}{\sum m_{M_i}}, y_M = \frac{\sum m_{M_i} y_{M_i}}{\sum m_{M_i}}, z_M = \frac{\sum m_{M_i} z_{M_i}}{\sum m_{M_i}}.$$

В точках C_p и C_M с расчётными координатами необходимо приложить силу тяжести объёма жидкого чугуна на $\overline{G_p}$ и равнодействующую сил тяжести тяжеловесного лома $\overline{G_M}$. При этом, предполагая, что тяжеловесный металлический лом после его завалки в полость конвертера будет равномерно распределён, вектор его силы тяжести следует расположить в вертикальной плоскости симметрии агрегата. В этой же плоскости будет находиться и вектор силы тяжести жидкого чугуна $\overline{G_p}$ и вектор равнодействующей сил реакции опорных катков $\overline{R_{Az}}$, т. е. на корпус конвертера действует плоская система сил.

Рассматривая условия равновесия плоской системы сил в первой форме относительно опоры B конвертера

$$\sum_{i=1}^n F_{i_x} = 0; \sum_{i=1}^n F_{i_z} = 0; \sum_{i=1}^n M_B(\overline{F_i}) = 0,$$

определяем силы реакций, действующие в опорах:

$$\sum_{i=1}^n M_B(\overline{F_i}) = 0 ;$$

$$R_{A_z} = \frac{G_{k_z} \cdot x_{c_k} + G_{p_z} \cdot x_{c_p} + G_{M_x} \cdot x_{c_M}}{x_A} + \frac{G_{p_x} \cdot z_{c_p} + G_{M_x} \cdot z_{c_M}}{x_A} ;$$

$$R_{A_z} = \frac{G_{k_z} \cdot x_{c_k} + G_{p_z} \cdot x_{c_p} + G_{M_x} \cdot x_{c_M}}{x_A} + \frac{G_{p_x} \cdot z_{c_p} + G_{M_x} \cdot z_{c_M}}{x_A} ;$$

$$\sum_{i=1}^n F_{i_z} = 0; R_{B_z} = G_{k_z} + G_{p_z} + G_{M_z} - R_{A_z} ;$$

$$\sum_{i=1}^n F_{i_x} = 0; R_{B_x} = G_{k_x} + G_{R_x} + G_{M_x}.$$

По найденному значению R_{A_z} , используя правило параллелограмма, находим

силу, действующую на каждый из двух опорных катков:

$$\begin{aligned} R_{A_z} &= \sqrt{F_k^2 + F_k^2 + 2F_k \cdot F_k \cos 2a} = \\ &= \sqrt{2F_k^2 + 2F_k^2 \cos 2a} = \\ &= F_k \sqrt{2(1 + \cos 2a)}; \quad F_k = \frac{R_{A_z}}{\sqrt{2(1 + \cos 2a)}}. \end{aligned}$$

Момент сил трения в опорах, поддерживающих корпус конвертера:

$$M_{тр} = M_1 + M_2 + M_3,$$

где M_1 — момент сил трения скольжения в цапфах катков; M_2 — момент сил трения качения бандажа по каткам; M_3 — момент сил трения в подшипниковой опоре задней центрирующей цапфы.

Для преодоления сопротивления в центрах каждого из двух опорных катков требуется сила:

$$F_{тс} = \mu_{ц} \cdot F_k \cdot \frac{r_{ц}}{r_k},$$

где $\mu_{ц}$ — коэффициент трения скольжения в цапфе; $r_{ц}$ — радиус цапфы катка; r_k — радиус катка.

Тогда момент сопротивления вращению корпуса конвертера, обусловленный моментом сил трения в цапфах двух катков:

$$M_1 = 2F_{тс} \cdot r_6,$$

где r_6 — радиус бандажа корпуса конвертера;

$$M_1 = \frac{2\mu_{ц} F_k r_{ц} r_6}{r_k}.$$

Момент силы трения качения бандажа по опорному катку в соответствии со схемой приложения сил на рисунке 2:

$$F_1 = \frac{F_k f}{r_k},$$

где f — коэффициент трение качения бандажа по катку.

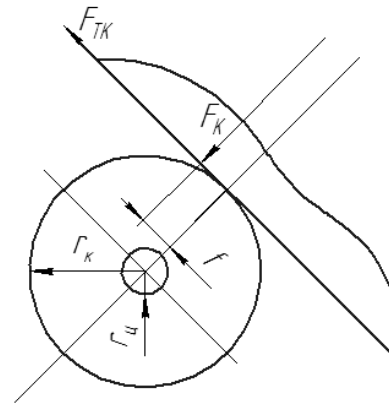


Рисунок 2 Схема приложения сил к опорному катку

Тогда момент сопротивления, вызванный силой трения качения бандажа по двум опорным каткам:

$$M_2 = 2F_k f r_6 / r_k.$$

Момент сил трения в подшипниковых опорах задней цапфы:

$$M_3 = R_{B_z} \cdot \mu_{ц} \cdot r_{вц} + R_{B_x} \cdot \mu_{уп} \cdot r_{уп},$$

где $\mu_{ц}$ — коэффициент трения скольжения в задней цапфе; $r_{вц}$ — радиус задней цапфы; $\mu_{уп}$ — коэффициент трения в упорном подшипнике; $r_{уп}$ — радиус упорного подшипника.

Дополнительные моменты сопротивления, действующие на корпус конвертера во время его вращения в установившемся режиме и обусловленные смещением центров масс жидкой ванны и объема тяжеловесного лома относительно продольной оси агрегата (рис. 3), могут быть определены по формулам:

$$M_p = G_p \cdot h_1 \text{ и } M_M = k G_M \cdot h_2,$$

где G_p и G_M — силы тяжести объемов жидкого чугуна и тяжелого металлолома соответственно; h_1 и h_2 — смещение центров масс жидкой и твердой частей шихты относительно оси вращения корпуса конвертера; k — коэффициент, учитывающий действие выталкивающей силы Архимеда на куски металлолома.

Рекомендуемые значения смещений центров масс h_1 и h_2 в зависимости от частоты вращения корпуса конвертера n_k и радиуса его внутренней полости R_k приведены в таблице 1 в соответствии с обозначениями

рисунка 3, на котором зафиксировано верхнее положение тяжеловесного лома, совершающего челночное движение относительно внутренней поверхности агрегата.

Таблица 1

Значение смещений центров масс жидкой и твёрдой составляющих шихты в зависимости от частоты вращения конвертера n_k и радиуса его полости R_k

n_k , об/мин	δ , град	γ , град	ОС _р , м	ОС _м , м	h_1 , м	h_2 , м
10	45	2	$0,65R_k$	$0,69R_k$	$0,02R_k$	$0,49R_k$
20	60	3	$0,65R_k$	$0,65R_k$	$0,03R_k$	$0,56R_k$
40	75	5	$0,65R_k$	$0,62R_k$	$0,05R_k$	$0,60R_k$

Во время пуска привода механизма вращения на корпус конвертера будет действовать динамический момент, определяемый по формуле:

$$M_{\text{дин}} = (I_k + I_{\text{тш}}) \varepsilon,$$

где I_k — момент инерции корпуса порожнего конвертера относительно его оси вращения; $I_{\text{тш}}$ — момент инерции твёрдой части шихты относительно оси вращения корпуса конвертера; ε — угловое ускорение вращающейся системы.

Момент инерции корпуса порожнего конвертера как сумма моментов двух полых коаксиально расположенных цилиндров и двух соосных дисков, имеющих соответствующие массы и толщину стенок:

$$I_k = \frac{1}{2} M_{\text{мц}} (R_{\text{кн}}^2 - R_{\text{кв}}^2) + \frac{1}{2} M_{\text{фц}} \cdot (R_{\text{фн}}^2 - R_{\text{фв}}^2) + \frac{1}{2} M_{\text{мд}} R_{\text{кн}}^2 + \frac{1}{2} M_{\text{фд}} \cdot R_{\text{фн}}^2,$$

где $M_{\text{мц}}$ — масса металлической цилиндрической части агрегата; $M_{\text{мд}}$ — масса металлического днища корпуса агрегата; $M_{\text{фц}}$ — масса цилиндрической футеровки агрегата; $M_{\text{фд}}$ — масса футеровки днища агрегата; $R_{\text{кн}}$ и $R_{\text{кв}}$ — соответственно наружный и внутренний диаметр цилиндрической части корпуса конвертера; $R_{\text{фн}}$ и $R_{\text{фв}}$ — соответственно наружный и

внутренний диаметр слоя футеровки конвертера.

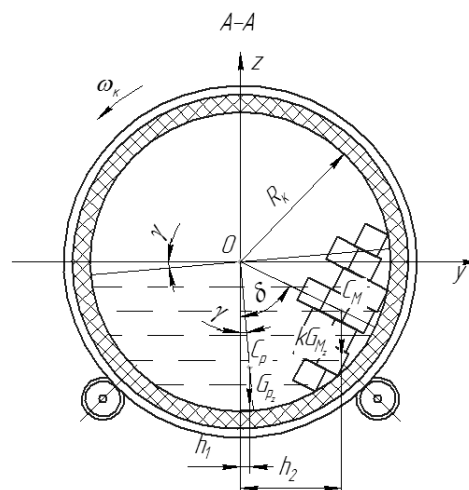


Рисунок 3 Схема расположения центра масс шихты в корпусе модели конвертера

Момент инерции твёрдой части шихты относительно оси вращения конвертера:

$$I_{\text{тш}} = M_{\text{тш}} \cdot OC^2,$$

где $M_{\text{тш}}$ — масса тяжеловесного металлолома; OC — расстояние от центра тяжести объёма металлолома до продольной оси конвертера.

Угловое ускорение, развиваемое корпусом конвертера при пуске механизма его вращения:

$$\varepsilon = \frac{\omega_k}{\tau_{\text{п}}},$$

где ω_k — заданная скорость вращения конвертера в установившемся режиме; τ_n — время пуска привода.

После определения всех значений действующих моментов рассчитываем мощность приводного двигателя механизма вращения корпуса конвертера:

$$N_{дв} = \frac{M_0 \omega_k}{\eta_0},$$

где ω_k — максимальная угловая скорость корпуса конвертера; η_0 — общий КПД механизма, учитывающий потери мощности в зубчатых передачах, муфте и редукторе привода.

По расчётному значению мощности из каталога выбирают двигатель с заданной частотой вращения вала $n_{дв}$.

Тогда общее передаточное число механизма:

$$i_0 = \frac{n_{дв}}{n_k} = i_p \cdot i_{кп} \cdot i_{пп},$$

где i_p — передаточное число редуктора; $i_{кп}$ — передаточное число конической пары; $i_{пп}$ — передаточное число зацепления «шестерня – зубчатый венец корпуса конвертера».

Проверку корректности результатов расчёта значений крутящих моментов, действующих на корпус кислородного конвертера во время его вращения, выполнили экспериментальным путём на действующей модели сталеплавильного агрегата с использованием специальной контрольно-измерительной аппаратуры по методике, подробно описанной в работе [8]. В ходе лабораторных исследований с помощью тензометрического преобразователя измерили крутящий момент сопротивления вращению корпуса модели кислородного конвертера, действующего при различных угловых скоростях в случае, когда в неё предварительно загружали 60 % имитатора жидкого чугуна и 40 % имитатора тяжеловесного металлического лома.

Жидкий чугун моделировали водой с плотностью 1 кг/дм^3 , а металлический

лом — кубиками из материала, плотность которого составляла $1,1 \text{ кг/дм}^3$, т. е. соотношение плотностей имитаторов твёрдой и жидкой составляющих было таким же, как у тяжеловесного металлического лома и жидкого чугуна. При этом общая масса имитаторов шихты равнялась 5 кг, а масса модели конвертера — 3 кг. Результаты измерений крутящего момента для указанных условий проведения эксперимента приведены на рисунке 4, а данные, полученные расчётным путём с использованием разработанной методики — в таблице 2.

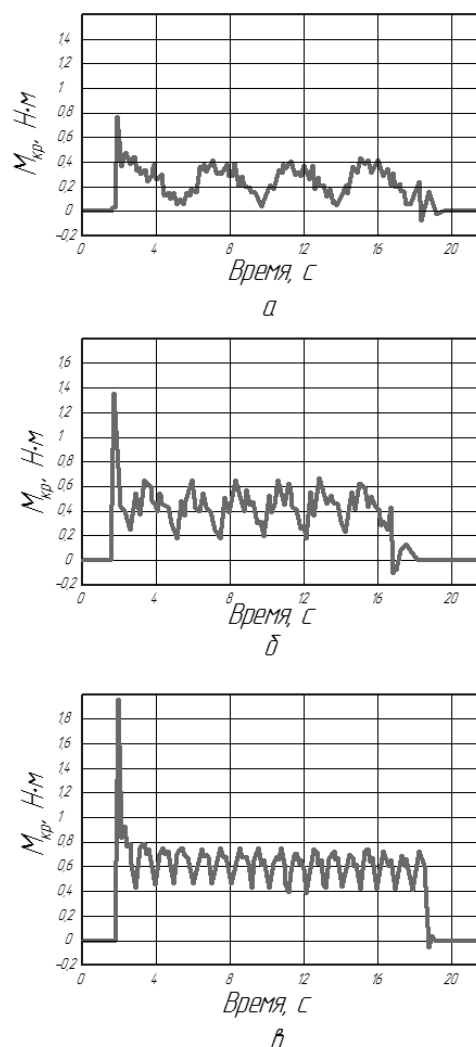


Рисунок 4 Зафиксированный крутящий момент, требуемый для вращения корпуса модели конвертера с загруженными имитаторами жидкой и твёрдой составляющих шихты в равных долях при частотах 10 об/мин (а), 20 об/мин (б) и 40 об/мин (в)

Таблица 2

Сравнительные результаты теоретических и экспериментальных данных о моменте сопротивления корпуса модели конвертера

n, об/мин	Состав имитаторов шихты, %		Значение момента сопротивления вращению корпуса модели конвертера, Н·м		Расхождение теоретических и экспериментальных значений момента, %
	Твёрдая часть	Жидкая часть	Расчётное	Измеренное	
10	40	60	0,44	0,40	9,1
20	40	60	0,68	0,65	4,5
40	40	60	0,82	0,78	4,8

Сопоставление теоретических и экспериментальных результатов свидетельствует о том, что расхождение между ними составляет 5–10 %, что приемлемо для инженерных расчётов.

Таким образом, предложенная методика расчёта энергосиловых параметров привода механизма вращения корпуса кислородного конвертера может быть использована при проектировании его опытно-промышленного образца.

Библиографический список

1. Робин Винер. Переработка вторичного сырья [Текст] / Винер Робин // Металлолом. — 2011. — № 2. — С. 9.
2. Овчинников, А. М. Модернизация оборудования и реконструкция заводов чёрной металлургии за рубежом [Текст] / А. М. Овчинников // Чёрная металлургия: бюл. ин-та “Черметинформация”. — Москва, 2016. — № 2. — С. 96–100.
3. Электронный ресурс. — Режим доступа: <http://biz.liga.net/all/industria/novosti/2507657-makeevski-zavod>
4. Бойченко, Б. М. Конвертерное производство стали: теория, технология, качество стали, конструкции агрегатов, реконструкция материалов и экология [Текст] / Б. М. Бойченко, В. Б. Охотский, П. С. Харламин. — Днепропетровск : РВА “Днепро-ВАЛ”, 2006. — 454 с.
5. Мини-конвертер для переработки высокофосфористого чугуна [Текст] / С. П. Еронько, Д. И. Федяев, О. В. Афаукова и др. // Металлургические процессы и оборудование: международный научно-технический и производственный журнал. — Донецк, 2010. — № 3(21). — С. 40–46.
6. Еронько, С. П. Перспективы использования и проблематика создания мини-агрегата для переработки некачественной шихты и металлосодержащих отходов [Текст] / С. П. Еронько, Н. А. Климович // Чёрная металлургия: бюл. ин-та “Черметинформация”. — Москва, 2016. — № 5. — С. 26–31.
7. Еронько, С. П. Моделирование процессов движения шихты в полости конвертера с вращающимся корпусом [Текст] / С. П. Еронько, Е. В. Ошовская, Б. И. Стародубцев // Чёрная металлургия: бюл. ин-та “Черметинформация”. — Москва, 2017. — № 10. — С. 32–38.
8. Еронько, С. П. Расчёт и конструирование оборудования для внепечной обработки и разлива стали [Текст] / С. П. Еронько, С. В. Быковских, Е. В. Ошовская. — К. : Техніка, 2007. — 344 с.

© Еронько С. П.
© Ошовская Е. В.
© Стародубцев Б. И.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф. каф. МОЗЧМ ДонНТУ Сидоровым В. А.,
д.т.н., проф. каф. ММК ДонГТУ Харламовым Ю. А.*

Статья поступила в редакцию 02.10.17.

д.т.н. Єронько С. П., к.т.н. Ошовська О. В., Стародубцев Б. І. (ДонНТУ, м. Донецьк, ДНР)

РОЗРАХУНОК ПОТУЖНОСТІ ПРИВОДУ МЕХАНІЗМУ ОБЕРТАННЯ КОРПУСУ КОНВЕРТЕРА ВІДНОСНО ЙОГО ПОХИЛОЇ ПОЗДОВЖНЬОЇ ОСІ

Наведено методику розрахунку енергосилових параметрів привода механізму обертання корпусу кисневого конвертера для переробки шихти з підвищеним вмістом шкідливих домішок. Дана методика враховує характер взаємодії твердої та рідкої складових шихти, який встановлено експериментальним шляхом на фізичній моделі плавильного агрегата, що досліджували. Розбіжність між значеннями крутного моменту, що розраховували та вимірювали, подоланого приводом моделі конвертера, знаходиться у межах 5–10 %.

Ключові слова: *кисневий конвертер, зубчастий вінець, центруюча цапфа, центр мас, сумарний момент, рідкий чавун, великоваговий брухт.*

Doctor of Tech. Sc. Eron'ko S. P., PhD Oshovskaya Ye. V, Starodubtsev B. I. (DonNTU, Donetsk, DPR)

CALCULATING THE DRIVE POWER OF MECHANISM FOR CONVERTER BODY ROTATION ABOUT THE INCLINED LONGITUDINAL AXIS

There has been given the calculation technique for the energy-power parameters of the drive mechanism of oxygen-blown vessel body rotation for processing the burden material with an increased concentration of harmful impurities. The given technique considers interaction nature for solid and liquid burden constituents discovered through the experiments on a physical model of the melting unit. The discrepancy between the calculated and measured torque values the vessel drive overcome is within 5–10%.

Key words: *oxygen-blown vessel, gear ring, centering journal, center of mass, total momentum, liquid cast iron, heavy scrap.*

УДК 621.74

к.т.н. Вишневский Д. А.,
д.т.н. Новохатский А. М.,
Бондарь Н. А.

(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР, dimavish.79@mail.ru)

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГРОХОЧЕНИЯ АГЛОМЕРАТА НА ВИБРАЦИОННОМ ГРОХОТЕ

Проведено многофакторное исследование математической модели грохота. Определена значимость коэффициентов регрессии по критерию Стьюдента, а адекватность математической модели — по критерию Фишера; все коэффициенты значимы, математическая модель адекватна.

Ключевые слова: грохочение агломерата, коэффициенты регрессии, грохот, вибровозбудитель, просеивающая поверхность.

Анализ состояния вопроса.

При грохочении агломерата главной задачей является эффективный отсев малой фракции. На аглофабриках мелкая фракция отделяется от готового агломерата с помощью вибрационного грохота. Рама грохота колеблется с большой частотой (частота вращения вибратора 1200 мин^{-1}), что обеспечивает отделение содержащейся в агломерате мелочи. Наклон короба при этом достигает $12\text{--}25^\circ$ [1].

При таком наклоне агломерат скатывается по ситам и лишь малый процент легкогрохотимых зерен проходит сквозь отверстия. Остальной процент мелочи остается в готовом агломерате, что неблагоприятно влияет на технологический процесс доменной плавки. Если задержать агломерат на грохоте на несколько секунд для большей эффективности отсева или сделать длиннее сито, тогда эффективность грохочения увеличится, так как агломерат будет дольше находиться на грохоте.

Чем круче наклон сита, тем больше производительность грохота, но меньше эффективность грохочения. При большом угле наклона сита, определенной частоте и амплитуде колебаний частицы приобретают большую скорость, и грохот становится транспортирующим элементом.

На процесс грохочения влияют многие факторы:

- угол наклона сита;
- форма отверстий просеивающей поверхности;
- длина и ширина просеивающей поверхности;
- частота и амплитуда колебаний;
- физические свойства материала (температура агломерата).

От размера и формы отверстий сита зависит эффективность процесса грохочения. При движении зерен по просеивающей поверхности сита крупные куски не препятствуют просеву мелких зерен, так как между ними имеется большое количество промежутков. Когда количество зерен определенного размера, близкого к размеру отверстий сита, становится значительным, они препятствуют мелкому материалу опуститься вниз к поверхности сита (эти зерна называются трудными). В этом случае размер отверстий сит целесообразно принимать на $20\text{--}30\%$ больше, чем требуемый размер подрешетного продукта.

Параметры сита (длина, ширина) также влияют на эффективность процесса грохочения. Производительность грохота зависит от ширины сита, а точность рассева или эффективность грохочения — от его длины. Следовательно, большое практическое значение имеет правильный выбор соотношения между шириной и длиной сита и, главным образом, — выбор оптимальной длины. В типаже на серийно вы-

пускаемые грохоты отношение длины к ширине принято равным 2,5.

Эффективность работы грохота также зависит от подбора оптимальных значений параметров режима: амплитуды и частоты колебаний сита, углов наклона и подбрасывания материала. Эти параметры в совокупности определяют необходимую скорость движения материала по ситам. На нее оказывают влияние: частота и амплитуда колебаний короба, коэффициент трения материала по ситам, коэффициент, учитывающий гранулометрический состав, влажность, толщина слоя на сите, угол подбрасывания и угол наклона сита. Для грохотов наклонных инерционного типа угол наклона имеет наиболее существенное значение.

Постановка задачи. Выполненный анализ показывает необходимость исследования процесса грохочения агломерата с целью уменьшения мелочи в подрешотчатом продукте.

Материалы и результаты исследования. Для получения полиномиальных математических моделей функций отклика применяем математическую теорию многофакторного моделирования по плану центрального композиционного ротатбельного униформпланирования второго порядка, как описано ниже.

Недостающие данные, которые отвечали бы экспериментам при верхнем и нижнем уровнях, получаем методом интерполяции графической зависимости, которая показана на рисунках 1, 2 [2].

Функции отклика, которые отвечают производительности грохота и его эффективности, определяем как математическую зависимость от двух факторов: отношения угловых скоростей валов вибровозбудителей ω_1 / ω_2 и статической массы на вибровозбудителях m_e .

Диапазон варьирования указанных двух факторов выбираем в пределах существующей графической зависимости.

Для проведения многофакторного эксперимента использовалось центральное

композиционное ротатбельное униформпланирование второго порядка [3], так как этот тип планирования отличается высокой равномерностью распределения информации по сферам факторного пространства [4].

В ротатбельном плане информация, полученная о поверхности отклика, является одинаковой для всех направлений (факторов) в точках, которые отдалены на одинаковые расстояния от центра эксперимента. Ротатбельный план инвариантен к ортогональному вращению координат и позволяет получить равномерно информацию по сферами факторного пространства. Это отвечает условиям, когда дисперсия критерия оптимизации будет постоянной для всех точек, которые находятся на одинаковом расстоянии от центра эксперимента. Априори вид поверхности отклика неизвестен, поэтому важно получить симметричные информационные кривые контуров или поверхности ровной информации. В этом случае говорят, что информация должна быть равномерно распределена по сферам или в n -мерном случае по гипersферам. Для описания поверхности отклика полиномами второй степени "ядро" плана достраиваем звездными точками, которые размещены от центра эксперимента на расстоянии звездного плеча α . Такие планы называются композиционными, или последовательными. Кроме этого, для оценки кривизны поверхности отклика добавлялись параллельные точки в центре эксперимента, поэтому план будет центральным и симметричным относительно центра. Рекомендуются при числе факторов $n \leq 5$ использовать полный факторный эксперимент. При ротатбельном планировании выбор числа нулевых точек (в центре эксперимента) является несколько неопределенным, так как изменение их числа не осуществляет влияния на ротатбельность плана. Нулевые точки необходимы для оценки погрешностей эксперимента и проверки адекватности модели второго порядка, и, кроме того, количество нулевых точек изменяет вид информационного контура.

Матрица центрального композиционно-ротatableного униформпланирования второго порядка представлена в таблице 1.

Общее число точек эксперимента определяем по формуле:

$$N = 2^k + 2k + k_0 = 13,$$

где: $k = 2$ — число факторов;

$2^k = 4$ — полный факторный эксперимент (ядро плана) представлен в сроках 1...4 матрицы планирования;

$2k = 4$ — звездные точки, представленные в сроках 5...8 матрицы планирования (величина звездного плеча $\alpha = 2^{3/4} = 1,414$);

$k_0 = 5$ — опыты в центре эксперимента.

Математическая модель второго порядка имеет вид:

$$y = b_0 + \sum_{i=1}^n b_i x_i + \sum_{i < j}^n b_{ij} x_i x_j + \sum_{i=1}^n b_{ii} x_i^2,$$

где: b — функция отклика (расчетное значение критерия оптимизации);

b_0, b_i, b_{ij}, b_{ii} , — коэффициенты регрессии;

x_i и x_j — факторы.

Таблица 1

Центральное композиционное ротatableное униформпланирование второго порядка

№ п/п	X_0	$X_1(\omega_1/\omega_2)$	$X_2(me)$	X_1^2	X_2^2	$X_1 X_2$
1	+1	-1	-1	+1	+1	+1
2	+1	+1	-1	+1	+1	-1
3	+1	-1	+1	+1	+1	-1
4	+1	+1	+1	+1	+1	+1
5	+1	-1,414	0	+2	0	0
6	+1	+1,414	0	+2	0	0
7	+1	0	-1,414	0	+2	0
8	+1	0	+1,414	0	+2	0
9	-1	0	0	0	0	0
10	-1	0	0	0	0	0
11	-1	0	0	0	0	0
12	-1	0	0	0	0	0
13	-1	0	0	0	0	0

При проведении опытов, необходимых для определения численных значений коэффициентов регрессии, факторы задавались не в натуральном, а в кодируемом значении, при котором размах колебаний строго определен в соответствии с типом планирования. Выбор факторов и уровней их варьирования осуществляется с учетом анализа литературы, которая посвящена грохочению агломерата с помощью грохота ГА-41Ш, а также обеспечению его работоспособности.

Задаемся верхними и нижними границами варьирования (звездными точками) (табл. 2) и определяем основной уровень как их среднее арифметическое. Интервал варьирования определяем как отношение разности между верхней звездной точкой и основным уровнем до 2,75. Верхний уровень находим, добавляя к основному уровню интервал варьирования, а нижний уровень — вычитая из основного уровня интервал варьирования.

Таблица 2

Интервалы варьирования факторов

Параметры	Факторы	
	Статический момент массы m_e , кг · м	Соотношение угловых скоростей ω_1/ω_2
Основной уровень $x_i = 0$	12	0,89
Интервал варьирования, I	0,7	0,04
Верхний уровень $x_i = +1$	12,7	0,93
Нижний уровень $x_i = -1$	11,3	0,85
Верхняя звездная точка $x_i = +1,682$	14	0,99
Нижняя звездная точка $x_i = -1,682$	10	0,80

В качестве функций отклика выбираем отношение угловых скоростей валов вибровозбудителей ω_1/ω_2 и статическую массу вибровозбудителей m_e .

Число повторяемости опытов (при доверительной достоверности 0,95 и допустимой погрешности $\varepsilon = \pm 3\sigma$, где σ — среднеквадратичное отклонение результатов опытов), необходимо принимать трехкратным.

Коэффициенты регрессии определялись по формуле:

$$b_0 = a_1 \sum_{u=1}^N \bar{y}_u - a_2 \sum_{i=1}^k \sum_{u=1}^N x_{iu}^2 \bar{y}_u;$$

$$b_i = a_3 \sum_{u=1}^N x_{iu} \bar{y}_u;$$

$$b_{ii} = a_5 \sum_{i=1}^N x_{iu}^2 \bar{y}_u + a_6 \sum_{i=1}^k \sum_{u=1}^N x_{iu}^2 \bar{y}_u - a_7 \sum_{u=1}^N \bar{y}_u;$$

$$b_{ij} = a_4 \sum_{u=1}^N x_{iu} x_{ju} \bar{y}_u,$$

где: x_{iu}, y_u — соответственно значение фактора и функции отклика в i -той строке матрицы планирования.

Для двухфакторного эксперимента с общим числом опытов $N = 11$ коэффициенты равны:

$$a_1 = 0,2; a_2 = 0,1; a_3 = 0,125; a_4 = 0,25;$$

$$a_5 = 0,1251; a_6 = 0,0187; a_7 = 0,1.$$

Дисперсию коэффициентов регрессии, использующуюся при определении их значимости, рассчитывали по формулам:

$$S_{b_0}^2 = \frac{2A\lambda_4^{*2}(k+2)S_y^2}{N}; S_{b_i}^2 = \frac{CS_y^2}{N};$$

$$S_{b_{ii}}^2 = \frac{A((k+1)\lambda_4^* - (k-1))C^2S_y^2}{N};$$

$$S_{b_{ij}}^2 = \frac{C^2S_y^2}{\lambda_4^*N},$$

где: $k_c = N - k_0$ — число периферийных точек матрицы планирования;

k_0 — число опытов в центре плана ($x_i = 0$).

$$\lambda_4^* = \frac{k(k_0 + k_c)}{(k+2)k_c}; \lambda_2 = \sqrt{\frac{\lambda_4^*(k+2)}{k}}; C = \frac{1}{\lambda_2};$$

$$A = \frac{1}{2\lambda_4^*((k+2)\lambda_4^* - k)}.$$

При $k = 2$, $N = 11$, $k_0 = 4$, $k_c = 7$ приведенные величины равны:

$$\lambda_4^* = 0,7857; A = 1,7985;$$

$$\lambda_2 = 1,2536; C = 0,7978.$$

Дисперсии и стандарты коэффициентов регрессии ($S_b = \sqrt{S_{b_2}^2}$) имеют численные значения:

$$S_{b_0} = 0,01547;$$

$$S_{b_i}^2 = S_{b_1}^2 = S_{b_2}^2 = S_{b_3}^2 = 0,0000517;$$

$$S_{b_0} = 0,01547;$$

$$S_{b_i}^2 = S_{b_1}^2 = S_{b_2}^2 = S_{b_3}^2 = 0,0000517;$$

$$S_{b_i} = 0,0072;$$

$$S_{b_{ij}}^2 = S_{b_{12}}^2 = S_{b_{13}}^2 = S_{b_{23}}^2 = 0,00004978;$$

$$S_{b_{ij}} = 0,007056;$$

$$S_{b_{ij}}^2 = S_{b_{11}}^2 = S_{b_{22}}^2 = S_{b_{33}}^2 = 0,0000268;$$

$$S_{b_{ii}} = 0,005177.$$

Значимость коэффициентов определяем по критерию Стьюдента:

$$t = \frac{|b_i|}{S_{b_i}}.$$

Табличное значение критерия Стьюдента $t_m = 2,2$ [4] при числе степеней свободы

$$f = N \cdot (n - 1) = 11.$$

Путем сравнения $t_{\text{э}}$ и t_m несущественные коэффициенты исключаем из уравнений регрессии.

Адекватность модели определяем по F-критерию (критерию Фишера), который для ротатабельного плана имеет вид [4]:

$$F = \frac{SS_{LF}}{f_{LF}} : \frac{SS_E}{f_E}, \quad (1)$$

где: $SS_{LF} = SS_R - SS_E$ — сумма квадратов, связанная с окончательной дисперсией неадекватности;

$$SS_R = \sum_{u=1}^N \left(\bar{y}_u - \bar{y} \right)^2 \quad \text{— окончательная}$$

сумма квадратов, связанная с окончательной дисперсией,

где: \bar{y}_1, \bar{y} — соответственно опытное и прогнозируемое уравнением регрессии значения функции отклика;

$$SS_R = \sum_{u=1}^{k_0} \left(\bar{y}_u - \bar{y} \right)^2 \quad \text{— сумма квадратов,}$$

связанная с дисперсией погрешности исследований;

\bar{y}_{oi} — среднее значение функции отклика в центре эксперимента;

f_E, f_{LF} — соответствующие числа степеней свободы:

$$f_E = k - 1 = 6 - 1 = 5;$$

$$f_{LF} = N - \frac{(k+2)(k+1)}{2} = k_0 - 1 = 5.$$

При уровне значимости $q = 0,05$ табличное значение $F_{\text{табл}}$ критерия Фишера $F_{\text{табл}} = 4,8$.

Матрица центрального композиционно-ротатабельного униформпланирования второго порядка представлена в таблице 1.

Для реализации экспериментов обеспечивалось сочетание уровней варьирования в соответствии с матрицей планирования (табл. 1 и табл. 2).

Соответствующие средние значения продуктивности грохота и его эффективности приведены в таблицах 3, 4.

Таблица 3

Значение производительности грохота соответственно матрице планирования

№	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
y1	170	225	187	267	155	258	178	270	235	234	234	235	235

$$\Sigma = 2883 \text{ (222 среднее значение)}$$

Таблица 4

Значение эффективности грохота соответственно матрице планирования

№	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
y2	52	55,5	59	63	57	63	48,5	42	62	63	62	63	62

$$\Sigma = 752 \text{ (57,8 среднее значение)}$$

Последовательность определения коэффициентов регрессий приведена в таблице 5, для функции отклика — производительность грохота y_1 в таблице 6, для функции отклика — эффективность грохота y_2 . Значение коэффициентов представлено в таблице 7.

Таблица 5
Последовательность определения коэффициентов регрессии функции y_1 (производительность грохота)

№	$x_{21}y_1$	$x_{22}y_1$	x_1y_1	x_2y_1	$x_1x_2y_1$
1	170	170	-170	-170	170
2	225	225	225	-225	-225
3	187	187	-187	-187	-187
4	267	267	267	267	267
5	310	0	-219	0	0
6	516	0	365	0	0
7	0	356	0	-252	0
8	0	540	0	382	0
9	0	0	0	0	0
10	0	0	0	0	0
11	0	0	0	0	0
12	0	0	0	0	0
13	0	0	0	0	0
Σ	1675	1745	281	189	25

Расчет коэффициентов регрессий для функции y_1 :

$$\begin{aligned}
 b_0 &= 0,2 \cdot 222 - 0,1 \cdot (1675 + 1745) = -297; \\
 b_1 &= 0,125 \cdot (281) = 35,1; \\
 b_2 &= 0,125 \cdot (189) = 23,6; \\
 b_{11} &= 0,125 \cdot 1675 + 0,0187 \cdot (1675 + 1745) - \\
 &\quad - 0,1 \cdot 222 = 251,2; \\
 b_{22} &= 0,1251 \cdot 1745 + 0,0187 \cdot (1675 + 1745) - \\
 &\quad - 0,1 \cdot 222 = 260; \\
 b_{12} &= 0,125 \cdot 25 = 6,2.
 \end{aligned}$$

Таблица 6
Последовательность определения коэффициентов регрессии функции y_2 (эффективность грохота)

№	$x_{21}y_2$	$x_{22}y_2$	x_1y_2	x_2y_2	$x_1x_2y_2$
1	52	52	-52	-52	52
2	55,5	55,5	55,5	-55,5	-55,5
3	59	59	-59	59	-59
4	63	63	63	63	63
5	104	0	-80,6	0	0
6	126	0	89,1	0	0
7	0	97	0	-68,6	0
8	0	84	0	59,4	0
9	0	0	0	0	0
10	0	0	0	0	0
11	0	0	0	0	0
B	459,5	410,5	16,0	5,3	0,5

Расчет коэффициентов регрессий для функции y_2 :

$$\begin{aligned}
 b_0 &= 0,2 \cdot 57,8 - 0,1 \cdot (459,5 + 410,5) = 75,6; \\
 b_1 &= 0,125 \cdot 16,0 = 2,0; \\
 b_2 &= 0,125 \cdot 5,3 = 0,7; \\
 b_{11} &= 0,1251 \cdot 459,5 + 0,0187 \cdot (459,5 + 210,5) - \\
 &\quad - 0,1 \cdot 57 = 68,1; \\
 b_{22} &= 0,1251 \cdot 410,5 + 0,0187 \cdot (459,5 + 410,5) - \\
 &\quad - 0,1 \cdot 57 = 62,0; \\
 b_{12} &= 0,25 \cdot 0,5 = 0,1.
 \end{aligned}$$

Таблица 7
Значение коэффициентов регрессий

Коэффициенты регрессий	Продуктивность y_1 , Q, т/год	Эффективность y_2 , E, %
b0	-297,0	-75,6
b1	35,1	2,0
b2	23,6	0,7
b11	251,2	68,1
b22	260,0	62,0
b0	6,2	0,1

Значимость коэффициентов (табл.8) по критерию Стьюдента. Сравнения делали по опытным и табличным значениям $t_T = 2,2$.

Таблица 8
Экспериментальные значения критерия
Стьюдента

Коэффициенты регрессий	y_1	y_2
b_0	19198,5	4886,9
b_1	4875,0	277,8
b_2	3277,8	97,7
b_{11}	34888,9	1096,2
b_{22}	36111,1	11923,1
b_{12}	1192,3	14,1

Если $t_{\varepsilon} < t_T$, то соответствующий коэффициент незначимый и может быть исключен из уравнения регрессии. Эксперимен-

тальные значения критерия Стьюдента представлены в таблице 8, откуда следует, что все коэффициенты регрессии являются значимыми, так как превышают табличное значение $t_T = 2,2$, кроме коэффициентов регрессии b_{12} при взаимном влиянии факторов x_1 и x_2 , которые являются незначимыми и могут быть исключены из уравнений регрессии.

Последовательность определения адекватности модели по критерию Фишера приведена в таблице 9. Последовательность определения дисперсии SS_e и SS_{lf} представлена в таблице 10.

Таблица 9
Последовательность определения адекватности модели производительности грохота $Y = f(x_1, x_2)$

№	\bar{Y}_1	\bar{Y}_2	\hat{Y}_1	\hat{Y}_2	$ \bar{Y}_1 - \hat{Y}_1 $	$ \bar{Y}_2 - \hat{Y}_2 $	$ \bar{Y}_1 - \hat{Y}_1 ^2$	$ \bar{Y}_2 - \hat{Y}_2 ^2$
1	170	52,0	161,2	51,9	9	0,1	81	0,01
2	225	55,5	219,5	55,7	6	0,2	36	0,04
3	187	59,0	196,5	53,1	9	5,9	81	34,8
4	267	63,0	279,1	57,3	12	5,7	144	32,5
5	155	57,0	155,8	57,8	0,8	0,1	0,6	0,01
6	258	63,0	255,0	63,4	3	0,4	9	0,16
7	178	48,5	189,6	47,4	11,6	1,1	134,6	1,21
8	270	42,0	256,4	49,4	13,6	7,4	185	54,8
9	235	62,0	297,0	75,6	62	13,6	3844	184,9
10	234	63,0	297,0	75,6	63	12,5	3969	156,3
11	234	62,0	297,0	75,6	63	13,6	3969	184,9
12	235	63,0	297,0	75,6	62	12,5	3844	156,3
13	235	62,0	297,0	75,6	62	13,6	3844	184,9

$$SS_E = \sum_{i=1}^{k_0} |y_{oi} - \bar{Y}_0|^2$$

Для y_1 $SS_E = 19470$.

Для y_2 $SS_E = 867,3$.

Таблица 10
Сумма квадратов, связанная с окончательной дисперсией функции отклика Y

№	\bar{Y}_1	\bar{Y}_2	\hat{Y}_1	\hat{Y}_2	$ \bar{Y}_1 - \hat{Y}_1 $	$ \bar{Y}_2 - \hat{Y}_2 $	$ \bar{Y}_1 - \hat{Y}_1 ^2$	$ \bar{Y}_2 - \hat{Y}_2 ^2$
9	235	62,0	297,0	75,6	62	0,1	3844	184,9
10	234	63,0	297,0	75,6	63	0,2	3969	156,3
11	234	62,0	297,0	75,6	63	5,9	3969	184,9
12	235	63,0	297,0	75,6	62	5,7	3844	156,3
13	235	62,0	297,0	75,6	62	0,1	3844	184,9

$$SS_R = \sum_{u=1}^N \left| \bar{Y} - \hat{Y} \right|_u^2$$

Для y_1 $SS_R = 20141,2$.

Для y_2 $SS_R = 1006,7$.

Экспериментальные значения дисперсии F_3 -критерия получали, подставляя значение дисперсий SS_k и SS_e в формулу (1).

Для y_1 :

$$F_{3,y1} = \frac{20141,2 - 19470}{19470} = 0,03.$$

Для y_2 :

$$F_{3,y2} = \frac{1006,7 - 867,3}{867,3} = 0,16.$$

Сравнение рассчитанных значений критериев Фишера с его табличным значением $F_T = 11,0$ показывает, что они меньше табличного [3] (при уровне значимости $q = 0,05$). Таким образом, гипотеза об

адекватности математической модели принимается.

Выводы.

В результате исследования была получена полиномиальная математическая модель функций отклика посредством применения математической теории многофакторного моделирования по плану центрального композиционного ротатабельного униформпланирования второго порядка. Недостающие данные, которые отвечали бы экспериментам при верхнем и нижнем уровнях, получили методом интерполяции графической зависимости [2]. Провели многофакторное исследование математической модели грохота. Определили значимость коэффициентов регрессии по критерию Стьюдента, а адекватность математической модели — по критерию Фишера, все коэффициенты значимы, математическая модель адекватна.

Библиографический список

1. Механическое оборудование доменных цехов [Текст] / М. З. Левин, В. Я. Седуш. — Киев—Донецк : Вища школа, 1987. — 176 с.
2. Швед, С. В. Усовершенствование машины для сортировки металлургической шихты на базе создания временных неоднородных колебаний [Текст] : автореф. дис. на соискание научной степени канд. техн. наук: 05.05.08 / С. В. Швед. — Национальная металлургическая академия Украины, Днепропетровск, 2007. — 21 с.
3. Мельников, С. В. Планирование эксперимента в исследованиях сельскохозяйственных процессов [Текст] / С. В. Мельников, В. Р. Алешкин, П. М. Роцин. — М. : Колос, 1972. — 200 с.
4. Левченко, О. О. Проблемы дробления и моделирования процесса дробления горячего агломерата [Текст] / О. О. Левченко // Сборник научных трудов ДГМИ. — Алчевск : ДонГТУ, 2004. — Вып 18. — С. 178–186.
5. Боровков, А. А. Курс теории вероятностей [Текст] / А. А. Боровков. — М. : Наука, 1972. — 542 с.

© Вишневский Д. А.
© Новохатский А. М.
© Бондарь Н. А.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. каф. ММК ДонГТУ Харламовым Ю. А.,
д.т.н., проф. каф. АиПТМ ЛНУ им. В. Даля Замотой Т. Н.

Статья поступила в редакцию 10.10.17.

к.т.н. Вишневський Д. О., д.т.н. Новохатський О. М., Бондар Н. О. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

УДОСКОНАЛЕННЯ ПРОЦЕСУ ГРОХОЧЕННЯ АГЛОМЕРАТУ НА ВІБРАЦІЙНОМУ ГРОХОТІ

Проведено багатofакторне дослідження математичної моделі грохоту. Визначено значущість коефіцієнтів регресії за критерієм Стюдента, а адекватність математичної моделі — за критерієм Фішера; всі коефіцієнти значущі, математична модель є адекватною.

Ключові слова: грохочення агломерату, коефіцієнти регресії, грохот, віброзбуджувач, просіювача поверхня.

PhD Vishnevskiy D. A., Doctor of Tech. Sc. Novohatskyi A. M., Bondar N. A. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

IMPROVEMENT OF THE AGGLOMERATE SIFTING PROCESS ON VIBRATION GRATE

A multifactor study of the mathematical model of a grate has been carried out. The value of regression coefficients by the Student's criterion has been determined, and the adequacy of the mathematical model based on the Fisher's criterion; all coefficients are significant, the mathematical model is adequate.

Key words: agglomerate sifting, regression coefficients, grate, vibro-exciter, sifting surface.

УДК 621.926.9

Власенко Д. А.,
к.т.н. Левченко Э. П.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДАЧИ МАТЕРИАЛА В РАБОЧУЮ ЗОНУ МОЛОТКОВОЙ ДРОБИЛКИ НА УСЛОВИЯ ПРОЦЕССА СОУДАРЕНИЯ

На основании исследований условий подачи сырья в молотковую дробилку определены зависимости глубины и расстояния внедрения материала в рабочую зону молотков. Выявлено влияние исследуемых параметров на линейную скорость в точке соударения, скорость движения породной частицы после удара и траекторию движения к отбойной плите.

Ключевые слова: молотковая дробилка, виброконвейер, глубина внедрения, расстояние внедрения, радиус соударения.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

В технологической цепочке агломерационного производства дробление флюсов является необходимым и одним из наиболее энергоемких процессов. Измельчение сырья необходимо производить до крупности частиц, которая рекомендуется для условий спекания агломерата.

Основным оборудованием для подготовки известняка являются молотковые дробилки ударного типа с горизонтальным расположением ротора [1]. Благодаря простоте конструкции, надежности в работе и удобства в обслуживании при эксплуатации они нашли широкое применение. При этом к недостаткам данных машин относятся существенный расход энергии и высокая степень износа рабочих узлов.

Анализ исследований и публикаций.

Как показывает анализ большинства исследований [2, 3, 4, 5], большое внимание уделяется конструктивным изменениям рабочих элементов дробилок, режимных параметров их работы, энергоемкости и эффективности дробления при ударе и истирании.

В то же время такие процессы, как загрузка и подача материала в зону соударения с молотками, фактически не рассматривались.

В научных работах Фролова К. В. и Брусовой О. М. [6, 7] изучено влияние параметров загрузки сырья в рабочее про-

странство на производительность процесса дробления, затрачиваемую удельную мощность и степень износа рабочих элементов дробильной установки.

Однако в этих работах не был проведен анализ влияния геометрических характеристик загрузочного устройства молотковой дробилки, скорости движения и положения точки выгрузки частицы материала на выходе из вибрационного трубоконвейера на параметры внедрения в зону соударения.

Цель (задачи) исследований.

Задачей данных исследований является определение влияния параметров загрузки и подачи дробимого материала в рабочую зону молотковой дробилки на процесс соударения при подготовке флюсов в условиях участка подготовки шихты агломерационного цеха ПАО «Алчевский металлургический комбинат».

Изложение материалов исследований.

Параметры внедрения сырья в рабочую зону дробилки зависят от стадии загрузки и вхождения частицы материала в зону соударения с молотками.

Загрузка материала в приемное устройство молотковой дробилки осуществляется при помощи вибрационного трубоконвейера и характеризуется скоростью движения флюса в питателе, которая будет влиять на начальную скорость падения в загрузочное устройство дробилки, на глубину и расстояние внедрения в зону соударения с молотками.

По предложенной Иванченко К. Ф. методике скорость движения материала в вибрационном питателе приближенно определяется как:

$$V_q = (k_1 + k_2 \sin \beta) \alpha \omega_{\Sigma} \cos \beta' \sqrt{1 - \frac{1}{T^2}}, \quad (1)$$

где k_1 и k_2 — коэффициенты, учитывающие физико-механические свойства материала; β — угол наклона трубоконвейера; α — амплитуда колебаний трубы; ω_{Σ} — угловая скорость эксцентрикового вала (циклическая частота); β' — угол направления колебания (угол между коромыслом и перпендикуляром к трубе); T — коэффициент режима работы трубоконвейера [8].

На практике амплитуду колебаний трубы и угол направления колебаний определить фактически с достаточно высокой точностью довольно сложно.

Для более достоверного выявления значения угла β' , а соответственно, и скорости движения материала предлагается использовать метод, основанный на определении амплитуды вертикальных α_1 и горизонтальных α_2 колебаний (рис. 1) с применением виброизмерительного прибора «АГАТ-М» с пьезоакселерометром со встроенным преобразователем (модель РА-023) [9].

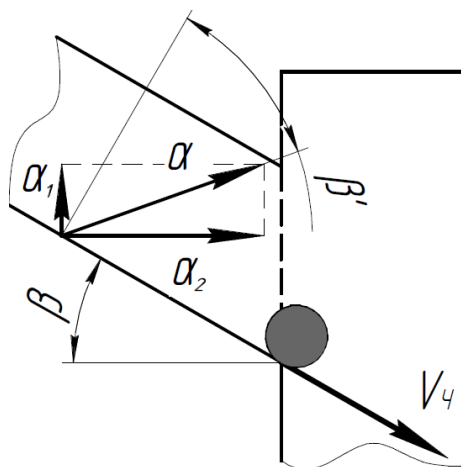


Рисунок 1 Схема движения частицы материала в трубоконвейере

Из треугольников, образованных векторами горизонтальных и вертикальных колебаний, значение амплитуды результирующих колебаний при движении материала по вибрационной трубе определяется как:

$$\alpha = \sqrt{\alpha_1^2 + \alpha_2^2}. \quad (2)$$

Угол между направлением колебаний трубы и нормалью к поверхности:

$$\beta' = \arccos\left(\frac{\alpha_1}{\alpha}\right) - \beta. \quad (3)$$

С учетом зависимостей (2, 3) скорость транспортирования груза питателем приближенно может быть вычислена по формуле:

$$V_q = \omega_{\Sigma} (k_1 + k_2 \sin \beta) \sqrt{1 - \frac{1}{T^2}} \times (\alpha_2 \cos \beta - \alpha_1 \sin \beta). \quad (4)$$

Второй стадией процесса подачи измельчаемого сырья в дробилку является внедрение частицы материала в зону соударения с молотками.

Местоположение точки соударения с рабочей поверхностью рабочего органа будет оказывать влияние на процессы удара и дальнейшего движения частицы к отбойной плите.

Позиционирование центра соударения будет зависеть от глубины s и расстояния внедрения l частицы до точки соударения (рис. 2).

Для определения расстояния, которое преодолевает частица до центра удара с молотками в горизонтальной плоскости, составим систему уравнений движения относительно вертикальной оси ротора:

$$\begin{cases} l = V_q \cos \beta t \\ h = V_q \sin \beta t - \frac{gt^2}{2}, \end{cases} \quad (5)$$

где h — расстояние от точки выгрузки материала из вибрационного питателя до радиального положения внешней грани молотков R_0 (рис. 2); t — время падения частицы.

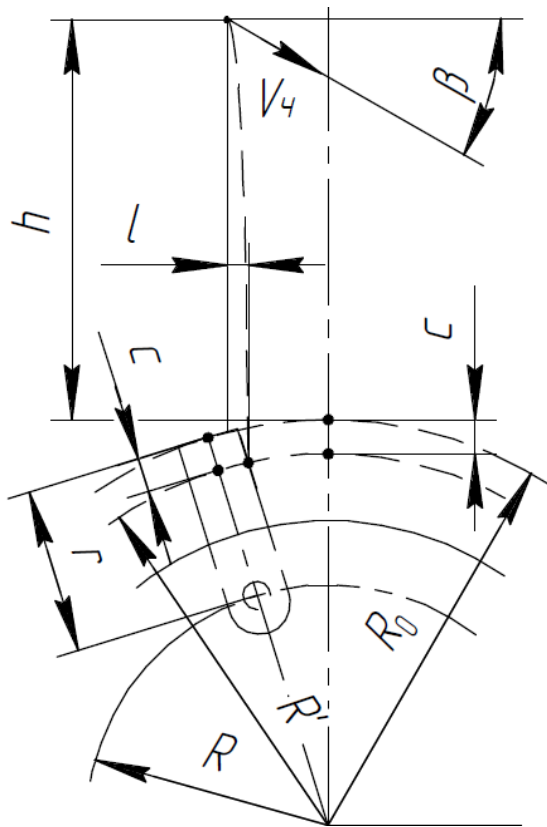


Рисунок 2 Схема внедрения частицы сырья в рабочую зону молотковой дробилки

Решение системы уравнений (5) дает следующий результат:

$$l = \frac{\sqrt{V_q^4 \sin^2 2\beta + 8ghV_q^2 \cos^2 \beta}}{2g} - \frac{V_q^2 \sin 2\beta}{2g}. \quad (6)$$

Предположим, что кусок дробимого материала максимально приближается к нерабочей грани, уходящего от него молотка и проникает в зону вращающегося ротора, а следующий молоток дробит его.

Тогда глубина внедрения породной частицы в рабочую зону молотков:

$$c = \left(V_q \sin \beta + \sqrt{2gh} \right) \frac{2\pi}{k\omega}, \quad (7)$$

где k — количество рядов молотков в дробилке; ω — угловая скорость вращения ротора.

Исходя из этого, радиус соударения частицы материала с молотком:

$$R' = R + r - \left(V_q \sin \beta + \sqrt{2gh} \right) \frac{2\pi}{k\omega}, \quad (8)$$

где R — радиус подвеса молотков; r — расстояние от оси подвеса бил до внешней грани бойка.

При движении по окружности линейная скорость точки зависит от расстояния до оси вращения:

$$V = \omega R'. \quad (9)$$

Пропорциональное увеличение скорости влечет за собой квадратичное увеличение кинетической энергии, а, следовательно, резко повышает эффективность дробления.

Таким образом, местоположение центра удара молотков по куску материала будет влиять на следующие характеристики процесса дробления: 1) линейную скорость бил в точке соударения; 2) скорость движения породной частицы после удара; 3) траекторию движения к отбойной плите после ударного контакта (с учетом угла отклонения бил при ударе) (рис. 3).

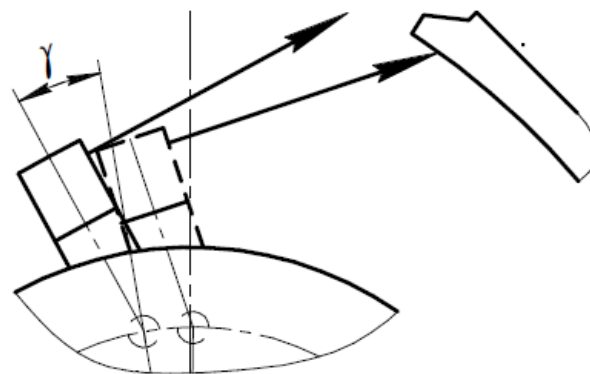


Рисунок 3 Схематическая модель движения материала после соударения

Как видно из рисунка 3, при неправильной загрузке в рабочую зону (при преждевременном внедрении частицы) может происходить выведение материала за пределы рабочего пространства дробилки,

что негативно сказывается на степени использования отбойной плиты и процессе дробления в целом.

На основании вышеизложенного были определены параметры загрузки и внедрения с учетом технических характеристик дробильного комплекса в промышленных условиях агломерационного цеха ПАО «АМК», включающего в себя вибрационный трубный конвейер типа 79-ТС и роторную молотковую дробилку ДМРиЭ-14,5×13.

Таблица

Параметры загрузки и внедрения материала в рабочую зону молотковой дробилки

Название параметра	Значение
1. Расстояние внедрения l , мм	85
2. Глубина внедрения c , мм	81
3. Радиус соударения R' , м	0,664
4. Линейная скорость молотков в центре удара, м/с	52,18

Выводы.

В ходе исследований были определены зависимости глубины и расстояния внедрения материала в рабочую зону от геометрических параметров загрузочного устройства в условиях дробильного комплекса аглофабрики ПАО «АМК».

Выявлено влияние данных параметров на линейную скорость бил в точке соударения, скорость движения частицы после удара и траекторию движения к отбойной плите после ударного контакта.

Перспективным направлением исследования процесса дробления флюсов в молотковых дробилках ударного действия является изучение процесса соударения частицы с молотками с целью определения угла отклонения молотков, скорости скольжения материала по рабочей поверхности бил и траектории движения частицы к отбойной плите после удара при использовании различных конструкций рабочих органов.

В настоящее время такие работы проводятся в Донбасском государственном техническом университете с привязкой к условиям участка подготовки шихтовых материалов агломерационного цеха ПАО «АМК».

Библиографический список

1. Борцев, В. Я. Оборудование для измельчения материалов: дробилки и мельницы [Текст] : учеб. пособие / В. Я. Борцев. — Тамбов : изд-во ТГТУ, 2004. — 75 с.
2. Раков, А. М. Факторы, влияющие на эффективность измельчения в молотковых дробилках и мельницах [Текст] / А. М. Раков, А. С. Лунев // Энергосберегающие технологические комплексы и оборудование для производства строительных материалов: межвузовский сборник статей. — Белгород : Изд-во БГТУ, 2011. — № 10. — С. 206–209.
3. Богданов, В. С. Усовершенствование конструкции молотковых дробилок [Текст] / В. С. Богданов, А. М. Раков, Е. И. Тишин // Энергосберегающие технологические комплексы и оборудование для производства строительных материалов: межвузовский сборник статей. — Белгород : Изд-во БГТУ, 2010. — № 9. — С. 63–66.
4. Сандыков, Э. С. Оптимизация и совершенствование технологических схем добычи и переработки известняков на основе их более полного и комплексного использования [Текст] : дис. ... канд. техн. наук : 25.00.21 / Садыков Эргестан Сабиржанович; ЮРГТУ. — Новочеркасск, 2002. — 131 с.
6. Строительные, дорожные и коммунальные машины. Оборудование для производства строительных материалов [Текст] / К. В. Фролов и др. — М. : Машиностроение, 2005. — 736 с.

5. Черепков, А. В. Совершенствование процесса измельчения зерна с обоснованием конструктивно-режимных параметров молотковой дробилки [Текст] : дис. ... канд. техн. наук : 05.20.01 / Черепков Александр Викторович; ОГАУ — Орел, 2016. — 152 с.

7. Брусова, О. М. Повышение эффективности молотковых дробилок за счет обоснования рациональных параметров рабочего органа [Текст] : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.05.06 / Брусова Ольга Михайловна. — Екатеринбург : УГГУ, 2012. — 20 с.

8. Расчеты грузоподъемных и транспортирующих машин [Текст] / Ф. К. Иванченко и др. — К. : Вища школа, 1978. — 576 с.

9. ГОСТ ИСО 2954-97. Вибрация машин с возвратно-поступательным и вращательным движением. Требования к средствам измерений [Текст]. — Введ. 1999-07-01. — М. : Изд-во стандартов, 1998. — 17 с.

© Власенко Д. А.

© Левченко Э. П.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф. каф. ММК ДонГТУ Харламовым Ю. А.,
д.т.н., зав. каф. МОЗЧМ ДонНТУ, проф. Еронько С. П.**

Статья поступила в редакцию 04.12.17.

Власенко Д. О., к.т.н. Левченко Е. П. (ДонДТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

ВПЛИВ ПАРАМЕТРІВ ПОДАЧІ МАТЕРІАЛУ ДО РОБОЧОЇ ЗОНИ МОЛОТКОВОЇ ДРОБАРКИ НА УМОВИ ПРОЦЕСУ ЗІТКНЕННЯ

На підставі досліджень умов подачі сировини до молоткової дробарки визначено залежності глибини і відстані впровадження матеріалу в робочу зону молотків. Виявлено вплив досліджуваних параметрів на лінійну швидкість у точці зіткнення, швидкість руху породної частки після удару і траєкторію руху до відбійної плити.

Ключові слова: молоткова дробарка, віброконвеєр, глибина впровадження, відстань впровадження, радіус зіткнення.

Vlasenko D. A., PhD Levchenko E. P. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

INFLUENCE OF PARAMETERS OF MATERIAL FEEDING INTO ACTIVE ZONE OF HAMMER CRUSHER ON COLLISION PROCESS CONDITIONS

Having studied the conditions for feeding the raw material into hammer crusher there were determined the dependencies of penetration depth and distance of a material into active zone of a hammer. There have been found out the influence of studied parameters on line rate in collision point, rate of a rock particle after impact and moving trajectory towards the impact plate.

Key words: hammer crusher, shaking conveyor, penetration depth, penetration distance, radius of collision.

УДК 622.734:001.891.53

Павлиненко О. И.,
к.т.н. Левченко Э. П.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ЭНЕРГОЗАТРАТ НА РАСКАЛЫВАНИЕ СТАЛЬНОЙ ДРОБИ ПРЯМЫМ СТЕСНЕННЫМ УДАРОМ

Представлены результаты исследования влияния ударного воздействия при измельчении стальной дробы. Определены минимальные энергозатраты с помощью процесса раскалывания дробинки на экспериментальной установке ударного действия.

Ключевые слова: эксперимент, стальная дробь, раскалывание, энергозатраты, затвердевание, дефекты, прямой стесненный удар.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

В настоящее время в производственных циклах многих промышленных предприятий используются технологические операции по очистке отливок и заготовок, осуществляемые в дробеметных или дробеструйных камерах с применением чугуновой или стальной дробы. Особенно эффективно для выполнения этих операций зарекомендовала себя колотая стальная дробь [1], в связи с чем ежегодная потребность в ней возрастает. Отсюда возникла острая проблема в разработке принципиально новых машин для дробления, обладающих повышенной производительностью по выходу годного продукта и низкими удельными энергозатратами на дробление. Последнее очень важно, т. к. процесс дробления и измельчения является одним из самых энергоемких.

Главным вопросом теории измельчения является установление связи между затратами энергии и размерами конечных и начальных кусков материала, их формой, взаимным расположением, физико-механическими свойствами и т. п. В связи с большим количеством влияющих факторов существующие теории измельчения характеризуют энергозатраты в общем виде с учетом лишь наиболее важных параметров процесса и материала.

Затраты энергии, нагрузки на элементы измельчителей и качество исходного про-

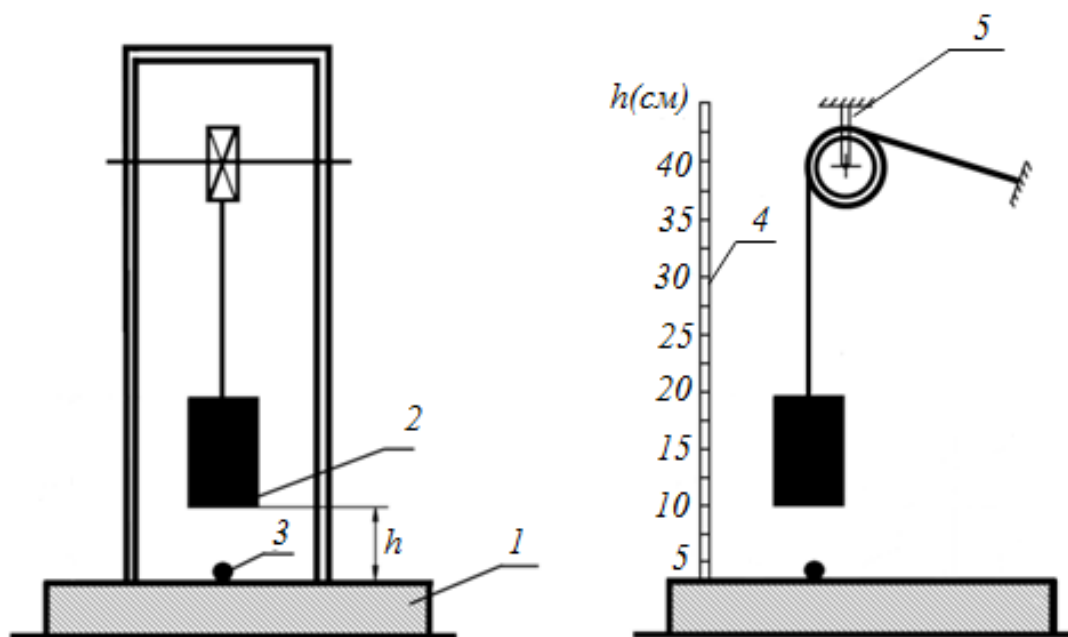
дукта зависят от твердости, прочности, хрупкости, упругости, абразивности и плотности разрушаемых материалов.

Постановка задачи. Задачей данной работы является экспериментальное определение энергозатрат при раскалывании стальной дробы.

Изложение материала и его результаты. Для проведения эксперимента была разработана и собрана экспериментальная установка, отличающаяся простотой конструкции и эксплуатации, а также малой металлоемкостью (рис. 1).

Испытания основаны на принципе измерения энергии, затраченной на разрушение образца стальной дробы. Сопrotивляемость стальной дробы ударному воздействию характеризует их хрупкость или способность сопротивляться динамическим напряжениям. Сущность метода заключается в определении минимальной высоты падения груза, при которой образец разрушается под действием прямого стесненного удара.

Отобранная по размеру дробь устанавливается в центр падения груза, где подвергается воздействию падающего рабочего органа (груза), массу которого можно увеличивать или уменьшать в зависимости от размера или количества раскалываемых частиц. При этом определяющими являются напряжения сжатия, под действием чего материал дробы подвергается деформации по всему объему.



1 — стальная платформа; 2 — груз; 3 — образец стальной дроби; 4 — мерная линейка; 5 — шкив

Рисунок 1 Экспериментальная установка для ударного воздействия

Когда внутренние напряжения достигают предела прочности на сжатие, частица дроби разрушается. При этом образуются частицы различного размера и формы [2].

Метод предназначен для одиночных и массовых испытаний по разрушению стальной дроби в лабораторных условиях.

В качестве показателя сопротивления стальной дроби ударному воздействию принимается минимальная высота сбрасывания груза, при которой происходит разрушение дроби.

Первый удар производится с минимальной высоты, заранее определяемой для каждого диаметра испытуемого образца дроби, при которой образец еще не разрушается. Каждый последующий удар наносят с постепенным увеличением высоты поднятия груза на 1 см. Испытания проводят до тех пор, пока образец дроби не разрушится. При необходимости увеличивают массу груза.

Если после очередного удара образец дроби не разрушается, а только лишь сминается, то такая дробь заменяется на новую для повышения точности эксперимента.

Сопротивление стальной дроби ударному воздействию вычисляется как среднее арифметическое значение результатов испытаний не менее трех образцов.

Результаты испытаний занесены в таблицу 1.

Энергия удара (энергия, затрачиваемая на разрушение дроби), рассчитывается по формуле [4]:

$$E = m \cdot g \cdot h_{cp}, \text{ Дж}, \quad (1)$$

где m — масса груза, кг; g — ускорение свободного падения; h_{cp} — среднее арифметическое значение высоты сбрасывания груза, м.

Объем сферической дробинки [4]:

$$V = \frac{4}{3} \cdot \pi \cdot r^3 = \frac{1}{6} \cdot \pi \cdot d^3, \text{ мм}^3, \quad (2)$$

где d — диаметр дробинки, мм.

Удельные энергозатраты:

$$e_v = \frac{E}{V}, \text{ Дж/мм}^3. \quad (3)$$

Таблица 1

Экспериментальные показатели раскалывания дробы

№ п/п	Диаметр дробинки d , мм	Масса груза m , кг	Среднее значение высоты сбрасывания груза $h_{ср}$, м	Энергия удара, E , Дж	Объем дробинки V , мм ³	Удельные энергозатраты e_v , Дж/мм ³
1	1,8	0,93	0,0325	0,30	3,05	0,10
2	2,1	2,55	0,107	2,68	4,85	0,55
3	2,2	2,55	0,205	3,42	5,58	0,61
4	2,3	2,55	0,200	5,00	6,37	0,78
5	2,4	2,55	0,250	6,25	7,24	0,86
6	2,5	3,36	0,200	6,59	8,18	0,81
7	2,6	3,36	0,250	8,24	9,20	0,90
8	2,7	4,15	0,223	9,08	10,31	0,88
9	2,8	4,96	0,190	9,24	11,49	0,80
10	2,9	4,96	0,190	9,24	12,77	0,72
11	3,0	2,53	0,068	1,69	14,14	0,12
12	3,1	2,53	0,050	1,24	15,60	0,08
13	3,2	1,74	0,065	1,11	17,16	0,06
14	3,3	0,93	0,173	1,58	18,82	0,08
15	3,6	4,15	0,230	9,36	24,43	0,38

Как видно из таблицы 1, при увеличении диаметра дробы энергия удара сначала возрастает и достигает максимума при $d = 2,8 \dots 2,9$ мм. При увеличении диаметра дробы до 3,0 мм происходит резкое падение энергии ударного разрушения, при этом минимум достигается при $d = 3,1 \dots 3,2$ мм. Дальнейшее увеличение диаметра дробы снова приводит к резкому возрастанию энергии удара.

По мере увеличения диаметра частицы дробы энергозатраты возрастают и достигают своего максимума при $d = 2,6$ мм. Аналогично происходит резкое снижение энергозатрат при увеличении диаметра дробы до $d = 3,0$ мм. При $d = 3,2$ мм удельные энергозатраты достигают минимума. При дальнейшем увеличении диаметра дробинки удельные энергозатраты увеличиваются.

В соответствии с полученными данными, при увеличении диаметра дробинки с 2,9 мм до 3,0 мм, т. е. на 0,1 мм или на 3 %, энергия удара и удельные энергозатраты, требуемые для раскалывания, резко

снизились соответственно в 5,5 и 6,0 раз. При этом диаметры дробинки различаются в 1,4 раза, т. е. на 21 %. При диаметре, превышающем 3,3 мм, значения энергетических параметров процесса разрушения увеличились в 4,4–5,5 раза. Поэтому для проверки адекватности полученных результатов опыты с 10 по 15 были проведены повторно при одинаковой массе груза 2,55 кг. Полученные данные представлены в таблице 2, из которой видна достаточная согласованность проведенных экспериментов при незначительных отклонениях.

Кроме того, был проведен аналогичный эксперимент по определению величины энергии удара от количества одновременно раскалываемых частиц дробы. При этом в центр удара устанавливалось несколько частиц дробы.

В таблице 3 представлены экспериментальные данные по определению влияния количества раскалываемых дробинки на энергию удара.

Таблица 2

Контрольные экспериментальные показатели раскалывания дробы

№ п/п	Диаметр дробинки d , мм	Масса груза m , кг	Среднее значение высоты сбрасывания груза $h_{ср}$, м	Энергия удара, E , Дж	Объем дробинки V , мм ³	Удельные энергозатраты e_v , Дж/мм ³
10	2,9	2,55	0,36	9,00	12,77	0,70
11	3,0	2,55	0,07	1,75	14,14	0,12
12	3,1	2,55	0,06	1,50	15,60	0,10
13	3,2	2,55	0,05	1,25	17,16	0,07
14	3,3	2,55	0,07	1,75	18,82	0,09
15	3,6	2,55	0,37	9,26	24,43	0,38

Таблица 3

Влияние количества одновременно раскалываемых дробин на энергию удара

Диаметр дробинки d , мм	Количество дробин n , шт.	Масса груза m , кг	Среднее значение высоты сбрасывания груза $h_{ср}$, м	Энергия удара, E , Дж
2,3	1	2,55	0,200	5,00
	2	4,15	0,200	8,14
	3	5,785	0,300	17,03
3,2	1	1,74	0,065	1,11
	2	4,15	0,130	5,29
	3	4,15	0,180	7,33
	4	4,15	0,215	8,75

Для того чтобы объяснить полученные данные, необходимо рассмотреть процесс получения литой дробы, используемой в эксперименте. Данная дробь получается распылением расплава потоками воздуха (рис. 2). Сущность этого способа заключается в том, что струя металла, вытекающая через калибровочное отверстие из металлоприемника 1, диспергируется потоками энергоносителя 6, выходящими из коллектора 4. Распыленные частицы 7 под действием сил поверхностного натяжения сфероизируются, разлетаясь по сложным траекториям, и охлаждаются в воде 9.

Процесс охлаждения капель влияет на форму, структуру частиц и другие важные характеристики дробы.

Экспериментально доказано [3], что частицы размером 0,1...0,5 мм окончательно затвердевают во время свободного полета, а более крупные частицы, как в нашем случае (1,8...3,6 мм), закаляются в водяной ванне из жидкого состояния.

Отсюда следует, что для мелких капель характерно быстрое объемное затвердевание (за 0,01–0,05 с) [3], при котором температура в центре и на поверхности частиц может быть принята одинаковой. Для более крупных частиц затвердевание длится на один-два порядка дольше и носит объемно-последовательный характер: сначала затвердевает сферическая оболочка, а затем — внутренняя часть дробы.

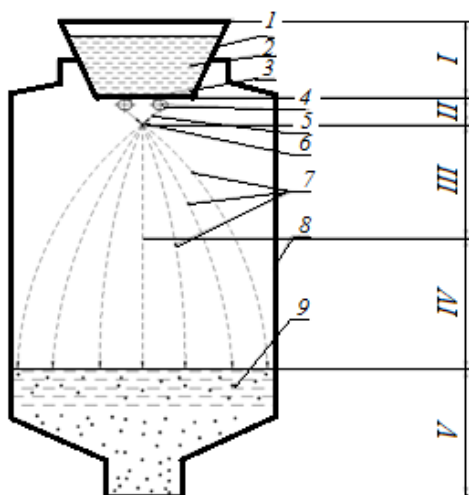
Таким образом, расколотая дробь диаметром 1,8...2,9 мм практически не имеет

дефектов и обладает высокой плотностью. Что нельзя сказать о дробе диаметром 3,0...3,3 мм. После затвердевания дробы данной фракции в ней возникают раковины и трещины различной длины (рис. 3), являющиеся концентраторами напряжений и способствующие резкому снижению прочностных свойств дробы.

Так, при контакте груза с дробинкой у её вершины сначала образовывается трещина, после чего происходит ее распространение по дробинке в зону высоких напряжений. Когда трещина достигает об-

разовавшихся при затвердевании пустот, она разрывает металл [5].

Данные трещины, образовавшиеся в процессе затвердевания металла и при последующей закалке дробы, являются источниками концентраторов напряжений, что проявляется при ударном раскалывании круглых частиц. Это объясняет то, что для раскалывания дробы большего диаметра требуется меньшая энергия разрушения в связи с повышенным количеством внутренних дефектов ее структуры по сравнению с дробью малого диаметра, у которой внутренних дефектов значительно меньше.



- 1 — металлоприемник; 2 — расплав металлический; 3 — клапан металлоприемника; 4 — коллектор;
5 — струя металла; 6 — поток энергоносителя; 7 — частицы металла распыленные; 8 — камера;
9 — частицы в воде

Зоны: I — ферростатики; II — сплошных струй; III — диспергирования струи и формообразования частиц;
IV — кристаллизации; V — заалки

Рисунок 2 Схема установки для получения металлической дробы распылением расплава потоками воздуха

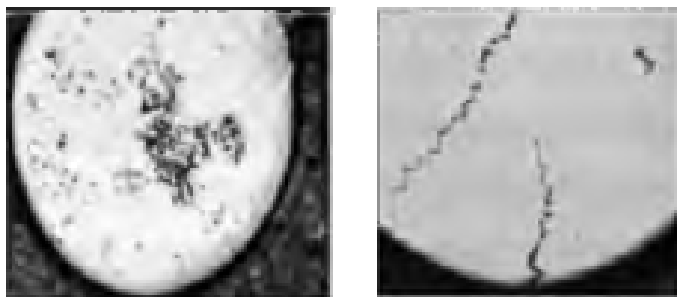


Рисунок 3 Дефекты структуры стальной дробы, изготовленной на ООО «Алчевский завод стальной дробы»

Кроме того, на энергозатраты непосредственно влияет толщина слоя материала между образовавшимися дефектами и наружной поверхностью дробинки. Именно этот фактор является причиной повышения энергозатрат на раскалывание дробинки диаметром свыше 3,6 мм. В них так же, как и в дробинках диаметром 3,0...3,3 мм, образуется большее количество дефектов, но все они значительно меньших размеров и располагаются ближе к центру, тем самым увеличивая толщину слоя материала. Следовательно, при ударе мелкие

дефекты сминаются, а сопротивление разрушению повышается [6].

Выводы и направление дальнейших исследований.

Проведенные исследования показали, что для достижения наименьшим расходом энергии к раскалыванию рекомендуется дробь диаметром $d = 3,1 \dots 3,3$ мм.

При этом повышается эффективность процесса разрушения, снижаются энергозатраты, возрастает производительность дробильного оборудования и тем самым увеличивается выход готового продукта.

Библиографический список

1. Андреев, Е. Е. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст] / Е. Е. Андреев, О. Н. Тихонов. — СПб : Санкт-Петербургский горный институт, 2007. — 439 с.
2. Борщев, В. Я. Оборудование для измельчения материалов: дробилки и мельницы : учебное пособие [Текст] / В. Я. Борщев. — Тамбов : Издательство Тамбовского технического университета, 2004. — 75 с.
3. Гурченко, П. С. Производство стальной литой термообработанной дробы в условиях машиностроительных предприятий [Текст] / П. С. Гурченко и др. — Минск : Белорусская Наука, 2014. — 113 с.
4. Механическое разрушение горных пород : учеб. пособие для вузов / Г. Г. Каркашадзе. — М. : Издательство Московского государственного горного университета, 2004. [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://www.studentlibrary.ru/book/ISBN5741803016.html>.
5. Экспертные исследования причин разрушения материалов : лекции [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://www.studmed.ru/docs/document30004?view=1>.
6. Павлиненко, О. И. Особенности структурообразования и производства колотой стальной дробы [Текст] / О. И. Павлиненко, М. А. Савицкая, Э. П. Левченко // Материаловедение : материалы республиканской студенческой научно-практической конференции. — Донецк : ДонНТУ, 2017. — С. 44–48.

© Павлиненко О. И.

© Левченко Э. П.

Рекомендована к печати зав. каф. МОЗЧМ ДонНТУ, д.т.н., проф. Еронько С. П., к.т.н., проф. каф. ММК ДонГТУ Ульяницким В. Н.

Статья поступила в редакцию 27.09.17.

Павлиненко О. И., к.т.н. Левченко Э. П. (ДонНТУ, м. Алчевськ, ЛНР)

ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ЕНЕРГОВИТРАТ НА РОЗКОЛЮВАННЯ СТАЛЕВОГО ДРОБУ ПРЯМИМ СТИСНЕНИЕМ УДАРОМ

Подано результати дослідження впливу ударної дії при подрібненні сталевого дробу. Визначені мінімальні енерговитрати за допомогою процесу розколювання дробинки на експериментальній установці ударної дії.

Ключові слова: експеримент, сталевий дріб, розколювання, енерговитрати, затвердіння, дефекти, прямий стиснений удар.

Pavlinenko O. I., PhD Levchenko E. P. (DonSTU, Alchevsk, LPR)

EXPERIMENTAL STUDIES OF ENERGY CONSUMPTION ON STEEL SHOT SPLITTING BY DIRECT CONSTRAINED STROKE

The research results of the shot impact at steel shot grinding are presented. The minimum energy consumption has been calculated due to the process of pellets cleaving at the experimental impact station.

Key words: *experiment, steel shot, splitting, energy consumption, solidification, defects, direct constrained stroke impact.*

ТРЕБОВАНИЯ
к рукописям научных статей в сборник научных трудов
ГОСУДАРСТВЕННОГО ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО УЧРЕЖДЕНИЯ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
ЛУГАНСКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ
«ДОНБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Научные статьи, предоставляемые в редакцию, должны соответствовать требованиям ВАК МОН ДНР (Приложение 1 к правилам формирования в уведомительном порядке перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора (п.4)) и базовым издательским стандартам по оформлению статей по ГОСТ 7.5-98 «Журналы, сборники, информационные издания».

Сборник научных трудов издается 1-4 раза в год. Сборник формирует информационный отдел: 94204, г. Алчевск, пр. Ленина, 16, ДонГТУ, тел/факс (06442) 2-68-87, e-mail: info@dstu.education (тема: для редакции сборника научных трудов ГОУВПО ЛНР «ДонГТУ»), секретарь редакционной коллегии Скомская Светлана Анатольевна.

Сборник содержит следующие разделы: «Науки о земле», «Металлургия и материаловедение», «Машиностроение и машиноведение», «Строительство и архитектура».

Содержание статей должно отвечать новым достижениям науки и техники, их практическому значению, соответствовать технической направленности сборника и представлять интерес для широкого круга специалистов.

В статье должно быть кратко изложено то новое и оригинальное, что разработано авторами, показано преимущество перед аналогами предлагаемых разработок, описаны их особенности и практическая значимость. Результаты работы не должны предоставляться в виде тезисов.

Ответственность за нарушение авторских прав, несоблюдение действующих стандартов и за недостоверность приведенных в статье данных полностью несут авторы статьи.

Статья должна сопровождаться:

- внутренней и внешней рецензиями (на усмотрение автора, рекомендовано два вида рецензий: рецензия в произвольном изложении; международная форма рецензирования статьи);
- лицензионным договором с автором(и);

Текст статьи предоставляется на электронном носителе и в печатном виде, сопроводительная документация только в печатном виде.

Рекомендуемое количество авторов статьи до 3-х человек. При необходимости, по решению редколлегии, количество авторов может быть увеличено до 5-ти.

Языки предоставления статей: русский, английский, украинский.

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ

Текст рукописи статьи от 5 до 10 страниц в книжной ориентации, на белой бумаге формата А4 (210x297 мм), с полями: верхнее, нижнее — 27 мм; левое — 23 мм, правое — 25 мм. Различать колонтитулы четных и нечетных страниц: от края до верхнего колонтитула — 2 см.; от края до нижнего колонтитула — 2 см. Страницы не нумеруются. Рукопись статьи оформляется с применением редактора MS Word (не ниже версии 6.0 и не старше версии 11(2003)) шрифтом Times New Roman, размером 12 пт, одинарным интервалом, выравниванием по ширине, абзацным отступом 0,5 см. Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть активирована. Весь материал подается в черно-белом оформлении (без градиентов серого или цветовой палитры). Не допускается использование списков (маркированных и нумерованных) и элементов «Надпись». Запрещается вставлять в рукопись сканированные рисунки (графики, диаграммы) и другие неизменяемые объекты (формулы).

Оформление статей

Статья подается отдельным файлом «Статья.doc».

УДК проставляется вверху, выравнивание по левому краю, шрифт полужирный, без абзацного отступа.

Через один интервал — ученая степень, фамилия, инициалы, разделенные пробелом. С новой строки в круглых скобках — название организации, название города, страны, e-mail автора, через запятую. Шрифт полужирный, курсив, выравнивание по правому краю, без абзацного отступа.

С новой строки — название статьи, выравнивание по центру, шрифт Ariel, полужирный, видоизменение: все прописными, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца — 12 пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце. Не допускается набор всего названия заглавными буквами.

С новой строки — краткая аннотация на языке публикации, курсивом, размером 11 пт.

После аннотации с новой строки — ключевые слова (6–8 слов на языке статьи), курсивом, размером 11 пт, интервал после абзаца — (Авто). Фраза «Ключевые слова:» выделяется полужирным начертанием.

С новой строки — текст статьи в две колонки, интервал между колонками 0.5 см.

Слова «рисунок» и «таблица» в упоминаниях по тексту пишутся полностью (Пример: «... на рисунке 2 ...»), а в ссылках в конце предложения пишется сокращенно в скобках (Примеры: «... схема инвертора (рис. 2).», «... получены экспериментальные данные (табл. 4).»).

После текста статьи полужирным шрифтом размером 11 пт, располагается заголовок «Библиографический список», интервал перед абзацем — 12 пт, после абзаца — 8 пт, выравнивание по левому краю.

Библиографический список оформляется согласно ГОСТ 7.1-2003 «Библиографическая запись. Библиографическое описание. Общие требования и правила составления» размером 11 пт, курсивом и должен быть составлен в порядке упоминания в тексте. Ссылки на литературу заключаются в квадратные скобки. Рекомендованное количество ссылок — не более восьми источников с датой их издания не ранее чем 20 лет назад.

Через один интервал — ученая степень, фамилия, инициалы, полное название организации, название статьи, аннотации и ключевые слова приводятся на оставшемся языке из двух (русский, украинский), размером шрифта 11 пт.

Ученая степень, фамилия, инициалы оформляются полужирным шрифтом, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю. В круглых скобках, курсивом, через запятую — название организации, название города, страны, e-mail автора.

С новой строки, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю — название статьи заглавными буквами.

С новой строки — краткая аннотация, курсивом.

С новой строки — ключевые слова, курсивом. Фраза «Ключевые слова:» выделяется полужирным начертанием.

Оформление аннотаций отдельным файлом

Аннотация и ключевые слова дополнительно подаются на двух языках (русский, украинский) отдельным файлом «*Аннотация.doc*», размером шрифта 11 пт.

Ученая степень, фамилия, инициалы оформляются полужирным шрифтом, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю. В круглых скобках, курсивом через запятую — название организации, название города, страны, e-mail автора. С новой строки, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю — название статьи заглавными буквами.

С новой строки — краткая аннотация, курсивом.

С новой строки — ключевые слова, курсивом. Фраза «Ключевые слова» выделяется полужирным начертанием.

Не допускается внедрение в текст аннотации объектов (формул, рисунков, и т. д.).

Оформление рефератов отдельным файлом

Реферат подаётся на двух языках (русский, украинский) отдельным файлом «*Реферат.doc*», размером шрифта 11 пт, без абзацного отступа, выравниванием по левому краю. Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть выключена.

Фамилия, имя, отчество оформляются полужирным шрифтом.

С новой строки — ученая степень, должность.

С новой строки — название подразделения.

С новой строки через запятую — название организации, название города, страны, e-mail автора.

Через интервал повторить данные для каждого автора.

Через интервал — название статьи (полужирным начертанием).

Через интервал — реферат. Реферат объемом от 200 до 300 слов исключительно общепринятой терминологии должен быть структурированным и содержать следующие элементы: цель, методика, результаты, научная новизна, практическая значимость. Фразы «Цель.», «Методика.», «Результаты.», «Научная новизна.», «Практическая значимость.» (на русском языке), «Мета.», «Методика.», «Результати.», «Наукова новизна.», «Практична значущість.» (на украинском языке), «Aim.», «Technique.», «Results.», «Scientific novelty.», «Practical significance.» (на английском языке) размещаются с новой строки и выделяются полужирным начертанием. Реферат не должен повторять название статьи.

Не допускается внедрение в текст реферата объектов (формул, рисунков, и т. д.).

Рисунки

Рисунки вставляются в текст единым объектом и могут быть представлены:

– *растровыми форматами* — gif, tiff, jpg, bmp и им подобными (качество 300 dpi);

– *векторными форматами* — emf, wmf.

Рисунки, выполненные в программах Corel, CAD, Word и др., переводятся в один из описанных выше форматов, предпочтительно векторные.

Графический материал следует располагать непосредственно после текста, в котором он упоминается впервые или на следующей странице. Все позиции, обозначенные на рисунке, должны быть объяснены в тексте и нанесены слева направо, сверху вниз. Перед рисунком интервал 12 пт. Выравнивание по центру, ширина в одну колонку (большие рисунки располагают на ширину страницы, вверху или внизу страницы). Рисунки размещают в тексте (не в таблицах), обтекание рисунка — «в тексте». Все рисунки подаются дополнительно отдельными файлами.

Допускается размещение пояснительных данных под иллюстрацией (подрисуночный текст) с выравниванием по центру без абзацного отступа, размером 10 пт.

Под каждым рисунком (подрисуночным текстом) располагается надпись в формате «Рисунок № Название» с выравниванием по центру без абзацного отступа, интервалом перед и после абзаца — (Авто), размером 11 пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце. Статья не должна заканчиваться рисунком. Рекомендуется, чтобы площадь, занятая рисунками, составляла не более 25% общего объема.

Формулы

Абзац, содержащий формулы, должен иметь следующие параметры: выравнивание по левому краю, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца 6 пт, позиции табуляции — 3,75 см по центру (для расположения формулы) и 7,85 см по правому краю (для расположения номера формулы). Формулы целиком (включая размерности) выполняются с помощью редактора формул Microsoft Equation 3 математическим стилем, обычное начертание шрифта (нормальный), со следующими размерами:

Full (обычный).....	12 pt
Subscript/Superscript (крупный индекс) ..	9 pt
Sub-Subscript/Superscript (мелкий индекс) ..	7 pt
Symbol (крупный символ).....	14 pt
Sub-Symbol (мелкий символ).....	12 pt
Формат ..	по центру
Междустрочный интервал ..	200%

Недопустимо масштабирование формул и размещение формул в табличном формате. В одном блоке формулы, попадающем на границу колонок, допускается только одна строка (многострочные формулы разбиваются на блоки). Упоминание элементов формул по тексту статьи также выполняется в редакторе формул.

Таблицы

Все таблицы располагаются после упоминания в тексте и должны иметь нумерационный заголовок и название, размер шрифта 11 пт. Нумерационный заголовок (*Таблица 1*) выравнивается по правому краю над таблицей, курсив, интервал перед абзацем — 12 пт. С новой строки помещают название выравниванием по центру, без абзацного отступа, интервал после абзаца — 6 пт с запретом автоматического переноса слов в абзаце.

Таблица выравнивается по центру контейнера, в книжной ориентации, шириной в 1 колонку (большие таблицы располагаются на ширину страницы, вверху или внизу страницы). Текст в таблице оформляется размером шрифта 11 пт или 12 пт, без абзацного отступа. Не допускается заливка ячеек таблицы цветом. Запрещается располагать таблицу в альбомной ориентации. После таблицы отступается один интервал.

СОДЕРЖАНИЕ

НАУКИ О ЗЕМЛЕ

<i>Литвинский Г. Г.</i> ОСНОВЫ ТЕОРИИ РЕЗАНИЯ И РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД	5
<i>Шульгин П. Н.</i> ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЧИСЛЕННЫХ МЕТОДОВ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА.	16
<i>Радченко А. Г., Савченко А. В., Радченко А. А., Салий С. Г., Николаев Д. Ю.</i> ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ПРИРОДНОЙ ГАЗОНОСНОСТИ УГЛЕЙ ДОНБАССА С РОСТОМ ГЛУБИНЫ РАЗРАБОТКИ ..	22
<i>Власов П. А., Шалованов О. Л.</i> ФАКТОРЫ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ЦИНКА И ВАНАДИЯ В УГОЛЬНОМ ПЛАСТЕ С ₁₀ ^В БЛОКА № 1 ШАХТЫ ИМ. ГЕРОЕВ КОСМОСА	32
<i>Радченко А. Г., Радченко А. А., Шалованов О. Л., Николаев Д. Ю.</i> ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ И ПРОЯВЛЕНИЯ ВЫБРОСООПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ДОНБАССА.	38

МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

<i>Новохатский А. М., Должиков В. В., Диментьев А. О., Падалка А. В.</i> О РАЗЛИЧНЫХ МЕТОДИКАХ РАСЧЕТА ТЕОРЕТИЧЕСКОЙ ТЕМПЕРАТУРЫ ГОРЕНИЯ.	49
<i>Куберский С. В.</i> УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ КРИСТАЛЛИЗАТОРА ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ПОВЕРХНОСТИ И ПОДПОВЕРХНОСТНОЙ ЗОНЫ НЕПРЕРЫВНОЛИТЫХ ЗАГОТОВОК.	54
<i>Луцкий М. Б., Чичкан А. А.</i> РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЁТА КАЛИБРОВКИ П-ОБРАЗНЫХ ПРОФИЛЕЙ С РАСТЯЖЕНИЕМ СТЕНОК.	65
<i>Сорокотягин А. М., Поздняков И. А., Фокин А. И., Проценко М. Ю.</i> ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ 140-ТОННЫХ КОВШЕЙ ДЛЯ ТРАНСПОРТИРОВКИ ЖИДКОГО ЧУГУНА.	70

СТРОИТЕЛЬСТВО И АРХИТЕКТУРА

<i>Григоренко Н. И., Дрозд Г. Я.</i> МЕТОД РАСЧЕТА И ОПИСАНИЕ РАБОТЫ СИСТЕМЫ ВАКУУМНОЙ КАНАЛИЗАЦИИ.	79
<i>Псюк В. В., Никишина И. А.</i> УСТОЙЧИВОСТЬ СЖАТЫХ СТЕРЖНЕЙ ИЗ ТРУБ КВАДРАТНОГО СЕЧЕНИЯ ПОСЛЕ ПРАВКИ МЕТОДОМ ЛОКАЛЬНОГО ТЕРМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ...	89
<i>Биджосян Г. К., Кукушкин В. П.</i> НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ АЭРОФОТОСЪЁМКИ И ФОТОГРАММЕТРИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ АЭРОФОТОСНИМКОВ, ПОЛУЧЕННЫХ С БПЛА.	95

<i>Горовая Н. А., Каранетян С. Х., Будзило Е. Е., Жураковский В. Ю.</i> РЕАЛИЗАЦИЯ РЕКОНСТРУКЦИИ БЛОЧНЫХ ЖИЛЫХ ЗДАНИЙ ЛНР В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ	101
--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-----

МАШИНОСТРОЕНИЕ И МАШИНОВЕДЕНИЕ

<i>Сидоров В. А.</i> ВИБРАЦИОННАЯ ДИАГНОСТИКА МЕХАНИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ	109
<i>Чебан В. Г.</i> ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ШАРОВОГО ОЧИСТИТЕЛЯ	116
<i>Еронько С. П., Ошовская Е. В., Стародубцев Б. И.</i> РАСЧЁТ МОЩНОСТИ ПРИВОДА МЕХАНИЗМА ВРАЩЕНИЯ КОРПУСА КОНВЕРТЕРА ОТНОСИТЕЛЬНО НАКЛОННОЙ ПРОДОЛЬНОЙ ОСИ.	123
<i>Вишневский Д. А., Новохатский А. М., Бондарь Н. А.</i> УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГРОХОЧЕНИЯ АГЛОМЕРАТА НА ВИБРАЦИОННОМ ГРОХОТЕ	131
<i>Власенко Д. А., Левченко Э. П.</i> ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДАЧИ МАТЕРИАЛА В РАБОЧУЮ ЗОНУ МОЛОТКОВОЙ ДРОБИЛКИ НА УСЛОВИЯ ПРОЦЕССА СОУДАРЕНИЯ.	140
<i>Павлиненко О. И., Левченко Э. П.</i> ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ЭНЕРГОЗАТРАТ НА РАСКАЛЫВАНИЕ СТАЛЬНОЙ ДРОБИ ПРЯМЫМ СТЕСНЕННЫМ УДАРОМ	145

ЗМІСТ

НАУКИ ПРО ЗЕМЛЮ

<i>Литвинський Г. Г.</i> ОСНОВИ ТЕОРІЇ РІЗАННЯ І РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД.....	5
<i>Шульгін П. М.</i> ВИКОРИСТАННЯ ЧИСЕЛЬНИХ МЕТОДІВ ДЛЯ МОДЕЛЮВАННЯ ДІЇ ВИБУХУ ...	16
<i>Радченко О. Г., Савченко О. В., Радченко О. О., Салій С. Г., Ніколаєв Д. Ю.</i> ЗАКОНОМІРНОСТІ ЗМІНИ ПРИРОДНОЇ ГАЗОНОСНОСТІ ВУГІЛЛЯ ДОНБАСУ ІЗ ЗРОСТАННЯМ ГЛИБИНИ РОЗРОБКИ.	22
<i>Власов П. О., Шалованов О. Л.</i> ФАКТОРИ РОЗПОДІЛУ ЦИНКУ І ВАНАДІЮ У ВУГІЛЬНОМУ ПЛАСТІ C ₁₀ ^B БЛОКУ № 1 ШАХТИ ІМ. ГЕРОЇВ КОСМОСУ	32
<i>Радченко О. Г., Радченко О. О., Шалованов О. Л., Ніколаєв Д. Ю.</i> ОСОБЛИВОСТІ ФОРМУВАННЯ І ПРОЯВУ ВИКИДОНЕБЕЗПЕЧНОСТІ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ ДОНБАСУ	38

МЕТАЛУРГІЯ ТА МАТЕРІАЛОЗНАВСТВО

<i>Новохатський О. М., Должиков В. В., Діментьєв О. О., Падалка О. В.</i> ПРО РІЗНІ МЕТОДИ РОЗРАХУНКУ ТЕОРЕТИЧНОЇ ТЕМПЕРАТУРИ ГОРІННЯ.....	49
<i>Куберський С. В.</i> УДОСКОНАЛЕННЯ КОНСТРУКЦІЇ КРИСТАЛІЗАТОРА ДЛЯ ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ПОВЕРХНІ І ПІДПОВЕРХНЕВОЇ ЗОНИ БЕЗПЕРЕРВНОЛИТИХ ЗАГОТОВОК.	54
<i>Луцький М. Б., Чичкан А. О.</i> РОЗРОБКА МЕТОДИКИ РОЗРАХУНКУ КАЛІБРУВАННЯ П-ПОДІБНИМ ПРОФІЛЕМ З РОЗТЯГНЕННЯМ СТІНОК	65
<i>Сорокотягін О. М., Поздняков І. О., Фокін А. І., Проценко М. Ю.</i> ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ВИКОРИСТАННЯ 140-ТОННИХ КОВШІВ ДЛЯ ТРАНСПОРТУВАННЯ РІДКОГО ЧАВУНУ	70

БУДІВНИЦТВО ТА АРХІТЕКТУРА

<i>Григоренко Н. І., Дрозд Г. Я.</i> МЕТОД РОЗРАХУНКУ І ОПИС РОБОТИ СИСТЕМИ ВАКУУМНОЇ КАНАЛІЗАЦІЇ.	79
<i>Псюк В. В., Нікішина І. О.</i> СТІЙКІСТЬ СТИСНЕНИХ СТРИЖНІВ З ТРУБ КВАДРАТНОГО ПЕРЕТИНУ ПІСЛЯ ПРАВКИ МЕТОДОМ ЛОКАЛЬНОГО ТЕРМІЧНОГО ВПЛИВУ	89
<i>Біджосян Г. К., Кукушкін В. П.</i> ДЕЯКІ ОСОБЛИВОСТІ АЕРОФОТОЗЙОМКИ І ФОТОГРАММЕТРИЧНОЇ ОБРОБКИ АЕРОФОТОЗНІМКІВ, ОТРИМАНИХ З БПЛА	95
<i>Горова Н. А., Карапетян С. Х., Будзило Е. Е., Жураковський В. Ю.</i> РЕАЛІЗАЦІЯ РЕКОНСТРУКЦІЇ БЛОКОВИХ ЖИТЛОВИХ БУДІВЕЛЬ ЛНР В СУЧАСНИХ УМОВАХ.	101

МАШИНОБУДУВАННЯ ТА МАШИНОЗНАВСТВО

<i>Сидоров В. А.</i> ВІБРАЦІЙНА ДІАГНОСТИКА МЕХАНІЧНОГО УСТАТКУВАННЯ МЕТАЛУРГІЙНИХ ПІДПРИЄМСТВ	109
<i>Чебан В. Г.</i> ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ КУЛЬОВОГО ОЧИСНИКА	116
<i>Єронько С. П., Ошовська О. В., Стародубцев Б. І.</i> РОЗРАХУНОК ПОТУЖНОСТІ ПРИВОДУ МЕХАНІЗМУ ОБЕРТАННЯ КОРПУСУ КОНВЕРТЕРА ВІДНОСНО ЙОГО ПОХИЛОЇ ПОЗДОВЖНЬОЇ ОСІ	123
<i>Вишневський Д. О., Новохатський О. М., Бондар Н. О.</i> УДОСКОНАЛЕННЯ ПРОЦЕСУ ГРОХОЧЕННЯ АГЛОМЕРАТУ НА ВІБРАЦІЙНОМУ ГРОХОТІ	131
<i>Власенко Д. О., Левченко Е. П.</i> ВПЛИВ ПАРАМЕТРІВ ПОДАЧІ МАТЕРІАЛУ ДО РОБОЧОЇ ЗОНИ МОЛОТКОВОЇ ДРОБАРКИ НА УМОВИ ПРОЦЕСУ ЗІТКНЕННЯ	140
<i>Павлиненко О. І., Левченко Е. П.</i> ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ЕНЕРГОВИТРАТ НА РОЗКОЛЮВАННЯ СТАЛЕВОГО ДРОБУ ПРЯМИМ СТИСНЕНИМ УДАРОМ	145

CONTENT

GEOSCIENCES

<i>Litvinskiy G. G.</i> THE THEORY FUNDAMENTALS OF ROCK CUTTING	5
<i>Shulgin P. N.</i> USING NUMERICAL METHODS FOR SIMULATION THE EXPLOSIVE ACTION	16
<i>Radchenko A. G., Savchenko A. V., Rachenko A. A., Saliy S. G., Nikolaev D. Yu.</i> REGULARITIES OF CHANGING THE NATURAL GAS STABILITY OF DONBASS COALS WITH INCREASING DEPTH OF DEVELOPMENT	22
<i>Vlasov P. A., Shalovanov O. L.</i> FACTORS OF ZINC AND VANADIUM IN DISTRIBUTION A COAL LAYER C_{10}^B OF THE BLOCK № 1 OF GEROIEV KOSMOSA MINE	32
<i>Radchenko A. G., Radchenko A. A., Shalovanov O. L., Nikolaiev D. Yu.</i> PECULIARITIES OF FORMATION AND MANIFESTATION OF THE OUTBURST HAZARD IN DONBASS COAL LAYERS	38

METALLURGY AND MATERIAL SCIENCES

<i>Novokhatskiy A. M., Dolzhikov V. V., Dimentiev A. O., Padalka A. V.</i> VARIOUS METHODS FOR CALCULATING THEORETICAL TEMPERATURE OF COMBUSTION	49
<i>Kuberskiy S. V.</i> IMPROVEMENT OF CRYSTALLIZER'S DESIGN FOR IMPROVING SURFACE QUALITY AND SUBSURFACE ZONE OF CONTINUOUSLY CAST BILLETS	54
<i>Lutskiy M. B., Chichkan A. A.</i> DEVELOPING THE CALCULATION METHOD FOR CALIBRATION OF U-SHAPED PROFILES WITH WALLS TENSION	65
<i>Sorokotiagin A. M., Pozdniakov I. A., Fokin A. I., Protsenko M. Yu.</i> ASSESSMENT OF THE EFFECTIVE USING OF 140-TONNE LADLES FOR THE HOT IRON TRANSPORTATION	70

CIVIL ENGINEERING AND ARCHITECTURE

<i>Grigorenko N. I., Drozd G. Ya.</i> CALCULATIVE METHOD AND DESCRIPTION FOR THE VACUUM SANITATION SYSTEM OPERATION	79
<i>Psyuk V. V., Nikishina I. A.</i> STABILITY OF COMPRESSED RODS MADE OF SQUARE SECTION TUBES AFTER DRESSING BY LOCAL THERMAL RECOVERY METHODS	89
<i>Bidzhosian G. K., Kukushkin V. P.</i> SOME PECULIARITIES OF AEROPHOTOGRAPHY AND PHOTOGRAMMETRIC PROCESSING OF AERIAL PHOTOS OBTAINED FROM UNMANNED AERIAL VEHICLE (UAV)	95

<i>Gorovaya N. A., Karapetyan S. H., Budzilo E. E., Zurakovsky V. U.</i> IMPLEMENTATION THE RECONSTRUCTION OF HIGH-RISE BLOCK OF FLATS IN LPR AT PRESENT-DAY CONDITIONS.	101
----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-----

MECHANICAL ENGINEERING AND MACHINE SCIENCE

<i>Sidorov V. A.</i> VIBRATION DIAGNOSTICS OF MECHANICAL EQUIPMENT OF IRON-AND-STEEL PLANTS.	109
<i>Cheban V. G.</i> IMPROVING THE OPERATION EFFICIENCY OF BALL PURIFIER	116
<i>Eron'ko S. P., Oshovskaya Ye. V., Starodubtsev B. I.</i> CALCULATING THE DRIVE POWER OF MECHANISM FOR CONVERTER BODY ROTATION ABOUT THE INCLINED LONGITUDINAL AXIS	123
<i>Vishnevskiy D. A., Novohatskyi A. M., Bondar N. A.</i> IMPROVEMENT OF THE AGGLOMERATE SIFTING PROCESS ON VIBRATION GRAT.	131
<i>Vlasenko D. A., Levchenko E. P.</i> INFLUENCE OF PARAMETERS OF MATERIAL FEEDING INTO ACTIVE ZONE OF HAMMER CRUSHER ON COLLISION PROCESS CONDITIONS.	140
<i>Pavlinenko O. I., Levchenko E. P.</i> EXPERIMENTAL STUDIES OF ENERGY CONSUMPTION ON STEEL SHOT SPLITTING BY DIRECT CONSTRAINED STROKE	145

УДК 622(06) + 669(06) + 69(06) + 65.011.56 + 621.3 + 33 + 621.37 + 1

**Збірник наукових праць
Донбаського державного
технічного університету**

Збірник

Випуск 8 (51) 2017

**Засновник:
Донбаський державний технічний
університет**

*Свідоцтво Міністерства інформації,
друку і масових комунікацій ЛНР
про державну реєстрацію засобу масової
інформації МІ-СГР ПІ 000003
від 05.02.2016*

*Наказом Міністерства освіти і науки Донецької
Народної Республіки від 2 травня 2017 р № 464
збірник наукових праць включений до Переліку
рецензованих наукових видань, в яких повинні
бути опубліковані основні наукові результати
дисертацій на здобуття наукового ступеня
кандидата наук, на здобуття наукового ступеня
доктора наук, затверджений наказом
Міністерства освіти і науки Донецької Народної
Республіки від 1 листопада 2016 р № 1134, згідно
з додатком І.*

*Рекомендовано вченою радою
ДСУ ВПО ЛНР «ДонДТУ»
(Протокол № 4 від 28.12.2017)*

Включений до наукометричної бази даних РИНЦ

Формат 60×84^{1/8}
Ум. друк. арк. 11,3
Зам. № 38

Наклад 100 пр.

Видавництво не несе відповідальності за зміст
матеріалу, наданого автором до друку.

Адреса редакції, видавця
та виготовлювача:

ДСУ ВПО ЛНР
«Донбаський державний технічний університет»
пр. Леніна, 16, м. Алчевськ, ЛНР, 94204.
E-mail: info@dstu.education
Web-site: [http:// www.dstu.education](http://www.dstu.education)

ВИДАВНИЧО-ПОЛІГРАФІЧНИЙ ЦЕНТР,
ауд. 2113, т / факс 2-58-59
Свідоцтво про державну реєстрацію видавця,
виготовлювача
і розповсюджувача засобу масової інформації
МІ-СГР ВД 000055 від 05.02.2016.

Головний редактор

Зінченко А. М. — к.е.н., в.о. ректора

Заступник головного редактора

Новохатський А. М. — д.т.н., проф.

Редакційна колегія:

Литвинський Г. Г. — д.т.н., проф.
Фінкельштейн З. Л. — д.т.н., проф.
Корнєєв С. В. — д.т.н., проф.
Леонов А. О. — к.т.н., доц.
Харламов Ю. А. — д.т.н., проф.
Ульяницький В. Н. — к.т.н., проф.
Зелінський А. М. — к.т.н., проф.
Куберський С. В. — к.т.н., проф.
Денищенко П. М. — к.т.н., доц.
Дрозд Г. Я. — д.т.н., проф. Шолух М.
В. — д. арх., проф. Бондарчук В. В. —
к.т.н., доц. Псюк В. В. — к.т.н., доц.
Скомська С. А. — секретар редакційної
колегії.

Для наукових співробітників,
аспірантів, студентів вищих навчальних закладів.

Мова видання:

російська, українська та англійська

Ісмаїлова Л. М. — коректор

© ДСУ ВПО ЛНР «ДонДТУ», 2018
© Чернишова Н. В., художнє
оформлення обкладинки, 2018

**UDK 622(06) + 669(06) + 69(06) +
+ 65.011.56 + 621.3 + 33 + 621.37 + 1**

**Collection of scientific papers
of Donbass State Technical
University**

Collection

Issue 8 (51) 2017

**Establisher: Donbass
State Technical
University**

*Certificate of Ministry of Information,
Press and Mass Communication of LPR
for mass media registration MI-SGR PI
000003
dated 05.02.2016*

*By order of the Department of Education and
Science of Donetsk People Republic of 2 May
2017 № 464 the Collection of scientific papers
is being offered in the list of peer-reviewed
scientific editions with required publications of
the main scientific PhD and Doctor's thesis
results, approved by an order of the Department
of Education and Science of Donetsk People
Republic of 1 November 2016 № 1134,
according to annex 1.*

*Recommended by academic council of DonSTU
(Record № 4 dated 28.12.2017)*

Added to scientometrical data base of RSCI

Format 60×84%.
Conventional printed sheet 11,3
Order № 38
Circulation 100 copies
Publishing office is not responsible for
material content giving by author for
publishing.

Address of editorial office, publishing and
establishing: Donbass State Technical
University
Lenin avenue, 16, Alchevsk, LPR
94204
E-mail: info@dstu.education
Web-site: <http://www.dstu.education>

PUBLISHING AND PRINTING CENTER,
Room 2113, tel/fax 2-58-59
Certificate of State registration for mass media
publisher, owner and distributor
MI-SGR ID 0000055 dated 05.02.2016

Editor-in-chief

Zinchenko A. M. — PhD in Engineering,
acting rector

Deputy chief editor

Novohatskyi A. M. — Doctor of tech. sc., prof.

Editorial board:

Litvinskyi G. G. — Doctor of tech. sc., prof.
Finkelstein Z. L. — Doctor of tech. sc., prof.
Korneiev S. V. — Doctor of tech. sc., prof.
Leonov A. A. — PhD in Engineering
Kharlamov Yu. A. — Doctor of tech. sc., prof.
Uliianitskyi V. N. — PhD in Engineering, prof.
Zelinskyi A. N. — PhD in Engineering, prof.
Kuberskyi S. V. — PhD in Engineering, prof.
Denisschenko P. N. — PhD in Engineering
Drozd G. Ya. — Doctor of tech. sc., prof.
Sholukh N. V. — Doctor of arch., prof.
Bondarchuk V. V. — PhD in Engineering
Psjuk V. V. — PhD in Engineering
Skomskaia S. A. — Secretary to the editorial board.

For research scientists, PhD seekers, students of
higher educational institutions.

Issue language: Russian,
Ukrainian, English

Ismailova L. M. — proofreader