

ДОНБАССКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ТЕХНИЧЕСКИЙ
ИНСТИТУТ

Выпуск 24 (67) 2021



СБОРНИК
НАУЧНЫХ ТРУДОВ

**Сборник
научных трудов
Донбасского государственного технического
института**

Сборник
Выходит 4 раза в год
Основан в июне 1999 г.
Выпуск 24 (67) 2021

Collection of Scientific Papers of DonSTI

Collection
Publishing 4 times a year
Founded in June 1999
Issue 24 (67) 2021

Алчевск
2021

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

**Сборник научных трудов
Донбасского государственного
технического института**

Сборник

Выпуск 24 (67) 2021

**Основатель:
ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ»**

*Свидетельство Министерства связи
и массовых коммуникаций ЛНР
о регистрации средства массовой информации
ПИ 000169 от 08.12.2020*

*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 учёной
степени кандидата наук, на соискание учёной
степени доктора наук, утверждённый приказом
Министерства образования и науки Донецкой
Народной Республики от 1 ноября 2016 г. № 1134,
согласно приложению 1*

*Приказом МОН ЛНР № 911-ОД от 10.10.2018
«Сборник научных трудов ДонГТИ» внесён
в Перечень рецензируемых научных изданий, в
которых должны быть опубликованы основные
научные результаты диссертаций на соискание
учёной степени кандидата наук, на соискание
учёной степени доктора наук, утверждённый
приказом Министерства образования и науки
Луганской Народной Республики
от 15 мая 2018 г. № 477-ОД*

*Рекомендовано учёным советом
ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ»
(Протокол № 3 от 29.10.2021)*

Включён в наукометрическую базу данных РИНЦ

Формат 60×84½
Усл. печат. л. 13,13
Заказ № 183
Тираж 100 экз.

Издательство не несёт ответственности за содержание
материала, предоставленного автором к печати

Адрес редакции, издателя и основателя:
ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ»
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

Вишневский Д. А. — к.т.н., доц., ректор

Заместитель главного редактора

Куберский С. В. — к.т.н., проф.,
проректор по научной работе

Редакционная коллегия:

Литвинский Г. Г. — д.т.н., проф.

Борщевский С. В. — 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.

Зинченко А. М. — к.э.н., доц.

Снитко С. А. — д.т.н., проф.

Должиков В. В. — к.т.н., доц.

Денищенко П. Н. — к.т.н., доц.

Шолух Н. В. — д. арх., проф.

Андрийчук Н. Д. — д.т.н., проф.

Пилавов М. В. — д.т.н., 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, английский

Компьютерная вёрстка
Исмаилова Л. М.

© ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ», 2021
© Чернышова Н. В., художественное
оформление обложки, 2021

НАУКИ О ЗЕМЛЕ

GEOSCIENCES

УДК 622.232.8

д.т.н., проф. Литвинский Г. Г.
(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР)

ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА БУРО-ПРОХОДЧЕСКИХ МАШИН И АГРЕГАТОВ

Проведен краткий аналитический обзор развития породоразрушающего инструмента (ПРИ) для буро-проходческих машин и агрегатов (БПМиА). С позиций геомеханики взаимодействия исполнительных органов (ИО) с породами выявлены их основные недостатки. Показаны основные прогрессивные тенденции его совершенствования. На основе анализа геомеханики взаимодействия ПРИ с горными породами сформулированы основные конструкторско-технологические требования к нему. Предложен принцип минимизации сил трения на режущей кромке ПРИ и обоснованы его оптимальные параметры в форме ударного клина с углом заточки до 40...45° для создания пинч-эффекта в виде магистральных разрывных трещин. Предложена новая конструкция ИО с зонно-секторным или в виде спирали Архимеда размещением ударных клиньев на плоской рабочей поверхности ИО. Показана технико-экономическая целесообразность предложенных разработок.

Ключевые слова: бурение, проходка, скважина, горная выработка, породоразрушающий инструмент, ударный клин, исполнительный орган, аналитический обзор, геомеханика взаимодействия, принцип минимизации, оптимальные параметры, пинч-эффект, спираль Архимеда.

1 Обоснование актуальности проблемы, цели и задачи исследований

Освоение сырьевых ресурсов является одной из базовых основ технологического развития человеческой цивилизации. Сооружение подземных горных выработок — доминирующий атрибут технологии подземного строительства и промышленной добычи большинства сырьевых ресурсов. Особенно сложные задачи перед буро-проходческой техникой возникли при переходе на глубокие и сверхглубокие скважины и подземные выработки [1–5].

Как правило, минеральные ресурсы приходится добывать путем проведения многочисленных горных выработок различного назначения, причем в последнее время преобладает тенденция использования все более совершенных проходческих комбайнов, буровых агрегатов и комплексов [6–10]. Требования к горной технике постоянно возрастают, поскольку скорость проведения горных выработок и затраты на их сооружение не удовлетворяют запросы практики. Поэтому для каждого типа горно-геологических условий разрабатываются

многочисленные конструкции буро-проходческих машин и агрегатов (БПМиА), которые оснащены исполнительными органами и породоразрушающим инструментом разнообразных конструкций.

Проходческая техника прошла долгий и сложный путь развития и совершенствования, причем настоящим, хотя и не вполне очевидным, триггером (побудителем) ее развития можно с полным правом считать используемый породоразрушающий инструмент (ПРИ), которым оснащен (вооружен) ее исполнительный орган [8–10].

Каждый очередной переход на более совершенный тип ПРИ вызывал закономерное появление новых видов проходческой техники: если исходные примитивные инструменты (кайло, обушок) определяли начальный уровень ручной технологии, то дальнейшее изменение ПРИ приводило к соответствующему совершенствованию буро-проходческой техники: пики и долота — ударные машины, резцы — ударно-вращательные буры и шнековые комбайны; шарошки — роторные комбайны, буровые станки и т. д. [7].

В настоящее время буровая и проходческая техника столкнулась с необходимостью преодоления целого ряда сложных технических противоречий. В частности, необходимо снизить удельную энергоёмкость разрушения пород, значительно повысить стойкость ПРИ, резко сократить непроизводительные затраты времени на вспомогательные процессы и операции. При этом оказалось, что попытки существенно повысить эффективность буро-проходческой техники приводили к заметному возрастанию массовых, энергетических и габаритных ее показателей.

Еще остается нерешенным ряд технических проблем и задач по развитию и совершенствованию горнопроходческой техники. В первую очередь к таким задачам относятся:

1. Разработка с позиций геомеханики теоретических основ механического разрушения пород.

2. Обоснование наиболее эффективных конструкций породоразрушающего инструмента и способов его воздействия на породный забой.

3. Анализ и оптимизация конструкции исполнительного органа (ИО) буро-проходческих машин.

4. Создание расчетных методов определения и оценки параметров механического разрушения пород для различных типов ПРИ и ИО.

От решения этих задач во многом зависит технический прогресс в ресурсодобывающих отраслях промышленности. Поскольку этот прогресс предопределен техническим уровнем буро-проходческих машин и агрегатов и их главным конструктивным элементом — исполнительным органом, — техническая проблема разработки эффективных БПМиА является весьма актуальной.

Основная идея, положенная в основу решения поставленной технической задачи, состоит в использовании главных положений геомеханики разрушения пород при воздействии на них разных типов ПРИ

для обоснования параметров исполнительного органа БПМиА.

Цель исследования — выбор и обоснование параметров ПРИ, а на его основе — типа и конструкции исполнительного органа буро-проходческих машин.

Объект исследования — конструктивные параметры исполнительного органа БПМиА, **предмет** исследования — закономерности геомеханического взаимодействия исполнительного органа и горных пород.

Основные задачи исследования:

- на основе рассмотрения взаимодействия ПРИ с горной породой выявить тенденции развития и обосновать оптимальные форму, размеры и режимы его работы;

- выполнить анализ существующих исполнительных органов БПМиА с различными типами ПРИ и сформулировать требования к ним;

- обосновать и разработать новый тип исполнительного органа БПМиА, оценить его основные показатели.

2 Тенденции развития и совершенствования породоразрушающего инструмента (ПРИ)

Вся обозримая история развития техники, в том числе процесс создания буро-проходческих машин и агрегатов (БПМиА), отражает устранение постоянно существующего технического противоречия между достигнутым уровнем технологии и постоянно возрастающими запросами промышленности. Анализ исторических этапов развития ПРИ показывает, что вначале (от древности вплоть до конца XIX века) преобладали лопастные долота с простейшим ударно-поворотным способом бурения скважин. Способ сводился к подъёму долота, повороту вокруг оси и сбрасыванию его на забой для выкалывания породы. Производительность была низкой, а глубина проходки скважин — малой (рис. 1).

Коренные изменения в буровой технике произошли во время второй технической революции (последняя треть XIX — начало XX вв.), что было «...непосредственно

вызвано к жизни превышением потребности над возможностью удовлетворить её прежними средствами производства» (Маркс К., Энгельс Ф. Сочинения. М., 1973. Том 47. С. 461). Появление электромоторов и двигателей внутреннего сгорания позволило перейти к вращательному, а далее — к комбинированным способам бурения: ударно-вращательному и вращательно-ударному, от лопастного долота — к резцам и коронкам различных конструкций.

Основные положения теоретических основ разрушения горных пород буровым породоразрушающим инструментом были изложены в работах [8, 10 и др.]. В результате было установлено, что от выбранного способа взаимодействия ПРИ с породами забоя скважины во многом зависит производительность разрушения пород и скорость проходки горной выработки.

В мягких и средней крепости породах производительным оказался вращательный способ бурения, основанный на применении резцов, срезающих породную «стружку» с забоя. По сути, схема такого бурения аналогична работе обычного резца металлорежущего станка (рис. 2).

Резцы нашли применение для условий вязких, пластичных и малоабразивных пород 1–5-й категорий твердости, для чего используются долота с твердосплавными вставками, резцами, PDC элементами.

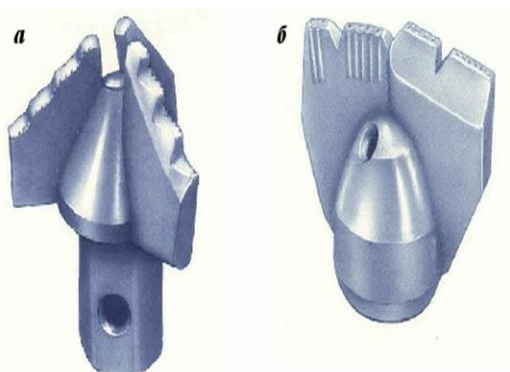


Рисунок 1 Буровые лопастные долота для ударного бурения пород:
а — трёхлопастное; б — двухлопастное



Рисунок 2 Резцы для вращательного бурения с твердосплавными вставками

Однако в породах повышенной прочности резцы быстро выходят из строя в результате износа и затупления, поскольку высокие силы трения при вращении режущей кромки по абразивному породному забою вызывают из-за бурного местного тепловыделения ее нагрев, размягчение, износ и затупление.

Очевидно, сам процесс бурения способом резания самопроизвольно формирует механизм нелинейной положительной обратной связи «трение — нагрев — затупление». В терминах физики нелинейных динамических процессов при **резании** породы реализуется так называемый **режим с обострением** в виде динамического закона, при котором взаимозависимые параметры (в нашем случае — температура лезвия и сопротивление породы) стремятся к бесконечности за конечный промежуток времени. В реальных условиях происходит остановка процесса бурения из-за затупления и износа инструмента, что требует его замены и ремонта.

Исходя из этого, для бурения в породах средней и высокой прочности пришлось перейти на ударно-вращательный способ, когда вращение буровой коронки дополнительно сопровождается ударными нагрузками на породу. За счет удара режущая кромка коронки углублялась и внедрялась в породу, а при ее вращении происходили

срез и откалывание неровностей выемки. Тем самым обеспечивается комбинированное ударно-скалывающее воздействие на породы забоя скважины (рис. 3).

Как показано в работах [11–13], такие конструкции коронок при ударе по забою не производят раскола в породе, а создают в ней лишь лунки смятия и дробления. Низкая эффективность существующих коронок объясняется тупыми углами заточки режущей кромки ($>90...120^\circ$), что исключает возможность появления раскольных трещин и последующих лунок выкола. Эффективность такого типа ПРИ поэтому была достаточно низкой. Попытки выполнить лезвия коронок более острыми были обречены на неудачу, поскольку, в условиях постоянного прижатия к забою напорными усилиями, тангенциальное скольжение режущих кромок приводило к их быстрому нагреву, «выкрашиванию», затуплению и выходу из строя.

Апофеозом развития вращательной техники бурения следует по праву считать изобретение шарошки в 1909 году американским инженером Говардом Хьюзом, что кардинально изменило не только особенности взаимодействия ПРИ с породой, но и скачком (в десятки раз) улучшило технико-экономические показатели проходки скважин. При таком бурении разрушение породы выполняют зубки шарошек, которые вращаются буровой колонной и прижимаются ею к забою с большим напорным усилием (рис. 4).



Рисунок 3 Крестообразные коронки для ударно-скалывающего бурения шпуров



Рисунок 4 Одно-, двух- и трехшарошечное долото для бурения скважин

Шарошки оказывают дробяще-скалывающее воздействие на породу и их применяют для бурения скважин в породах любой абразивности и твердости.

Для проходческих комбайнов нашли применение дисковые шарошки (рис. 5) диаметром 300...500 мм и более. Обращает на себя внимание притупленная форма дисков, которая обусловлена стремлением повысить их устойчивость крутильным усилиям при движении по круговым траекториям на поверхности породного забоя.

Шарошка многократно ускорила бурение нефтяных и газовых скважин, позволила насытить промышленность XX века углеводородным сырьём, что скачком ускорило технический прогресс, дало мощный импульс развитию двигателей внутреннего сгорания и всех видов транспорта, легло в основу стратегии и тактики мировой геополитики в борьбе за энергетические ресурсы.

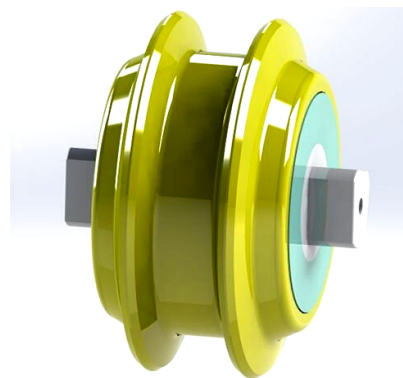


Рисунок 5 Двухдисковая шарошка для исполнительного органа проходческого комбайна

Однако необходимо отметить и явные недостатки такого способа бурения. В первую очередь следует отметить высокую стоимость и сложную конструкцию шарошки, что снижает надежность ее работы. С целью повышения прочности контактную режущую кромку шарошки выполняют из высокопрочного сплава и придают затупленную форму. Поэтому под такой кромкой разрушение породы проходит в режиме ее раздавливания и истирания, что требует чрезмерных напорных усилий на забой, энергозатратно и ведет к быстрому износу.

Анализ особенностей работы с учетом механизма взаимодействия с горными породами позволяет сформулировать основные общие требования к ПРИ:

1) стойкость и прочность при действии статических и динамических усилий сжатия, раскола и сдвига;

2) максимальная глубина внедрения в породу при минимальной нагрузке на лезвие;

3) наиболее полная очистка забоя скважины от продуктов разрушения (бурового шлама);

4) высокая производительность бурения при минимальных затратах энергии и износе инструмента.

3 Обоснование оптимальных параметров породоразрушающего инструмента (ПРИ)

Рассмотрим работу различных ПРИ с общих позиций геомеханики. Основным процессом при бурении является механическое деформирование и разрушение пород в забое скважины под режущей кромкой инструмента. При этом процессы деформирования и разрушения породы под действием ПРИ весьма сложны и разнообразны: скол, резание, смятие, раздавливание, истирание и усталостный износ, которые могут комбинироваться в различных сочетаниях в зависимости от конструкции и режимов работы ПРИ. Эти сложные деформационные процессы возникают за счёт статического или динамического воздействия ПРИ на породы забоя. Знакопеременное деформирование и разрушение

породы вызывают в инструменте сложные сочетания сжимающих, изгибающих и сдвигающих усилий, создающие статические и динамические пространственные поля нормальных и касательных напряжений. Наиболее нагруженным оказывается лезвие инструмента, разрушающее породу, — самая ответственная часть бурового оборудования, во многом предопределяющая эффективность его работы.

Общеизвестно, что ПРИ разделяется по характеру геомеханического воздействия на породу на следующие типы:

– ударно-дробящего действия (двух- и трехшарошечные буровые долота), разрушение породы происходит за счет перекалывания зубьев шарошек по забою с нанесением ударов;

– дробяще-скалывающего действия (дисковые буровые долота), разрушающие породу дроблением и скалыванием за счет ударного и скалывающего воздействия зубьев на забой;

– режуще-истирающе-скалывающего действия (инструмент, армированный синтетическими и сверхтвёрдыми материалами), а также за счет срезания тонкого слоя породы при внедрении в нее резцов;

– комбинированного действия — за счет совмещения в одном долоте режущих кромок разного действия.

Такого рода классификации, правильные по существу, тем не менее обладают многими недостатками, поскольку опираются лишь на описательно-качественные характеристики взаимодействия ПРИ с породой, не раскрывая и не оценивая базовые количественные параметры разрушения. Поэтому задача разработки научно обоснованной классификации силового взаимодействия ПРИ с породой ждет своего решения.

Оказывается, что разные способы бурения (ударное, режущее, дробящее, скалывающее и их различные комбинации) существенно различаются одним из важнейших критериев работы ПРИ: соотношением напорных N (нормальных к породной

поверхности) и сдвигающих T (касательных к забою) усилий, приложенных к режущей кромке ПРИ в процессе его взаимодействия с породным забоем.

До сих пор этому важнейшему соотношению N и T уделялось недостаточное внимание (рис. 6).

Сдвигающие усилия T на лезвии резца, движущегося со скоростью v , складываются из сил сопротивления разрушению S и сил трения F :

$$T = S + F. \quad (1)$$

Сдвигающие усилия T возникают при перемещении резца со скоростью v по касательной к поверхности породного забоя скважины. Чаще всего это происходит в результате вращения БПРИ в забое, т. е. в подавляющем большинстве существующих способов разрушения породы.

В свою очередь, силы трения прямо пропорциональны нормальной силе N прижатия резца к породе:

$$F = f \cdot N, \quad (2)$$

где f — коэффициент трения стали по породе, который зависит от условий контакта на фронте разрушения (заточки инструмента, температуры, наличия поверхностно-активных веществ и т. д.).

Опережающая резец трещина раскола появляется только при острой кромке лезвия, в противном случае при затуплении резца откол породы затруднен, а расход энергии резко увеличивается [7].

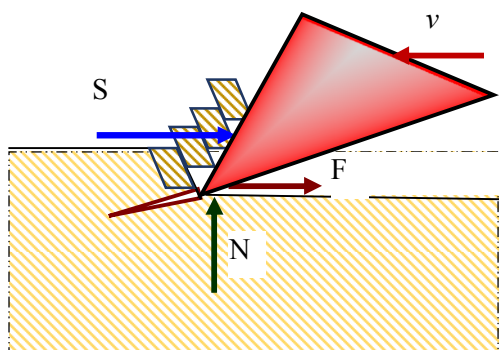


Рисунок 6 Схема работы резца и действующих на него сил [12]

Поэтому при разработке ПРИ необходимо обратить самое пристальное внимание на базовый принцип, состоящий в устранении причин появления сил трения или их минимизации.

На рисунке 7 показан результат действия заостренного ударного клина на породу с образованием магистральной трещины раскола под режущей кромкой ПРИ и призмами выкола.

Как правило, существующие механические способы разрушения породы (за исключением ударно-поворотного и шарошечного), основаны на перемещении ПРИ по касательной траектории к забою. И даже наиболее прогрессивный способ шарошечного бурения сопровождается крутильно-изгибными усилиями, действующими на диск или зубья шарошки при ее движении по круговой траектории.

Исходя из выполненного анализа работы существующих конструкций ПРИ, можно сделать ряд важных выводов:

– существующие конструкции ПРИ основаны на использовании касательных усилий при непрерывном, зачастую нерегулируемом действии напорных усилий на забой, что приводит к быстрому затуплению и износу режущих кромок, переизмельчению породы и повышает энергозатраты на ее разрушение;

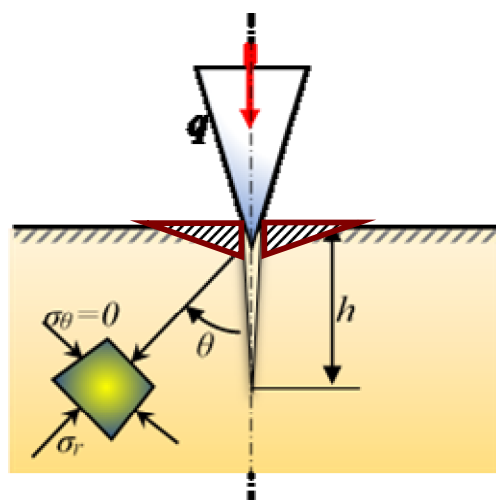


Рисунок 7 Трещины раскола и пинч-эффект под клиновым ПРИ

– касательные (сдвиговые) усилия при работе ПРИ играют сугубо негативную роль и крайне нежелательны из-за создания крутильно-изгибных усилий в теле ПРИ и особенно из-за создания сил трения на его режущем лезвии;

– силы трения рассеивают энергию в тепловой поток, который (из-за разницы в теплопроводности пары «металл — порода» десятки раз) направлен в тело ПРИ и разогревает режущую кромку до температуры плавления, способствует ее затуплению и быстрому износу, чем заметно снижает эффективность работы ПРИ;

– для исключения касательных (сдвиговых) усилий на контакте ПРИ с породой идеальным вариантом разрушения является ударное возвратно-поступательное движение острой кромки по нормали к поверхности породы и создание за счет пинч-эффекта трещин раскола [13].

Старинный ударно-поворотный способ бурения оказался единственным, где минимизированы касательные усилия, поскольку разрушение производится ударом долота по нормали к поверхности забоя, а поворот долота выполняют при поднятом его состоянии без контакта с породой. Таким образом, создают прерывистые условия контакта ПРИ с породой (дискретные напорные усилия) в отличие от всех существующих способов бурения.

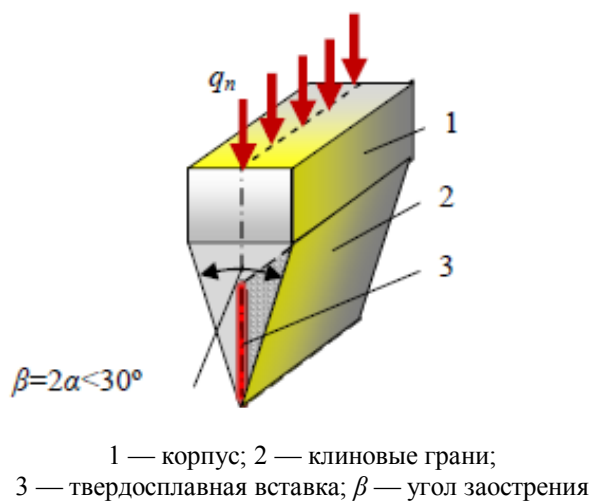
Однако ударно-поворотный способ бурения в существующем виде обладает низкой производительностью из-за малой частоты ударов, частых перерывов для уборки шлама и конструктивных недостатков долота. С другой стороны, вращательно-ударные способы бурения хотя и высокопроизводительны, но имеют низкую энергоэффективность и достигли пика возможностей своего совершенствования.

Возникла необходимость **создания нового типа ПРИ** путем устранения технического противоречия между ударно-поворотным и вращательными способами бурения. При этом в первую очередь следует определить с наиболее эффективным типом ПРИ.

Как следует из работ [11, 12], наиболее перспективным ПРИ можно считать инструмент в форме ударного клина с углом заточки до $40...45^\circ$, который должен обеспечивать прямой удар по породному забою с целью создания за счет пинч-эффекта магистральных продольных разрывных трещин. Если угол заточки (рис. 8) лезвия клина β будет более 45° (а на практике он достигает $100...110^\circ$), то условия для появления пинч-эффекта отсутствуют, разрушение породы происходит по механизму раздавливания и истирания, т. е. крайне энергозатратно [12].

Ударный клин с необходимой заточкой создает разрушение пород под режущей кромкой вдоль ее протяженной линии в условиях почти плоско-деформированного напряженного состояния. Это значительно (в 2–3 и более раз) эффективнее по сравнению с разрушением в условиях объемного напряженного состояния, которое создается при точечном (пикой, зубом шарошки или долота и т. п.) воздействии на породу.

После того, как выбор оптимального ПРИ произведен, возникает задача его конструктивного воплощения на исполнительном органе буро-проходческого агрегата.



1 — корпус; 2 — клиновые грани;

3 — твердосплавная вставка; β — угол заострения

Рисунок 8 Новая конструкция клинового ПРИ [11]

4 Оптимальное размещение клинового ПРИ на забойной поверхности ИО

Исходя из выполненного анализа работы ПРИ, сформулируем **требования к исполнительному органу БПМиА** для его эффективной работы (табл. 1).

Реализацию ИО с размещением ПРИ, соответствующим этим требованиям, нельзя отнести к заурядным проблемам, подтверждением чему является факт отсутствия до сих пор ИО подобного типа в известных буро-проходческих машинах и агрегатах.

Одним из основных недостатков существующих ИО является неравномерность (зональность) разрушения по площади породного забоя. Неравномерность разрушения приводит к тому, что:

- возрастают в 1,5...2 раза непроизводительные затраты энергии на переизмельчение породного шлама в забое;
- происходят неравномерные затупление и износ лезвия инструмента, быстро прогрессирующий на его концах, что резко (в разы) снижает производительность бурения;
- увеличиваются затраты времени на замену затупленных коронок и повышенный расход дефицитных материалов.

Для устранения этой причины необходимо обеспечить равномерность работы каждого участка лезвия коронки. Теоретически это условие можно выполнить, если произвольный участок лезвия коронки будет разрушать один и тот же объем породы при движении по забою.

Основная идея оптимизации ПРИ с целью достижения равномерности разрушения породы ударными клиньями заключается в том, чтобы на каждый элементарный участок лезвия коронки приходилась одна и та же разрушаемая («заметаемая») площадь.

Добиться полного соответствия этим требованиям, как показано в работе [11], можно путем размещения клинового ПРИ на исполнительном органе в виде спиралей Архимеда. В полярной системе координат уравнение спирали Архимеда полностью

соответствует уравнению луча, выходящего из начала декартовой системы координат:

$$\varphi = a \cdot \rho, \quad (3)$$

где φ , ρ — полярный угол и полярный радиус;

a — численный параметр, отвечающий за степень кривизны спирали.

Таблица 1
Базовые конструктивно-технологические требования к ИО БПМиА

Условие	Достижимый эффект
1) выполнить ПРИ в виде ударных клиньев с углом заострения не более 40...50°	наиболее эффективный раскол породы за счет пинч-эффекта с последующим ее выколом
2) исполнительный орган должен быть плоским, перпендикулярным оси выработки	формирует плоский породный забой, сводит к минимуму тангенциальные усилия, облегчает удаление бурового шлама
3) создать ударное воздействие клинового ПРИ перпендикулярно породам забоя, а поворот ПРИ — лишь при подъеме ИО	устранение сдвигающих нагрузок на клинья, полное использование пинч-эффекта для раскола пород
4) ударные клинья выполнять в виде плоских кривых и с ударным воздействием по нормали к забою	минимизация касательных (сдвиговых) усилий, действующих на ПРИ, повышение устойчивости клиньев и глубины раскола породы
5) режущие кромки ударных клиньев выполнить в виде протяженных линий, а соседние клинья располагать параллельно	интенсификация разрушения за счет перехода от трехосного к квазидвухосному НДС пород между кромками
6) расстояние между параллельными ударными клиньями должно быть соразмерным ширине выкола породы после единичного удара	повышение эффективности разрушения за счет взаимодействия смежных клиньев и формирования лунок выкола увеличенного объема

Ударная кромка буровой коронки должна соответствовать уравнению (3), что гарантирует равномерное истирание и износ по всей её длине. Как показано в [11], спираль Архимеда обладает особым свойством — каждый её элементарный участок длиной dl на любом расстоянии от центра «заметает» одинаковую площадь ограничивающего её кольца при вращении спирали вокруг центра $\rho = 0$.

Отношение площади кольца произвольной ширины к длине дуги вписанной в него спирали есть величина инвариантная и не зависит от радиуса расположения кольца [11].

Возможны различные варианты выполнения ударных клиновых кромок (рис. 9) за счет вариации кривизны спиралей и числа их лучей в проекции на породный забой.

Коронки должны создавать необходимый минимум удельного давления на породу, способствовать удалению бурового шлама, продольной устойчивости и др. В частности, следует всегда стремиться к выполнению ПРИ с максимально возможной суммарной длиной лезвия, что пропорционально снижает её износ и увеличивает срок службы. Однако это требует увеличения в такой же степени общей энергии удара и всех связанных с ним силовых параметров бурового оборудования.

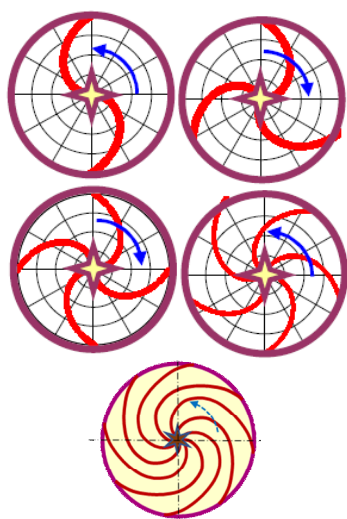


Рисунок 9 Многолучевые ударные кромки буровых коронок ($n = 2, 3, 4, 5 \dots$) по спиралям Архимеда

Рассматривая особенности работы клинового ПРИ, имеющего форму спирали Архимеда, следует отметить, что он может использоваться при всех возможных режимах воздействия на породный забой — от ударно-вращательного до вращательно-ударного.

Наиболее эффективным режимом, как было показано ранее, является ударно-поворотный, когда после прямого удара лезвиями по породному забою следует подъем коронки, совмещенный с поворотом вокруг ее оси на некоторый угол. При этом направленность ее, по сути, дискретного вращения всегда следует выбирать в сторону выпуклости лучей спирали. Тем самым достигается качественная очистка породного забоя за счет отброса бурового шлама к периферии скважины и выноса его из забоя промывочной жидкостью (буровым раствором).

Кроме того, при движении бурового раствора от центра забоя к стенкам скважины благодаря спиральной форме клиновой кромки происходит естественное «закручивание» потока, он приобретает вращение, чем облегчаются очистка забоя и вынос бурового шлама.

Таким образом, предложенная конструкция ИО с режущей кромкой в виде спирали Архимеда отвечает всем сформулированным выше требованиям (табл. 1), что дает ему неоспоримые преимущества перед известными конструкциями ИО, а именно:

- сведены к минимуму касательные усилия на ударных клиньях, что заметно повышает их стойкость и снижает износ;
- на забое формируются параллельные линии выкола, что упрощает разрушение породного забоя;
- ударные клинья расположены по спирали Архимеда, создавая равномерно распределенную по площади забоя зону поражения;
- обеспечена полная очистка забоя от бурового шлама путем подвода струи промывочного раствора перед каждой кромкой;
- промывочный раствор, попадая между кромок спирали Архимеда, которая выполняет функцию завихрителя, получает вращательный импульс, что облегчает промывку;

– широкий диапазон выбора параметров размещения режущей кромки путем изменения числа лучей и кривизны спирали Архимеда.

На рисунке 10 показан вариант новой буровой коронки, в конструкции которой реализованы сформулированные выше основные требования к ИО. Нарушение одного из требований выразилось в ее конструктивном недостатке — криволинейная, а не плоская, как необходимо, форма обращенного к забою ИО, поскольку на момент разработки принцип минимизации касательных усилий на кромке ПРИ не был четко осознан и сформулирован. Теперь этот недостаток можно легко исправить, выполнив площадь, на которой размещены режущие кромки, плоской. К тому же переход к плоской форме режущих кромок заметно упростит и удешевит изготовление ИО.

Несмотря на неоспоримые преимущества нового типа ПРИ и ИО буропроходческих машин и агрегатов, нельзя не упомянуть и ряд их недостатков.

В первую очередь следует указать на повышенную сложность такого ПРИ, обусловленную высокими требованиями к исходным материалам и точности изготовления, что ведет к увеличению стоимости. Кроме того, область применения нового ПРИ ограничена скважинами небольшого диаметра (до 100 мм), поскольку трудности с изготовлением ИО и его обслуживанием значительно возрастают.

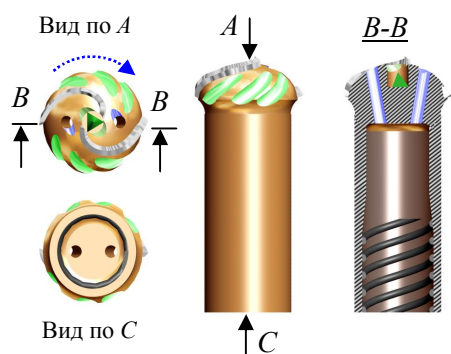


Рисунок 10 Вариант буровой коронки с дуолучевой режущей кромкой по спиралям Архимеда

Поэтому для скважин и горных выработок большого диаметра (до 10 и более метров) был разработан в соответствии с требованиями (табл. 1) новый тип ИО, полностью им отвечающий.

Главной конструктивной особенностью нового ИО следует считать секторальное зонирование на его плоскости одинаково ориентированных в каждом секторе прямолинейных ударных клиньев. С этой целью всю площадь ИО делим на равные сектора и размещаем на них ударные клинья, ориентированные параллельно оси симметрии каждого сектора (рис. 11).

Число таких обособленных секторов на плоской круглой поверхности ИО может быть разным: от трех до шести и более. Между секторами целесообразно оставить радиальные зазоры, которые следует использовать как магистральные каналы движения промывочной жидкости для удаления бурового шлама от центра забоя к его периферии (показаны стрелками).

Таким образом, конструкция ИО одновременно должна отвечать задачам не только разрушения породного забоя, но и наиболее эффективного удаления бурового шлама из зоны действия ударных клиньев. Для этого (рис. 11) следует промывочную жидкость (буровой раствор) направить от центра забоя к его периферии по магистральным каналам между секторами, а далее — к расположенным под углом к каналам продольным зазорам между ударными клиньями. Чем дальше расположены наклонные к магистральным каналам зазоры, тем они короче и ближе к периферии забоя, что делает примерно одинаково эффективной промывку всей площади забоя.

Между плоской поверхностью ИО и забоем всегда присутствует слой промывочной жидкости. При ударе ИО по забою под действием главных гидроцилиндров происходит выдавливание промывочной жидкости к периферии по магистральным каналам и зазорам между клиньями.

Число секторов на ИО следует выбирать с учетом обеспечения промывки за-

боя. Оптимальным можно считать 4 сектора со взаимно попарно перпендикулярным расположением ударных клиньев (рис. 11). При числе секторов больше четырех увеличивается число магистральных каналов и ухудшаются условия равномерности поражения породного забоя. При уменьшении числа секторов меньше четырех угол примыкания магистральных каналов к ударным клиньям становится больше 45° , что затрудняет промывку забоя (рис. 12).

Ударно-поворотный режим работы нового ИО предполагает чередование с частотой 1–2 Гц ударов по забою и подъемов ИО, во время которого происходит его поворот вокруг оси скважины на угол $5...15^\circ$.

Чтобы проследить за степенью поражения породного забоя ударными клиньями, на рисунке 13 показаны следы после ударов, которые чередуются с поворотами ИО на 15° . Наложение следов от последовательных ударов клиньями (0, 15, 30, 45, 60 и 75°) свидетельствует о возникновении подобия муаровых полос на забое с возрастающей плотностью и хорошей равномерностью. Если угол каждого поворота ИО будет меньше (например, 5°), то равномерность разрушения забоя возрастет еще больше.

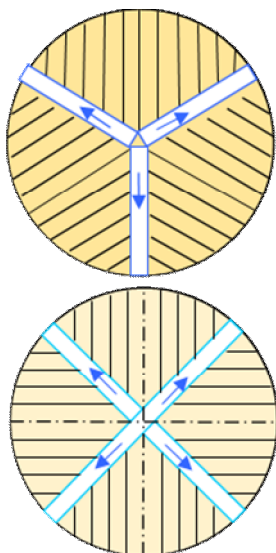


Рисунок 11 Исполнительный орган с секторально-ориентированными ударными клиньями и разбивкой площади на 3 (вверху) и 4 (внизу) сектора

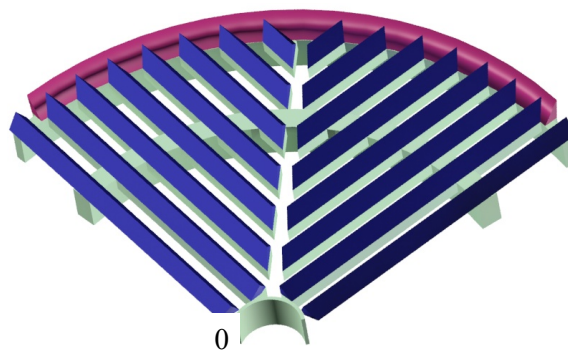


Рисунок 12 Компьютерное моделирование ударных клиньев на исполнительном органе БПМиА

К числу недостатков предложенной конструкции ИО следует отнести неминуемо возникающую неравномерность износа ударных клиньев: больше на периферии забоя и меньше по его центру. Чтобы устранить этот недостаток, следует отказаться от прямолинейной конструкции ударных клиньев и расположить их по спирали Архимеда (рис. 10).

Несмотря на относительно небольшие размеры ударных клиньев, размещенных на исполнительном органе (высота 15...20 мм), при частоте ударов $n = 1...2$ Гц и разрушении забоя на $h = 1-5$ мм за цикл можно достигнуть технической скорости проходки

$$V = 3600 \cdot n \cdot h / 1000 = 3,6...18 \text{ м/ч}.$$

Такой широкий диапазон изменения скорости проходки обусловлен почти обратно пропорциональной ее зависимостью от крепости пород, что показано в работе [12]. Изложенные технические решения по технологически-конструктивным показателям ИО позволяют эффективно использовать его для проходки скважин и круглых выработок не только в крепких, но и в слабых породах. Реализация предложенного типа ИО окажет положительное влияние на технико-экономические показатели буро-проходческой техники и переход ее на новый технический уровень.

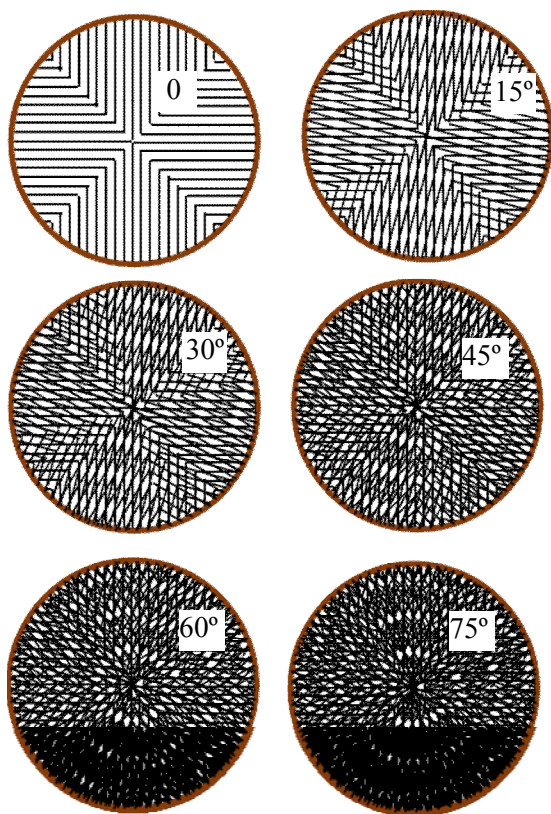


Рисунок 13 Изменение положения ударных клиньев при повороте ИО на 15° и результирующий вид зоны поражения пород в забое

Выводы

Выполненные исследования позволили обосновать следующие результаты:

1. На основании краткого аналитического обзора развития породоразрушающего инструмента (ПРИ) для буро-проходческих машин и агрегатов (БРМиА) выявлены основные прогрессивные тенденции его совершенствования.

2. Проведен анализ особенностей работы ПРИ с учетом его взаимодействия с горными породами и сформулированы ос-

новные конструкторско-технологические требования к нему (табл. 1).

3. Обоснованы оптимальные параметры ПРИ с позиций геомеханики его взаимодействия с породами забоя, в основу которых положен принцип предельного устранения или минимизации причин появления сил трения на режущей кромке ПРИ.

4. Доказана необходимость создания нового типа ПРИ в форме ударного клина с углом заточки до 40...45°, который должен обеспечивать прямой удар по породному забою с целью создания за счет пинч-эффекта магистральных продольных разрывных трещин.

5. С позиций геомеханики взаимодействия ИО с породами выявлены основные недостатки существующих ИО. Впервые разработаны базовые конструктивно-технологические требования к новому типу ИО, главными из которых являются использование пинч-эффекта и плоская форма ИО с заостренными режущими кромками ударных клиньев в виде спиралей Архимеда.

6. Предложена новая конструкция ИО с зонно-секторным и спиральным размещением ударных клиньев на плоской рабочей поверхности ИО для проходки скважин и выработок большого диаметра.

7. Предварительные технические оценки показывают перспективность перехода при проектировании и использовании рассмотренных типов ИО для буро-проходческих агрегатов и машин (табл. 1). Задачей будущего является разработка нового типа проходческих агрегатов ударно-поворотного действия, что будет отражено в последующих публикациях.

Библиографический список

1. Wang, H. Technologies in deep and ultra-deep well drilling: Present status, challenges and future trend in the 13th Five-Year Plan period (2016–2020) [Text] / Haige Wang, Yunhua Ge, Lin Shi // *Natural Gas Industry B*, September 2017. — Volume 4, Issue 5. — P. 319–326.
2. Cao, B. More attention recommended for global deep reservoirs [Text] / B. Cao, G. Bai, Y. Wang // *Oil&Gas*, 2 Sept., 2013. — P. 78–85.

3. Langdon, Sh. Deepwater Drilling Challenges Demonstrate Learning Curve with New Connection Technology / Sheldon Langdon, John Connor, R. Brett Chandler, Michael J. Jellison // IADC/SPE Drilling Conference and Exhibition. — 2010. — Vol. 2. — P. 647–665.
4. Kelessidis, V. C. Challenges for very deep oil and gas drilling — will there ever be a depth limit? [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <https://www.researchgate.net/publication/237762790> (29.01 2020).
5. Волож, Ю. А. Труднодоступные ресурсы нефти и газа — месторождения больших глубин [Текст] / Ю. А. Волож, Б. М. Куандыков // Георесурсы, геоэнергетика, геополитика. — 2014. — № 2 (10). — С. 9.
6. Ильский, А. Л. Буровые машины, механизмы и сооружения [Текст] / А. Л. Ильский, В. М. Касьянов, В. Г. Порошин // Справочно-информационное издание. — М. : Недра, 2002. — 520 с.
7. Малевич, Н. А. Горнопроходческие машины и комплексы [Текст] / Н. А. Малевич. — М. : Недра, 1980. — 384 с.
8. Медведев, И. Ф. Режимы бурения и выбор буровых машин [Текст] / И. Ф. Медведев. — М. : Недра, 1986. — 223 с.
9. Абубакиров, В. Ф. Буровое оборудование : справочник в 2-х т. Т. 2. Буровой инструмент / В. Ф. Абубакиров, Ю. Г. Буримов, А. Н. Гноевых [Текст]. — М. : Недра, 2003. — 494 с.
10. Волик, Д. А. Буровые породоразрушающие инструменты [Текст] : учеб. пособ. для вузов / Д. А. Волик. — М. : РГУ нефти и газа им. И. М. Губкина, 2014. — 94 с. : ил.
11. Литвинский, Г. Г. Оптимизация параметров бурового инструмента. Спираль Архимеда [Текст] / Г. Г. Литвинский // Сб. науч. трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2018. — Вып. 11 (54). — С. 5–21.
12. Литвинский, Г. Г. Основы теории резания и разрушения горных пород [Текст] / Г. Г. Литвинский // Сб. науч. трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2017. — Вып. 8 (51). — С. 5–15.
13. Литвинский, Г. Г. Пинч-эффект при разрушении породы клиновым горным инструментом [Текст] / Г. Г. Литвинский // Сб. науч. трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2018. — Вып. 9 (52). — С. 5–20.

© Литвинский Г. Г.

**Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. СЗПСиГ ДонНТУ Борщевским С. В.,
д.т.н., проф., зав. каф. ГЭМиО ДонГТИ Корнеевым С. В.**

Статья поступила в редакцию 20.08.2021.

Doctor of Technical Sciences, Professor Litvinsky G. G. (DonSTI, Alchevsk, LPR)

SELECTION AND JUSTIFICATION OF PARAMETERS OF THE OPERATING MEMBER OF DRILLING MACHINES AND AGGREGATES

A brief analytical review of the development of rock-breaking tool (RBT) for drilling machines and aggregates (DMA) is carried out. From positions of geomechanics interaction of the operating member (OM) with rocks, their main disadvantages are revealed. The main progressive tendencies of its improvement are shown. Based on the analysis of geomechanics interaction of RBT with rocks, the main design and technological requirements for it are formulated. The principle of minimizing the friction forces on the cutting edge of RBT is proposed and its optimal parameters are justified in the form of an impact stake with a grinding angle of up to 40...45° to create a pinch-effect in the form of main ruptural cracks. A new design of the OM with impact stakes allocation on the OM flat surface by a zone-sector or the Archimedes spiral pattern is proposed. The technical and economic feasibility of the proposed developments is shown.

Key words: drilling, sinking, well, mining, rock-breaking tool, impact stake, operating member, analytical review, geomechanics interaction, principle of minimizing, optimal parameters, pinch-effect, Archimedes spiral.

УДК 622.281.74

д.т.н. Новиков А. О.,
к.т.н. Шестопалов И. Н.,
Дрипан П. С.

(ДонНТУ, г. Донецк, ДНР, dripanps@mail.ru)

РЕЗУЛЬТАТЫ ШАХТНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ СПОСОБА УСТАНОВКИ АНКЕРА В НАПРАВЛЯЮЩИЙ ШПУР ПОД ДЕЙСТВИЕМ ДИНАМИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ

Экспериментально подтверждена ранее теоретически обоснованная возможность установки анкера в направляющий шпур с помощью динамической нагрузки. Впервые методом прямых испытаний установлены эмпирические зависимости времени установки анкера и усилия его извлечения из шпура, учитывающие соотношения диаметров анкера и направляющего шпура, механические характеристики горной породы и глубину установки анкера. Это позволило обосновать расчетные параметры предлагаемого способа установки анкеров.

Ключевые слова: породный массив, анкер, шпур, нагрузка для извлечения, способ установки, время установки анкера.

Как показывают статистические данные о травматизме [1] в угольной отрасли (рис. 1), 31,4 % несчастных случаев происходят от обрушений горных пород в забойной части протяженных выработок при ведении подготовительных работ из-за несвоевременной установки или отсутствия временного крепления. Одним из перспективных направлений решения этой проблемы на угольных шахтах является установка анкерной крепи сразу после выемки породы в забое. Технологичность и высокий уровень механизации ее возведения позволяют повысить в 2–3 раза темпы ведения работ, обеспечить высокий уровень безопасности производства. В условиях шахт Донбасса наибольшее распространение получили сталеполимерные анкера, технология установки которых и параметры крепи определяются в соответствии с действующими нормативными документами [2–4]. Однако до 50 % затрат на установку таких анкеров приходится на стоимость ампул с полимерной смолой, с помощью которой они закрепляются в шпурах. В этой связи исследования, направленные на разработку технологий возведения и конструкций анкеров, устанавливаемых безраспорным (бесклеевым) способом, что позволит снизить затраты на кре-

пление выработок, являются перспективными и актуальными.

В настоящее время в мировой практике строительства и поддержания горных выработок применяется большое количество безраспорных конструкций анкеров [5], которые, впрочем, не получили широкого применения. Среди основных причин такого положения следует выделить необходимость изготовления анкеров из высокопрочных упругих сталей, а также потребность в дорогом дополнительном оборудовании для их установки. Так, предложенный в США способ установки анкеров путем их силового вдавливания в породный массив с помощью гидравлической установки не нашел промышленного использования по тем же причинам, а также из-за невозможности обеспечить необходимое пространственное расположение устанавливаемого анкера [6].

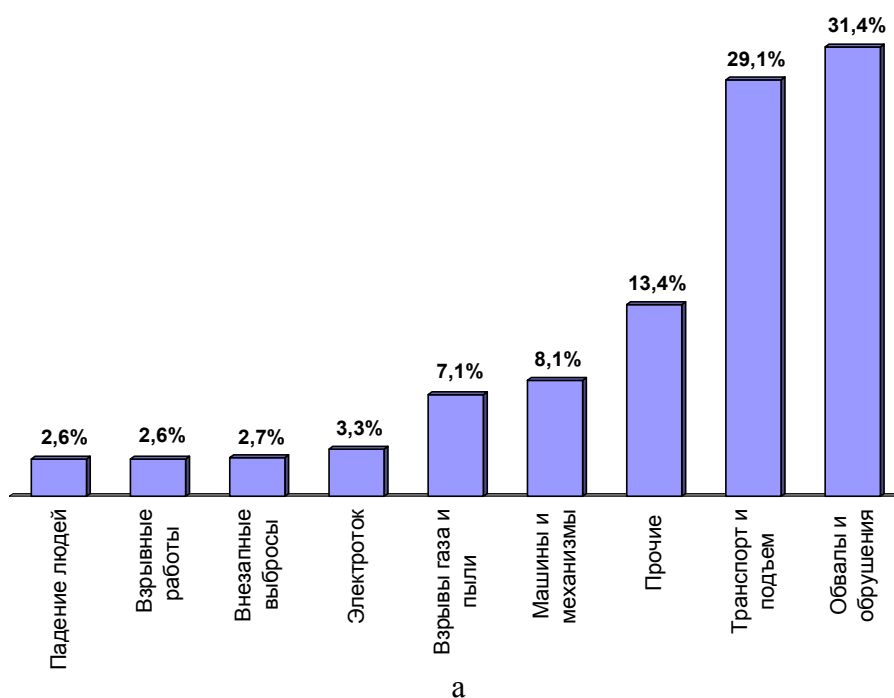
В ДонНТУ был предложен и запатентован способ закрепления породного массива стальным анкером с диаметром большим, чем диаметр направляющего шпура [7]. Теоретически в работах [8, 9] для различных горно-геологических и горнотехнических условий были обоснованы оптимальные соотношения диаметров анкера и шпура, при которых для установки потребуется

минимальная нагрузка, а возникающие при этом напряжения в породах и анкере не превысят предельных значений. В этой связи проведение шахтных исследований, позволяющих проверить адекватность выполненных ранее теоретических исследований по определению параметров способа установки анкеров и установить нагрузки, необходимые для их извлечения, является актуальной научной задачей.

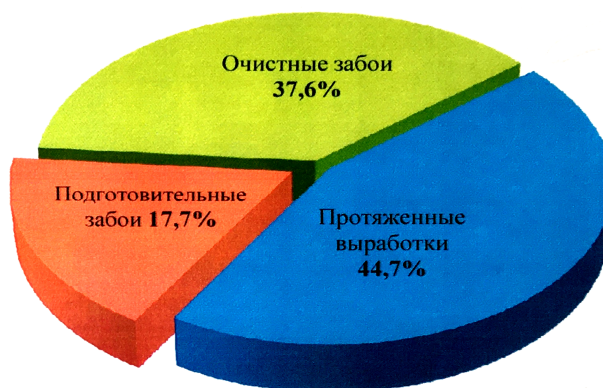
Цель работы — экспериментально подтвердить теоретически установленные закономерности процесса установки в породный массив анкера большего диаметра,

чем диаметр направляющего шпура, под действием динамической нагрузки, а также установить величину усилия закрепления анкеров в шпурах.

Идея работы заключается в использовании шахтных экспериментальных исследований для подтверждения теоретически установленных закономерностей изменения напряженно-деформированного состояния в системе «анкер — массив», а также установления нагрузок, необходимых для извлечения анкеров для обоснования технических параметров способа их установки.



а



б

Рисунок 1 Причины (а) и локализация (б) производственного травматизма на угольных шахтах

Объект исследования — геометрические параметры и механические характеристики анкера и породного массива.

Предмет исследования — закономерности взаимодействия стального анкера и породного массива при его установке в породу бесклеевым способом в направляющий шпур с диаметром меньшим, чем диаметр анкера, под действием динамической нагрузки.

Исходя из вышеизложенного, **задачами исследований** являются:

- проведение шахтного эксперимента по установке стальных анкеров в горный массив под действием динамической нагрузки;
- подтверждение опытным путем технической возможности реализации способа установки анкера в направляющий шпур меньшего диаметра, чем диаметр анкера;
- определение времени установки анкера и усилия для его извлечения из шпура в зависимости от соотношения диаметров анкера и направляющего шпура, механических характеристик горной породы и глубины установки анкера, что позволит обосновать основные параметры предлагаемого способа.

Натурные испытания проводились в условиях северного откаточного ходка второй северной лавы (рис. 2) учебной шахты техникума им. Е. Т. Абакумова (г. Донецк). Выработка расположена на глубине 20 м в коренных породах и закреплена трехзвенной податливой арочной крепью типа КМП-А3 из СВП22. Шаг установки рам крепи — 1,0 м. Размеры выработки в свету: ширина — 2,8 м, высота — 2,3 м (рис. 3).

Выработка проведена по следующим породам: верхний слой — сланец песчаный мощностью 1,0 м, крепостью по шкале проф. М. М. Протодяконова $f=4$; нижний слой — песчаник мощностью 1,3 м и крепостью $f=5$. В почве выработки залегает сланец глинистый мощностью 1,2 м, крепостью $f=3$. Угол залегания пород — 10° .

Для проведения испытаний использовались гладкостенные сплошные анкера круглого поперечного сечения длиной 0,5–1,5 м и диаметром 0,033–0,036 м.

Шпуры длиной 0,7–1,8 м бурились по забою и в почву выработки электрическим перфоратором типа DWT-HAMMER ВН-1500 (рис. 4, а).

Перед началом бурения шпуров с помощью шаблона осуществлялась их разметка. С целью снижения отклонений стенок шпуров от проектного положения (постоянный диаметр по длине шпура) бурение осуществлялось в два этапа. Сначала бурение осуществлялось с помощью штанги с коронкой диаметром 0,02 м. Далее шпур расширялся до диаметра 0,03 м. Для обеспечения соосности продольной оси шпура и анкера при установке устье шпура на глубину 0,07–0,10 м расширялось до диаметра устанавливаемого анкера.

Соотношение диаметров анкера и шпура составляло $k_o = d_a / d_{ш} = 1,1–1,2$.

Закрепление анкеров в породе осуществлялось с помощью отбойного молотка типа SturmRH-2519 (рис. 4, б) со следующими характеристиками: частота ударов — 1300 ударов/мин, энергия удара — 45 Дж. Масса насадки — 3,36 кг. В ходе установки выполнялся хронометраж секундомером.

С целью повышения достоверности результатов по извлечению анкеров из пород использовались следующие методики и приборы:

- гидравлический пресс-насос ГПНВ-5 (метод прямых испытаний) (рис. 5, а);
- ручная лебедка ТП-1 (рис. 5, б) и механический динамометр (метод прямых испытаний);
- упорный рычаг и высоконапорное гидравлическое оборудование фирмы Holmatro (рис. 5, в): гидравлический домкрат HJ20G-5 с маслонасосом FTW1800BE и манометром и ОБМГ 81-160 (косвенный метод испытаний);
- устройство для извлечения анкеров (рис. 5, г), состоящее из тянущего гидrocилиндра, маслонасоса FTW1800BE и манометра ОБМГ 81-160 (метод прямых испытаний).

Все оборудование перед началом испытаний прошло поверку.

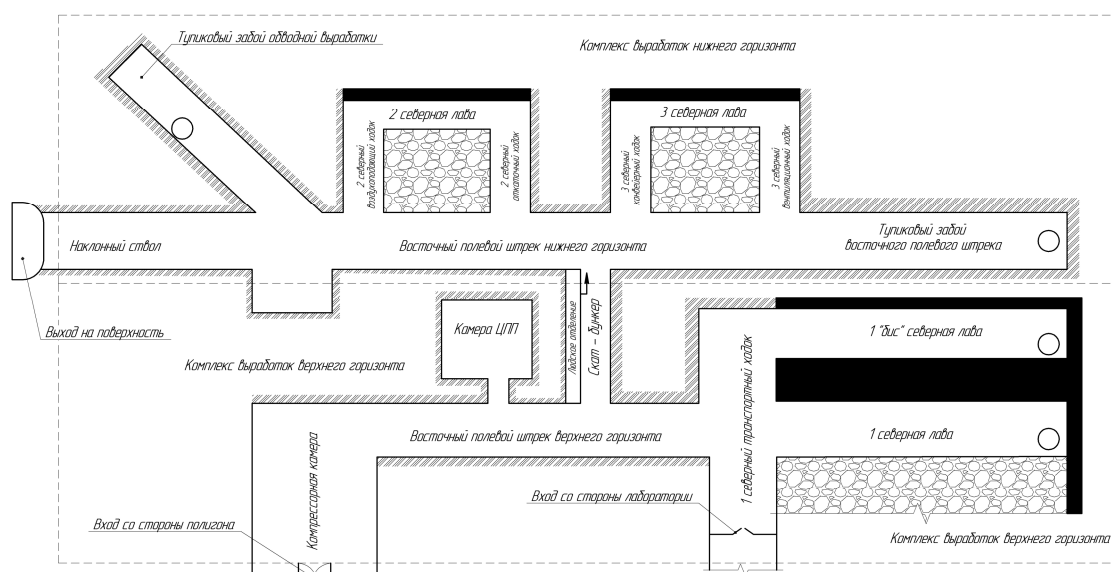


Рисунок 2 Схема выработок учебной шахты



Рисунок 3 Общий вид забоя выработки на экспериментальном участке



а



б

Рисунок 4 Внешний вид перфоратора DWT-HAMMER BH-1500 (а) и отбойного молотка SturmRH-2519 (б)



а



б



в



г

Рисунок 5 Извлечение анкера из почвы с помощью: гидравлического пресс-насоса ГПНВ-5 (а); ручной лебедки ТП-1 и механического динамометра (б); упорного рычага и гидравлического домкрата (в); тянущего гидроцилиндра, маслонасоса и манометра (г)

При выполнении экспериментов значения трех искомых переменных изменялись в пределах:

– отношение диаметров анкера (d_a) и шпура ($d_{ш}$) $k_0 = d_a/d_{ш} : 1,1; 1,15; 1,2$;

– механические характеристики горных пород определялись в лабораторных условиях на образцах цилиндрической формы, полученных выбуриванием керна. Соотношение высоты образцов к диаметру — не менее двух. Первоначально определяли прочность пород на одноосное сжатие (вдоль слоистости пород). Затем для определения модуля упругости проводились испытания в режиме многократного нагружения на сжатие и разгрузку. По графикам деформирования образцов породы, через соотношения приращений напряжений и деформаций определяли модуль упругости.

Модули упругости и прочности на одноосное сжатие песчаника, песчаного сланца и глинистого сланца соответственно $E_n = 3,6 \cdot 10^4; 1,9 \cdot 10^4; 1,1 \cdot 10^4$ МПа; $\sigma_{сж} = 53; 39; 28$ МПа.

– механические характеристики материала анкера: модуль упругости $E_a = 20 \cdot 10^4$ МПа;

– длина анкеров $l = 0,5; 1,0$ и $1,5$ м.

С целью сокращения количества экспериментов использовалась методика их планирования [10]. Для получения регрессионных зависимостей экспериментальные значения несущей способности анкера и времени их установки от безразмерных факторов обрабатывались с помощью программы Statistica.

Основные результаты исследований представлены в таблице 1.

Таблица 1

Значения несущей способности анкеров и времени их установки

$N_s, \text{кН}$	$k_o = d_a / d_{ш}$	E_n / E_a	l_a / d_a	$T_{уст}, \text{с}$
59,8	1,1	0,178	15,15	107
69,4	1,15	0,095	29,41	71
53,4	1,2	0,054	41,67	67
58,9	1,15	0,095	14,71	45
63,4	1,1	0,178	30,30	159
83,7	1,15	0,095	44,12	104
59,0	1,2	0,054	13,89	24
53,4	1,2	0,054	27,78	46
71,0	1,1	0,178	45,45	215

Примечания: N_s — несущая способность анкера, кН; k_o — отношение диаметра анкера к диаметру шпура, ед.; E_n — модуль упругости породы, МПа; E_a — модуль упругости материала анкера, МПа; l_a — длина анкера, м; d_a — диаметр анкера, м; $T_{уст}$ — время установки, с.

Тогда, зависимость для определения несущей способности анкера $N_s = f(k_o; E_n / E_a; l_a / d_a)$ имеет вид:

$$N_s = 920,6 - 706,9 \cdot k_o - 501 \cdot E_n / E_a + 0,36 \cdot l_a / d_a, \text{кН},$$

$$(R^2 = 0,69; F = 3,75),$$

где k_o — отношение диаметра анкера к диаметру шпура, ед.; E_n — модуль упругости породы, МПа; E_a — модуль упругости материала анкера, МПа; l_a — длина анкера, м; d_a — диаметр анкера, м; R^2 — коэффициент детерминации; F — критерий Фишера.

Зависимость для определения времени установки анкера в шпур:

$$T_{уст} = f(k_o; E_n / E_a; l_a / d_a),$$

$$T_{уст} = 1442,2 \cdot E_n / E_a + 705,4 \cdot k_o + 2,4 \cdot l_a / d_a - 946,2, \text{с},$$

$$(R^2 = 0,97; F = 50,1).$$

Область применения полученных зависимостей: диаметр шпура — 0,03 м; диа-

метр анкера — 0,033–0,036 м; длина анкера — 0,5–1,5 м; Модуль упругости пород — $(1,1–3,56) \cdot 10^4$ МПа; прочность пород на одноосное сжатие — 28–53 МПа.

Выводы:

1. Впервые при проведении натурных исследований в условиях северного откаточного хода второй северной лавы подземного учебного полигона техникума им. Е. Т. Абакумова (г. Донецк) подтверждена техническая возможность реализации способа закрепления породного массива стальным анкером с диаметром большим, чем диаметр направляющего шпура.

2. Впервые при проведении натурального эксперимента установлены эмпирические зависимости времени установки анкера и усилия его извлечения из шпура, учитывающие соотношения диаметров анкера и направляющего шпура, механические характеристики анкера и горной породы, а также глубину установки анкера.

3. Полученные результаты позволяют разработать методику определения параметров анкеров, устанавливаемых с помощью динамической нагрузки в направляющий шпур с диаметром меньшим, чем у анкера.

Библиографический список

1. Деревянский, В. Ю. Анализ смертельного травматизма на угольных шахтах по опасным производственным факторам и основные направления его профилактики [Текст] /

В. Ю. Деревянский, В. Е. Герасименко, В. Л. Овчаренко // *Современные проблемы охраны труда и аэрологии горных предприятий [Электронный ресурс] : сборник научных трудов ГВУЗ «ДонНТУ»*. — Донецк : ГВУЗ «ДонНТУ», 2015. — С. 3–8.

2. Булат, А. Ф. *Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт [Текст] / А. Ф. Булат, В. В. Виноградов*. — Днепропетровск : Вильно, 2010. — 372 с.

3. СОУ 10.1.05411357.010:2014. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерным креплением. Общие технические требования. — 84 с.

4. СТП (02070826) (26319481). Методика определения параметров анкерных породоармирующих систем для обеспечения устойчивости горных выработок [Текст] / Н. Н. Касьян [и др.]. — Донецк — Доброполье, 2010. — 27 с.

5. Широков, А. П. Теория и практика применения анкерной крепи [Текст] / А. П. Широков. — М. : Недра, 2012. — 381 с.

6. Харрелл, М. В. Новый гидравлический способ установки анкерных болтов [Текст] / М. В. Харрелл // *Mining Congress Journal*. — 1971. — № 6.

7. Пат. 55763 Україна, МПК E 21 D 20/00. Способ установки анкера / Н. Н. Касьян, А. О. Новиков, Ю. А. Петренко, П. С. Дрипан, И. Н. Шестопалов, С. Ю. Гладкий, Д. Д. Выговский ; заявитель и патентообладатель Донецкий нац. техн. ун-т. — № u200901503 ; заявл. 23.02.2009 ; опубл. 25.06.2009, Бюл. № 12. — 6 с.

8. Новиков, А. О. Математическая модель внедрения анкера в породный массив под нагрузкой [Текст] / А. О. Новиков, П. С. Дрипан // *Научный вестник НИИГД «Респиратор» : науч.-техн. журн.* — Донецк, 2018. — № 3 (55). — С. 91–101.

9. Дрипан, П. С. Устойчивость анкера при установке в породный массив под действием динамической нагрузки [Текст] / П. С. Дрипан // *Научный вестник НИИГД «Респиратор» : науч.-техн. журн.* — Донецк, 2019. — № 3 (56). — С. 37–45.

10. Новиков, А. О. Бесклеевой способ закрепления анкера под действием статической нагрузки // А. О. Новиков, П. С. Дрипан, И. Г. Старикова // *Научный вестник НИИГД «Респиратор» : науч.-техн. журн.* — Донецк, 2021. — Вып. 1 (58). — С. 59–67.

© Новиков А. О.

© Шестопалов И. Н.

© Дрипан П. С.

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

Статья поступила в редакцию 09.08.2021.

Doctor of Technical Sciences Novikov A. O., PhD in Engineering Shestopalov I. N., Dripan P. S.
(DonNTU, Donetsk, DPR, dripanps@mail.ru)

THE RESULTS OF MINE STUDYING THE WAY OF INSTALLING AN ANCHOR IN A GUIDE DRILL HOLE OF A SMALLER DIAMETER UNDER THE DYNAMIC LOAD

The previously theoretically justified possibility of installing an anchor with a smaller diameter in a guide drill hole using a dynamic load has been experimentally confirmed. For the first time, the empirical dependences of the anchor installation time and the effort of its extraction from the drill hole, considering the ratio of the anchor diameters and the guide drill hole, the mechanical characteristics of the rock and the depth of the anchor installation, were determined by direct tests. This allowed us to justify the design parameters of the proposed glue-free method of installing anchors.

Key words: rock mass, anchor, drill hole, load, deformation, stress, installation method.

УДК 622.834

к.т.н. Кизияров О. Л.,
к.т.н. Доценко О. Г.,
к.т.н. Аверин Г. А.,
д.э.н. Гришко Н. В.

(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР, dotcenkoo@mail.ru)

УСТАНОВЛЕНИЕ ВРЕМЕНИ СТАБИЛИЗАЦИИ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ НА ПОЧВУ ИЗВЛЕЧЕННОГО ПЛАСТА

В статье представлены результаты установления времени стабилизации горного давления на почву извлеченного пласта, полученные посредством анализа процесса оседания подработанной горными работами земной поверхности.

Ключевые слова: стабилизация горного давления, выработанное пространство, оседания земной поверхности, активный период оседаний.

Актуальной задачей горного производства на глубоких шахтах долгое время остается поддержание подготовительных выработок в нормальном эксплуатационном состоянии. Перспективные способы сохранения нормального эксплуатационного состояния выработок связаны с их проведением в разгруженных зонах, в том числе в породах выработанного пространства. Опыт шахт Донбасса, практикующих проведение выработок по обрушенным породам, свидетельствует о хорошем их состоянии. Однако для применения данного метода охраны требуется, чтобы обрушенные породы достаточно уплотнились и давление на почву извлеченного пласта стабилизировалось [1].

В работе [1] представлены результаты шахтных натурных замеров давления обрушенных пород на почву извлеченного пласта, взятые по данным динамометрических площадок, закладываемых в бутовые полосы вслед за проходом лавы. В разные моменты времени фиксировались показания вертикального давления породного массива. На основании полученных экспериментальных данных автор пришел к выводу, что на глубине разработки 500 м стабилизация горного давления на почву извлеченного пласта происходит при отходе лавы на расстояние $0,6 \cdot L$ (где L — длина лавы, м) и длится не менее 8 месяцев.

В выработанном пространстве лавы давление на почву отработанного пласта создают породы, отслоившиеся от массива кровли и находящиеся внутри области подработки. После прохода лавы происходит посадка кровли непосредственной, а затем и основной. По мере вовлечения в процесс оседания вышележащих породных масс давление на почву пласта возрастает, а на земной поверхности формируется мульда сдвижений.

В работе [2] одновременно с измерением давления пород в выработанном пространстве, выполненном аналогично исследованиям [1], изучалось опускание земной поверхности над исследуемой лавой вдоль направления ее движения. Установлено, что стабилизация давления на почву извлеченного пласта происходит одновременно с завершением активного периода оседаний земной поверхности.

В отличие от наблюдений за проявлениями горного давления непосредственно в нижней части зоны полных сдвижений подработанного массива натурные наблюдения за вертикальными смещениями земной поверхности не вызывают особых методических затруднений. Следовательно, продолжительность восстановления горного давления на почву извлеченного пласта может быть установлена по результатам маркшейдерских наблюдений за оседанием подработанной земной поверхности.

НАУКИ О ЗЕМЛЕ

Цель работы — установить время стабилизации горного давления на почву извлеченного пласта через время активных оседаний земной поверхности.

Исходными данными для установления зависимости времени активных оседаний земной поверхности послужили результаты нивелирования 4-х участков железных дорог (табл. 1). В таблице 1 приняты следующие обозначения: m — мощность пласта; H — глубина разработки; α — угол

падения пласта; $L_{ст}$ — длина выемочного столба; l_p — шаг установки реперов; N_p — количество реперов. Наблюдения характеризуются различными глубинами разработки, скоростями подвигания очистных работ и ориентировкой теодолитного хода относительно направления движения лавы.

Выкопировка из плана горных работ шахты им. М. В. Фрунзе по пласту h_8 показана на рисунке 1.

Таблица 1

Сведения о наблюдаемых подработанных участках

Горно-геологические и горнотехнические условия				Сведения о трассе нивелирования			
m , м	H , м	α , град	$L_{ст}$, м	расположение трассы по отношению к направлению отработки выемочного столба	l_p , м	N_p	Маркировка реперов
<i>8 западная лавы шахты им. М. В. Фрунзе (пласт h_8)</i>							
2,0	890	14	850	вдоль выемочного столба	100	9	P1, P2, ..., P9
<i>Лавы № 35 шахты им. М. В. Фрунзе (пласт h_8)</i>							
1,5	1030	1–2	830	под углом 17° к направлению подвигания лавы	100	2	R1 и R2
<i>4 восточная лавы шахты им. XIX съезда КПСС (пласт l_1)</i>							
1,3	540	6–10	900	одна часть ж/д полотна расположена вдоль столба, а другая уходит под углом 15° к линии простирания	30	8	C1, C2, ..., C8.
<i>64 лавы шахты им. Володарского (пласт h_8)</i>							
1,23	1100	15	900	перпендикулярно	100	1	V ₁

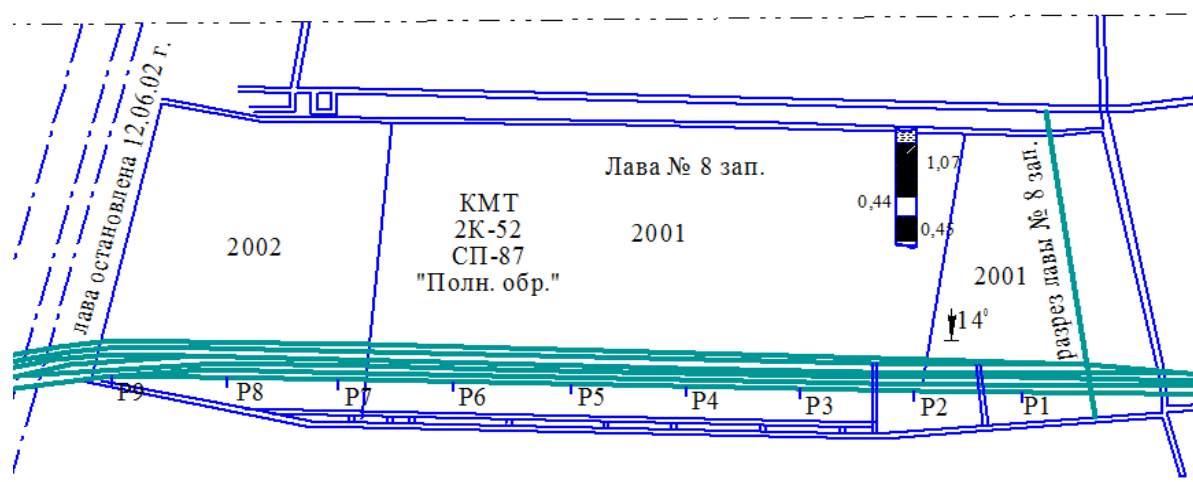


Рисунок 1 Выкопировка из плана горных работ шахты им. М. В. Фрунзе по пласту h_8 западной лавы № 8

Отработка выемочного столба велась прямым ходом. Мульда формируется от разрезной печи (точка РП на рисунке 2). За начальные отметки реперов приняты замеры, проведенные до начала ведения добычных работ. Кривые 1–6 на рисунке 2 отражают фактические оседания земной поверхности, произошедшие к моменту проведения замеров, выполненных в период отработки выемочного столба. Местонахождение очистного забоя 8-й западной лавы по

отношению к подрабатываемому объекту показано в таблице 2. Строение пласта h_8 — сложное, его мощность достигает 2 м. Угол падения пласта на площади выемочного участка колеблется от 14 до 21°. Длина лавы равна 310 м, а выемочного столба — 850 м. Средняя скорость подвигания очистного забоя, оснащенного комплексом КМТ в составе с комбайном 2К-52, достигала 45 м/мес. Глубина разработки — 890 м. Управление кровлей принято полным обрушением.

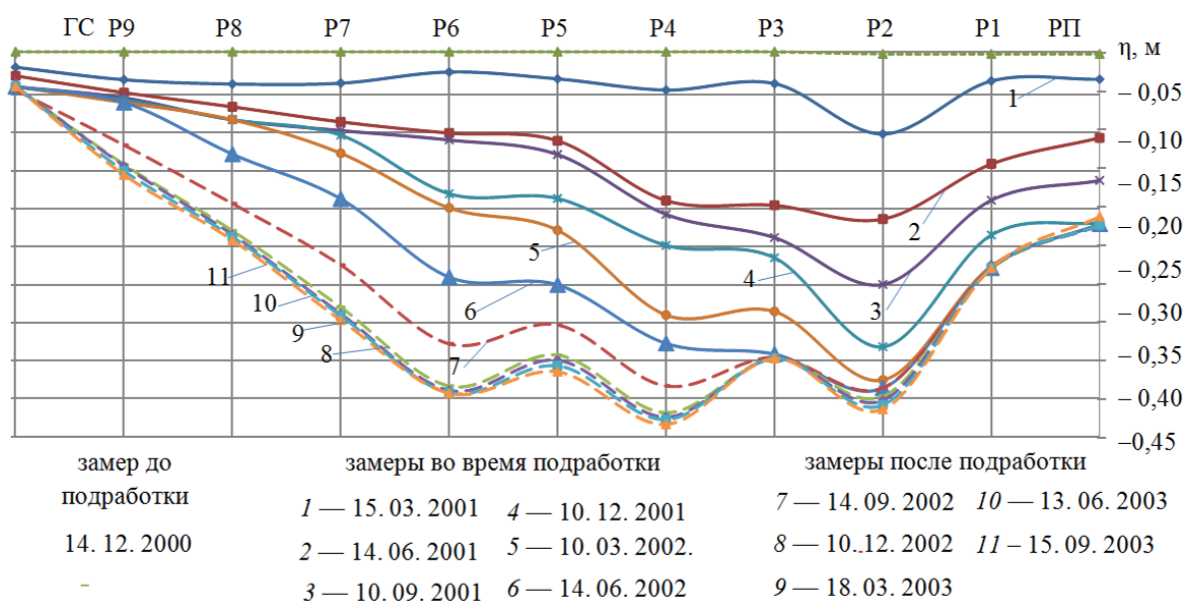


Рисунок 2 Графики фактических вертикальных оседаний земной поверхности η , подработанной западной лавой № 8 пласта h_8 шахты им. М. В. Фрунзе

Таблица 2

Местонахождение очистного забоя 8-й западной лавы по отношению к подрабатываемому объекту

Этап обследования объекта	Дата нивелирования	Подвигание забоя, м	Проекция забоя на земную поверхность
До начала подработки	14.12.2000	0	на отметке РП (разрезная печь)
Во время подработки	15.03.2001	141	под Р2
	14.06.2001	417	между Р4 и Р5
	10.09.2001	550	под Р6
	10.12.2001	670	между Р7 и Р8
	10.03.2002	773	под Р8
	14.06.2002	850	на границе столба (ГС)
После подработки	14.09.2002	-	на границе столба (ГС)
	10.12.2002	-	
	18.03.2003	-	
	13.06.2003	-	
	15.09.2003	-	

Анализируя оседания, происшедшие в период осуществления добычных работ, можно отметить прирост смещений по нивелируемым точкам позади лавы и незначительные оседания земной поверхности впереди нее. Оседания волнообразно движутся вслед за лавой. С ростом расстояния между проекцией очистного забоя и репером, оставшимся за ним, прирост смещений в нивелируемой точке между соседними датами замеров сокращается. При определенном отставании от лавы смещения практически прекращаются, что говорит о затухании процесса оседаний в рассматриваемой точке. Так, например, к окончанию работы 8-й лавы (к 12.06.2002) прирост смещений по реперам Р1, Р2, Р3 малозаметен и не превышает 0,01 м. Согласно [3], окончанием процесса сдвижения земной поверхности считают дату замеров, после которой суммарные оседания на протяжении 6 месяцев не превышают 0,03 м. Таким образом, к моменту отработки выемочного столба на участке Р1–Р3 процесс сдвижения земной поверхности практически завершился.

Замеры, проведенные после остановки лавы (14.09.2002 и 10.12.2002), показывают заметный прирост смещений по реперам Р4–Р9. На этом участке идет активный период процесса смещения земной поверхности, который спустя полгода также переходит в стадию затухания. Результаты последующих замеров, представленные кривыми 9–11 на рисунке 2, показывают весьма незначительный прирост смещений, так как их величина не достигает 0,03 м, что свидетельствует о прекращении процесса сдвижения вдоль всего подработанного участка.

Аналогичным образом были построены графики фактических оседаний по остальным трем подработанным объектам.

По результатам натурных замеров строились графические зависимости развития оседаний земной поверхности во времени для каждого замерного пункта в системе координат $t-\eta$ (время — оседания),

которые описывают постепенное нарастание смещений при подходе лавы к наблюдаемой точке, активную часть процесса после прохода очистного забоя и последующее затухание сдвижения земной поверхности (рис. 3, а). Для четкого и однозначного разделения стадий (начальной, активной и затухания) процесса сдвижения использована методика [4], согласно которой при постоянной скорости подвигания лавы оседания земной поверхности во времени описываются логистической функцией

$$\eta(t) = \eta_k \cdot \left[1 - \exp\left(-\beta_1 \cdot (t + t_0)^2\right) \right], \text{ мм}, (1)$$

где η_k — конечное значение оседаний некоторой точки земной поверхности;

β_1 — эмпирический коэффициент, определяемый по данным наблюдений;

t_0 — время, прошедшее от начала воздействия на репер до момента прохода створа лавы под ним.

Начало координат ($t=0$) соответствует времени подхода лавы под рассматриваемую точку. Влияние лавы на точку земной поверхности прослеживается еще до подхода лавы к ней за t_0 суток. Кривая оседания (рис. 3, а) берет начало из точки с координатами $(t_0, 0)$ и возрастает до уровня конечных оседаний η_k под углом наклона, зависящим от коэффициента β_1 . Чем более пологая кривая, тем значение коэффициента меньше, и определяется величиной порядка 10^{-6} . Чем круче кривая, тем больше величина коэффициента, которая на порядок выше (10^{-5}). Параметры η_k, β_1, t_0 зависимости (1) для каждого из рассматриваемых реперов устанавливались путем решения уравнений для трех точек.

Далее по зависимости (1) анализировались скорость развития процесса $v(t)$, ускорение $a(t)$ и темп изменения ускорения (рывок) $\delta a(t)$.

Скорость развития процесса $v(t)$ является первой производной функции (1) по времени t

$$v(t) = 2 \cdot \eta_k \cdot (t + t_0) \cdot \beta_1 \cdot \exp\left(-\beta_1 \cdot (t + t_0)^2\right). (2)$$

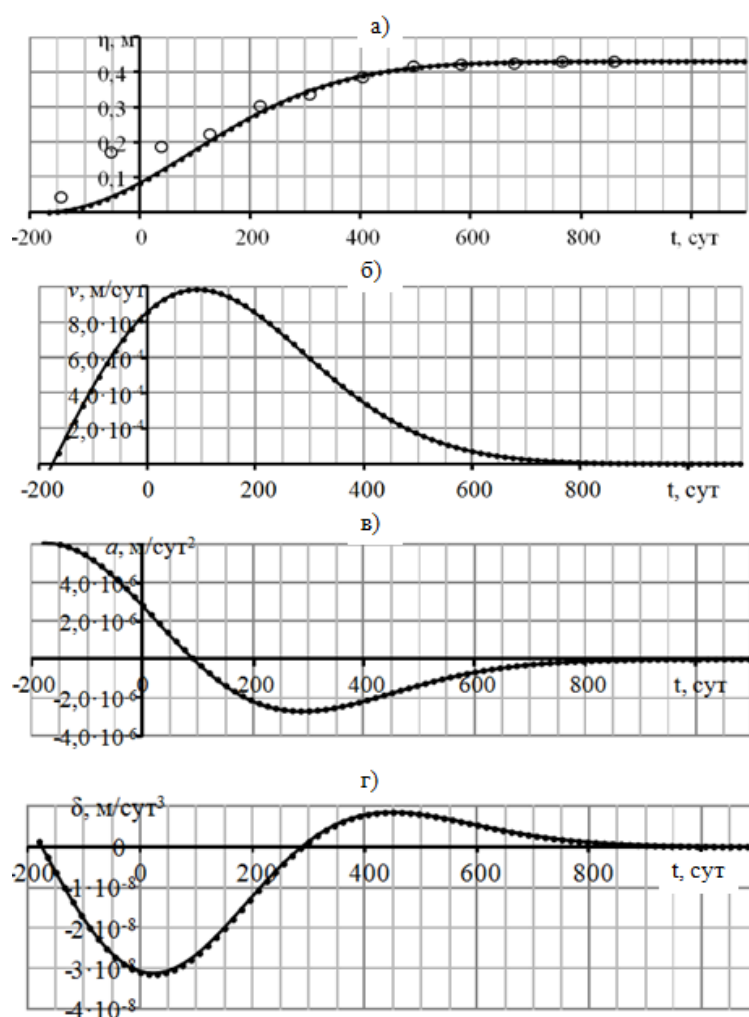


Рисунок 3 Графическое представление развития оседаний земной поверхности в одной из наблюдаемых точек: а) кривая оседаний; б) скорость развития оседаний; в) ускорение оседаний; г) рывок ускорения

С началом воздействия лавы на земную поверхность скорость $v(t)$ постепенно нарастает, достигает максимального значения и постепенно опускается до нуля. В момент достижения максимальной скорости происходит перегиб кривой оседаний (рис. 3, б).

Ускорение процесса оседаний характеризуется второй производной функции (1) и записывается в виде

$$a(t) = 2 \cdot \eta_k \cdot \beta_1 \cdot \exp\left(-\beta_1 \cdot (t + t_0)^2\right) \times \left[1 - 2 \cdot \beta_1 \cdot (t + t_0)^2\right]. \quad (3)$$

Кривая ускорения оседаний для рассматриваемой точки показана на рисунке 3, в.

Анализ графика показывает, что ускорение максимально в начале процесса сдвижения, затем постепенно уменьшается, принимает нулевое значение в момент достижения максимальной скорости (95-й день), после чего переходит в отрицательную область и снова приближается к нулю.

Третья производная функции (1) демонстрирует скорость изменения ускорения (рис. 3, г)

$$\delta a(t) = 4 \cdot \eta_k \cdot \beta_1^2 \cdot (t + t_0) \times \exp\left(-\beta_1 \cdot (t + t_0)^2\right) \cdot \left[-3 + 2 \cdot \beta_1 \cdot (t + t_0)^2\right]. \quad (4)$$

Для определения длительности активного периода оседаний земной поверхно-

НАУКИ О ЗЕМЛЕ

сти удобно воспользоваться функцией (4). В качестве начала активного процесса сдвига принимается максимальное отрицательное значение скорости изменения ускорения $\delta a(t)$, а окончание рассматриваемого процесса соответствует нулевому значению изменения ускорения.

Зависимости, подобные приведенным на рисунке 3, получены для каждого репера анализируемых замерных станций, а установленная длительность активного периода представлена в таблице 3, где, кроме того, указана глубина разработки (H , м), средняя крепость пород кровли (f), вынимаемая мощность пласта (m , м), длина лавы (L , м) и среднемесячная скорость подвигания лавы (v , м/мес).

Для прогноза продолжительности активного периода оседаний подработанного массива предложена зависимость

$$t_{акт} = M^x \cdot B^z, \text{ сут.}, \quad (5)$$

где x, z — параметры уравнения регрессии; $M = Hf$ — интегральный коэффициент, учитывающий глубину разработки H , м и среднюю крепость пород f , формирующих свод обрушения;

B — параметр, учитывающий горнотехнические параметры работы лавы:

$$B = m \cdot L \cdot v, \text{ м}^3. \quad (6)$$

Для нахождения параметров регрессии (5) использована программа Statistica, в результате итерации получены параметры эмпирической зависимости

$$t_{акт} = \sqrt{M} \cdot B^{0,12}, \text{ сут.} \quad (7)$$

Для зависимости (7) приняты граничные условия: $240 < H < 1100$ м; $4,95 < f < 6,5$; $1 < m < 2,3$, м; $24 < v < 83$, м/мес.; $78 < L < 310$, м.

Поверхность отклика зависимости (7) представлена на рисунке 4.

Таблица 3

Результаты обработки экспериментальных данных

№ п/п	Точка	η_k , м	β_1	t_0 , сут	Активный период оседаний, сут			H , м	f	m , м	v , м/мес	L , м
					начало	окончание	$t_{акт}$					
1	P1	0,252	$1 \cdot 10^{-5}$	37	135	345	210	890	6,3	2	45	310
2	P2	0,4155	$1 \cdot 10^{-5}$	68	105	320	215	890	6,3	2	47	310
3	P3	0,3565	$1 \cdot 10^{-5}$	76	90	315	225	890	6,3	2	61	310
4	P4	0,433	$7 \cdot 10^{-6}$	175	30	285	255	890	6,3	2	61	310
5	P5	0,372	$7 \cdot 10^{-6}$	175	30	285	255	890	6,3	2	61	310
6	P6	0,397	$7 \cdot 10^{-6}$	175	30	285	255	890	6,3	2	52	310
7	P7	0,312	$7 \cdot 10^{-6}$	175	30	285	255	890	6,3	2	51	310
8	P8	0,219	$7 \cdot 10^{-6}$	175	30	285	255	890	6,3	2	51	310
9	P9	0,143	$1 \cdot 10^{-5}$	140	30	240	210	890	6,3	2	27	310
10	R1	0,3365	$1 \cdot 10^{-5}$	79	90	300	210	1030	6,1	1,5	83	270
11	R2	0,309	$1 \cdot 10^{-5}$	108	75	285	210	1030	6,1	1,5	83	270
12	V1	0,39	$8,5 \cdot 10^{-6}$	130	45	295	250	1100	6,5	1,23	46	240
13	C1	0,37	$2 \cdot 10^{-5}$	120	0	155	155	560	5,8	1	31	170
14	C2	0,403	$2 \cdot 10^{-5}$	120	0	155	155	565	5,8	1	33	170
15	C3	0,41	$2 \cdot 10^{-5}$	120	0	155	155	570	5,8	1	34	170
16	C4	0,398	$2 \cdot 10^{-5}$	120	0	155	155	575	5,8	1	34	170
17	C5	0,369	$2 \cdot 10^{-5}$	120	0	155	155	580	5,8	1	34	170
18	C6	0,35	$2,6 \cdot 10^{-5}$	110	0	140	140	585	5,8	1	35	170
19	C7	0,308	$2,7 \cdot 10^{-5}$	100	0	135	135	590	5,8	1	36	170
20	C8	0,254	$3,2 \cdot 10^{-5}$	100	0	120	120	595	5,8	1	36	170

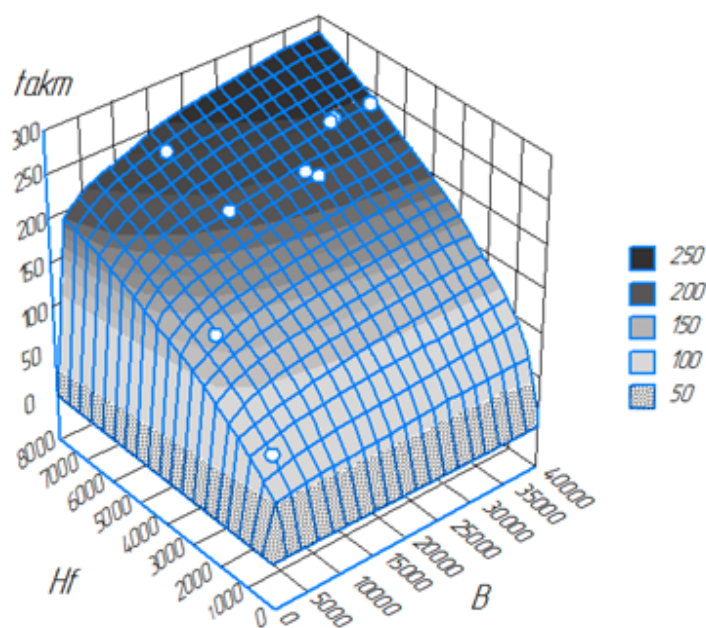


Рисунок 4 Поверхность отклика зависимости (7)

Индекс корреляции полученного уравнения регрессии равен 0,93, а индекс детерминации — 0,87. Уравнение регрессии хорошо приближает исходные данные, о чем свидетельствует относительная ошибка аппроксимации (9,12 %). Абсолютная ошибка составляет ± 5 суток. Значимость параметров зависимости (7) проверена по t -критерию Стьюдента. Существенность уравнения регрессии в целом установлена по F -критерию Фишера при уровне значимости $\alpha = 0,05$.

Выводы. Длительность процесса сдвижения горных пород при их подработке — это важный параметр при решении многих задач геомеханики, в том числе связанных с обоснованием параметров проведения подготовительных выработок по обрушенным породам.

Оседание подработанного очистными работами массива и стабилизация горного давления в выработанном пространстве лавы взаимосвязаны между собой и имеют одинаковую продолжительность.

Библиографический список

1. Зборицки, М. П. Охрана выработок глубоких шахт в выработанном пространстве [Текст] / М. П. Зборицки. — К. : Техника, 1978. — 176 с.

Оседание земной поверхности происходит в три этапа:

- начальный этап, который характеризуется нарастанием смещений при подходе лавы к наблюдаемой точке;
- активный период, начало которого совпадает с моментом прохода очистного забоя под наблюдаемой точкой;
- стадия затухания процесса оседаний.

Продолжительность активных оседаний земной поверхности $t_{\text{акт}}$ зависит от глубины разработки (H), крепости массива пород (f) и объема извлеченного угля за месяц (B) и может быть определена по эмпирической степенной зависимости (7) с относительной погрешностью 9,12 %, существенность которой подтверждается F -критерием Фишера и теснотой связи между показателями $R^2 = 0,87$.

Результаты проведенного исследования будут использованы при установлении параметров охраны выработок, располагаемых в обрушенных породах выработанного пространства.

2. Гапанович, Л. Н. Исследование закономерностей проявления горного давления в выработанном пространстве при выемке угля слоями в Челябинском бассейне [Текст] / Л. Н. Гапанович, Ю. Г. Гайдуков, В. Н. Лаврухин // Уголь. — 1974. — № 2. — С. 13–18.

3. ДСТУ 101,00159226,001–2003. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом [Текст] / Мінпаливенерго України. — Введ. 2004–01–01. — Київ, 2004. — 128 с.

4. Гавриленко, Ю. Н. Прогнозирование сдвижений земной поверхности во времени [Текст] / Ю. Н. Гавриленко // Уголь Украины. — 2011. — № 6. — С. 45–49.

© Кизияров О. Л.

© Доценко О. Г.

© Аверин Г. А.

© Гришко Н. В.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТИ Леоновым А. А.,
зам. гл. инженера по производству и перспективному развитию ПП «Ш/у „Луганское“»
ГУП ЛНР «РТК „Востокуголь“» Чепурным Д. С.*

Статья поступила в редакцию 04.10.2021.

PhD in Engineering Kiziyarov O. L., Dotsenko O. G., PhD in Engineering Averin G. A., Doctor of Economics Grishko N. V. (DonSTI, Alchevsk, LPR, dotcenkoo@mail.ru)

FIXING THE STABILIZATION TIME OF ROCK PRESSURE ON THE EXTRACTED BED BOTTOM

Article presents the results of fixing the stabilization time of rock pressure on the extracted bed bottom obtained by analyzing the subsidence process of the undermined Earth's surface.

Key words: *stabilization of rock pressure, worked-out area, Earth's surface subsidence, active period of subsidence.*

УДК 67.02/67.08

к.т.н. Капустин Д. А.
(ЛГПУ, г. Луганск, ЛНР, kar-karshik@mail.ru),

к.т.н. Кущенко А. В.
(ЛГУ им. В. Даля, г. Луганск, ЛНР, akm48848@gmail.com)

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ВОДОУГОЛЬНЫХ СУСПЕНЗИЙ НА ОСНОВЕ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ

Работа посвящена исследованию неньютоновских характеристик высококонцентрированных водоугольных топлив из каменных углей Донбасса. Установлено, что зависимость напряжения от скорости сдвига при высоких концентрациях твердого компонента носит нелинейный характер, что ярко выражено на начальном участке графика. Впервые получено, что в зависимости от типа угля аномальное поведение начинается при различных концентрациях твердой фазы, а также изучено влияние концентрации твердой фазы, зольности исходного угля, выхода летучих веществ и гранулометрического распределения на поведение водоугольных сред.

Ключевые слова: уголь, напряжение сдвига, скорость сдвига, концентрация, зольность, гранулометрический состав, измерение.

Одним из главных направлений использования угля является приготовление водоугольной суспензии как из каменных углей Донбасского региона (ДР), так и из отходов их обогащения.

Известно, что ряд ведущих стран мира активно внедряет и использует технологии водоугольного топлива (ВУТ) и водоугольных суспензий (ВУС) [3, 5, 8, 9].

Следует отметить, что основными характеристиками высококонцентрированных водоугольных сред являются вязкость и напряжение сдвига. Исследователи различают несколько типов напряжения сдвига в зависимости от его природы: начальное, предельное напряжение сдвига и т. д.

Среди спектра параметров, влияющих на реологические показатели ВУТ, стоит выделить концентрацию твердого компонента C , скорость сдвига $\dot{\gamma}$, зольность исходного материала A^d , фракционный состав (критерий бимодальности Γ), а также выход летучих веществ V^f [2–5].

Кроме того, при движении ВУС по трубам определяют потери напора и рекомендуемую скорость течения для их минимизации, а также сохранения работоспособности системы в целом. Установ-

лено, что величина необходимой скорости течения различна и тесно связана с диаметром трубопровода, при этом значение средней скорости сдвига находится около 20 с^{-1} [2, 5].

Еще одной важной характеристикой ВУТ является седиментационная стабильность [3, 4, 6]. Этот показатель позволяет оценить период сохранения водоугольным топливом реологических свойств в состоянии покоя. Установлено, что изготовление стабильного ВУТ крайне затруднительно и требует совершенства технологии его изготовления, а также неизменности качества исходного сырья. В остальных случаях необходима периодическая гомогенизация водоугольной среды. В случае если не планируется длительное хранение ВУС и при условии ее перемешивания в емкостях для хранения, отпадает необходимость в проведении седиментационных исследований.

Целью настоящей работы является определение реологических характеристик течения высококонцентрированных водоугольных суспензий на основе различных типов каменных углей ДР, а именно напряжения от скорости сдвига.

Объект исследования — реологические параметры ВУС.

Предмет исследования — закономерности изменения реологических свойств ВУС в зависимости от скорости сдвига.

Задачи исследования:

- определение доминантных факторов влияния на основе доступных источников информации и результатов данных испытаний;
- определение фракционного состава и других необходимых свойств исходных углей;
- определение реологических свойств высококонцентрированных водоугольных суспензий;
- анализ полученных результатов.

Изучением процессов транспортировки твердых материалов занимались в основном ВНИИГ им. Веденеева и ВНИИУглеобогащения. Было проведено большое количество исследований перемещения ВУС до массовой концентрации 60–70 %. Однако однозначных данных о реологических свойствах концентрированных водоугольных сред представлено не было [2, 4, 5, 7].

Опираясь на постулаты специалистов коллоидной химии, можно предположить, что твердый компонент, в состав которого входят частицы размером до 10 мкм в количестве от 3–5 %, образует в смеси с водой пространственную структуру, основанную на силах ван-дер-ваальсового взаимодействия [3, 6].

Авторами проведены исследования по изучению реологических свойств концентрированной ВУС при массовом содержании твердого компонента от 62 до 67 % на базе лаборатории Луганского государственного университета им. В. Даля.

Для исследований использованы угли марок Г и ОС, а также антрациты (А), свойства которых представлены в таблице 1.

Авторами проведен ситовой анализ исследуемого материала, включающий отбор проб для определения гранулометрического состава углей различной степени измельчения. Степень измельчения определяется величиной срединного диаметра частиц. Однако при одинаковой величине данного параметра наблюдается различное реологическое поведение получаемых суспензий, что обусловлено различным содержанием крупной (одномодальное распределение) и мелкой (одномодальное распределение) фракций в расसेве. Отношение их масс является критерием бимодальности: чем больше содержание мелкой фракции, тем выше значение критерия Γ .

В исследовании использованы сита с ячейками 800, 400, 280, 200, 100, 71 и 40 мкм, устанавливаемые в вибрационный ситовой анализатор; время рассева составляло 20 мин.

Рассев осуществлялся промывкой исследуемого материала водой до получения осветленной воды на выходе. После чего сита просушивались. Содержание класса определялось взвешиванием остатка на сите на аналитических весах с точностью до 0,1 грамма.

В таблице 2 представлены полученные данные о гранулометрическом распределении фракций в исследуемых 8-ми пробах. Данные пробы получены в результате помола в шаровой мельнице с разной продолжительностью.

Таблица 1

Свойства исследуемых углей

Показатели	Марка угля		
	Г	ОС	А
Зольность A^d , %	13,6–35	10,0–35,2	10,0–35,1
Влажность W^d , %	8,0	9,0	5,1
Сера S_t^d , %	3,2	2,5	0,8
Выход летучих веществ V^d , %	45	25	5
Низшая теплота сгорания Q_H , ккал/кг	5868	6000	7188
Плотность, кг/м ³	1250	1325	1400

Таблица 2

Гранулометрическое распределение исследуемых углей

№ п/п	Класс, мкм	Проба 1	Проба 2	Проба 3	Проба 4	Проба 5	Проба 6	Проба 7	Проба 8
		Выход классов, %							
1	500+	-	-	0,7	0,4	-	-	-	-
2	300–500	1,1	-	0,8	3,1	-	-	-	-
3	250–300	3,3	3,1	0,6	2,9	0,5	0,1	-	-
4	200–250	9,2	8,3	2,8	1,8	2,7	2,8	2,4	-
5	100–200	21,9	13,3	9,9	9	8,5	8	7,3	10,3
6	80–100	6,1	22,9	23	20,2	19,5	18,5	16	13,3
7	40–80	31,9	7,2	7,1	10,3	6,8	6,5	5,6	5,6
8	0–40	26,5	45,2	55,1	52,3	62	64,1	68,7	70,8
Значение критерия бимодальности Γ		0,71	1,02	1,54	1,69	2,02	2,19	2,67	3,01

Проведение данных испытаний обусловлено необходимостью определения существенных факторов влияния на поведение высококонцентрированного ВУТ при его внутритрубном течении для проведения в дальнейшем планированного эксперимента.

В связи со сложным поведением реологической кривой ВУС в области определения скорости сдвига от 0 до $48,6 \text{ с}^{-1}$ [3, 5] (что характерно для его внутритрубного течения) при условии выбора трех опорных точек (пробы 2, 5, 8) по значению критерия бимодальности возникла необходимость в определении параметров при промежуточных значениях критерия Γ (пробы 1, 3, 4, 6, 7).

С учетом предыдущих исследований в области течения высококонцентрированных ВУТ [6, 7, 9, 10] готовились пробы для реологического анализа с массовой концентрацией твердого материала 62, 64,5, 67 %. При этом низшая концентрация выбрана из соображений обеспечения минимально допустимой энергоемкости. Значения зольности A^d и выхода летучих веществ V^F принимали значения от 10 до 35,2 % и от 5 до 45 % соответственно для различных типов углей.

Как измерительный прибор использовался ротационный вискозиметр «Полимер РПЭ-1М» с системой цилиндрических воспринимающих элементов [1].

В стакан вискозиметра заливался объем суспензии, нормированный инструкцией, после чего стакан вставлялся в вискозиметр, и снимались результаты. Скорость смещения изменялась от 1 до $48,6 \text{ с}^{-1}$, при этом для каждой скорости сдвига проводилась серия из пяти измерений, результаты которых при обработке усреднялись.

Ввиду сложности и разнохарактерности определяемых зависимостей для проведения эксперимента был выбран полнофакторный пятифакторный трехуровневый план. Пробные эксперименты показали недостаточность неполнофакторных планов для получения на их основе корректных функций отклика.

С целью обеспечения удобства доступа читателей к результатам исследований и полноты восприятия по каждому из типов углей и комплексу свойств всех испытанных вариантов водоугольных составов ниже по тексту приведены в графическом виде результаты реализации полнофакторного плана эксперимента.

На рисунках 1–3 представлены кривые зависимости напряжения от скорости сдвига при различных значениях концентрации твердой фазы C , зольности исходного угля A^d , выхода летучих веществ V^F и критерия бимодальности Γ .

Из анализа приведенных графиков следует, что подтверждена существенная нелиней-

ность кривой напряжения сдвига в области значений скорости сдвига от 0 до 9–16 с⁻¹.

Следует отметить, что существенно нелинейным оказывается поведение исследуемой суспензии в зависимости от критерия бимодальности Γ (рис. 4), что оправдывает выбор 8-ми точек (3-х опорных и 5-ти дополнительных) для исследования ее реологических параметров.

В ходе анализа представленных на рисунке 4 кривых установлено, что зависимость напряжения сдвига от величины критерия бимодальности Γ имеет сложный характер с минимумом значения функции в диапазоне от 1,5 до 1,8. Такое поведение обусловлено приближением гранулометрического состава к оптимальному значению и связанным с этим снижением вязкости суспензии.

Анализ зависимостей напряжения сдвига от выхода летучих веществ V^T (рис. 5) позволил установить, что увеличение функции происходит по логарифмическому закону. Аппроксимационное уравнение имеет вид

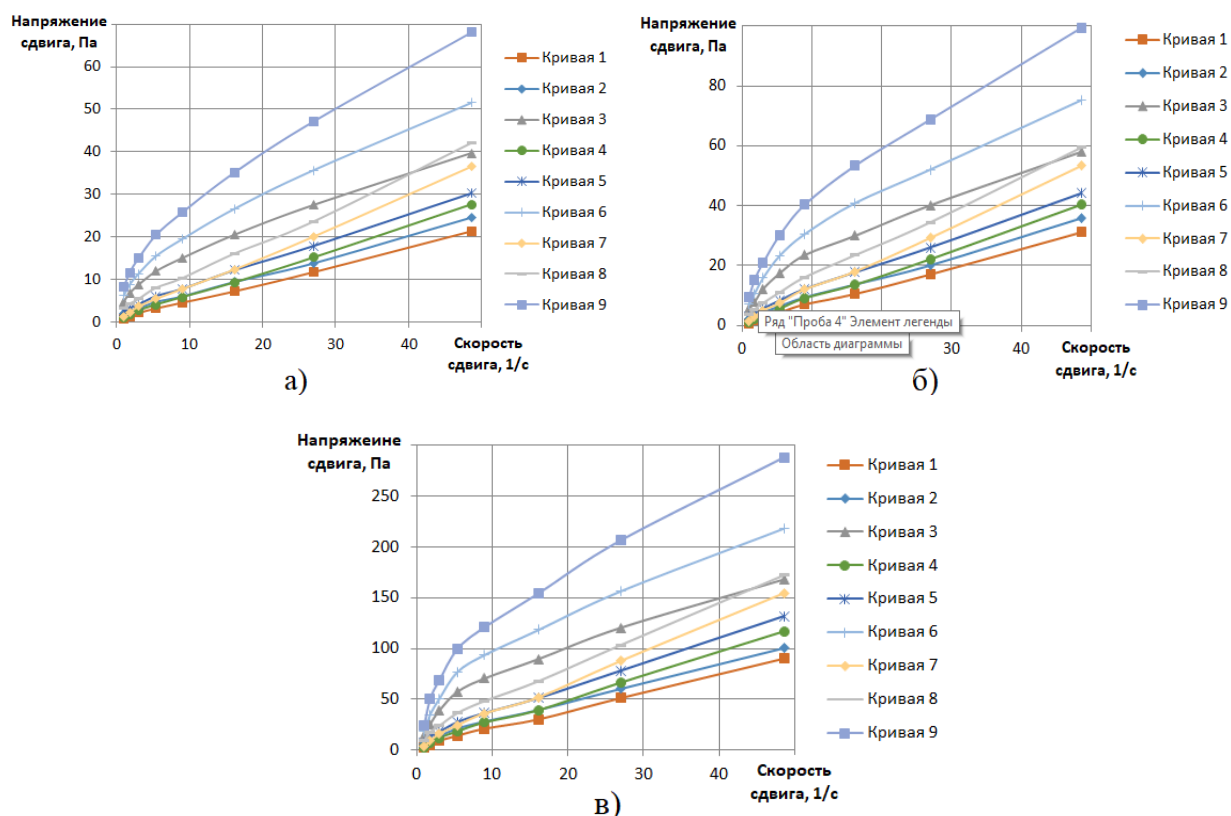
$$\tau = a \ln(V^T) + b,$$

где a, b — коэффициенты аппроксимации.

Установлено, что с увеличением зольности исходного угля происходит возрастание напряжения сдвига по экспоненциальному закону (рис. 6), при этом зависимость может быть аппроксимирована уравнением

$$\tau = a \cdot e^{b \cdot A^d},$$

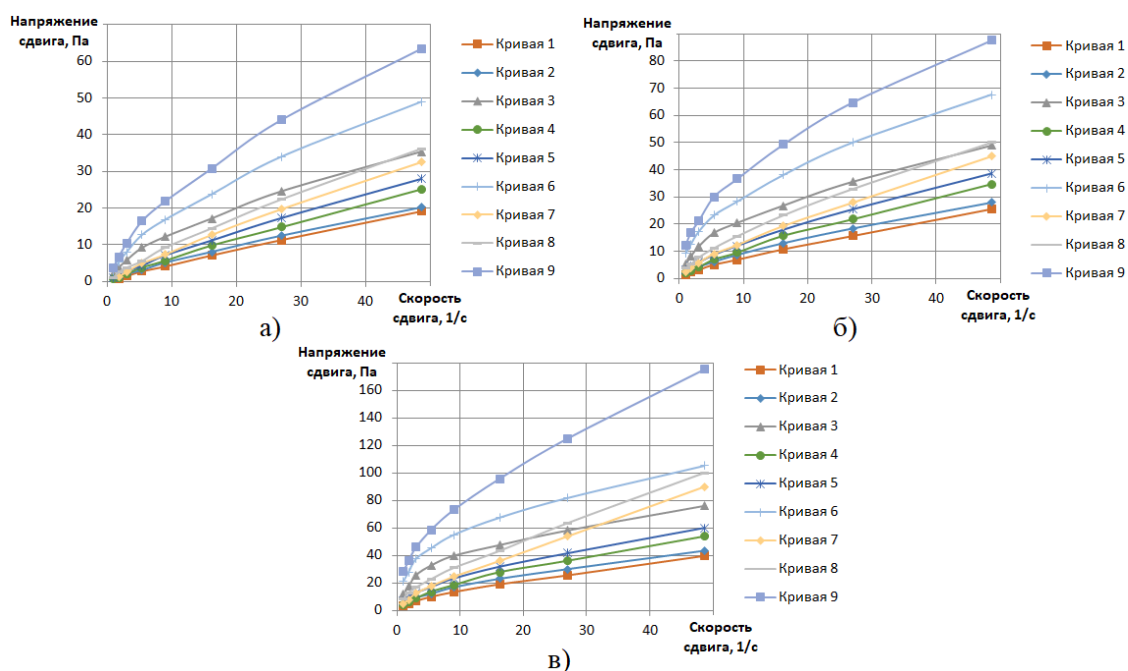
где a, b — коэффициенты аппроксимации, зависящие от типа угля.



а, б, в — концентрация твердой фазы $C = 62, 64, 5, 67$ % соответственно;
критерий бимодальности $\Gamma = 1,02; 2,02; 3,01$ — кривые 1, 4, 7; 2, 5, 8; 3, 6, 9 соответственно;
зольность угля $A^d = 13,6; 25,2; 35$ % — кривые 1–3; 4–6; 7–9 соответственно

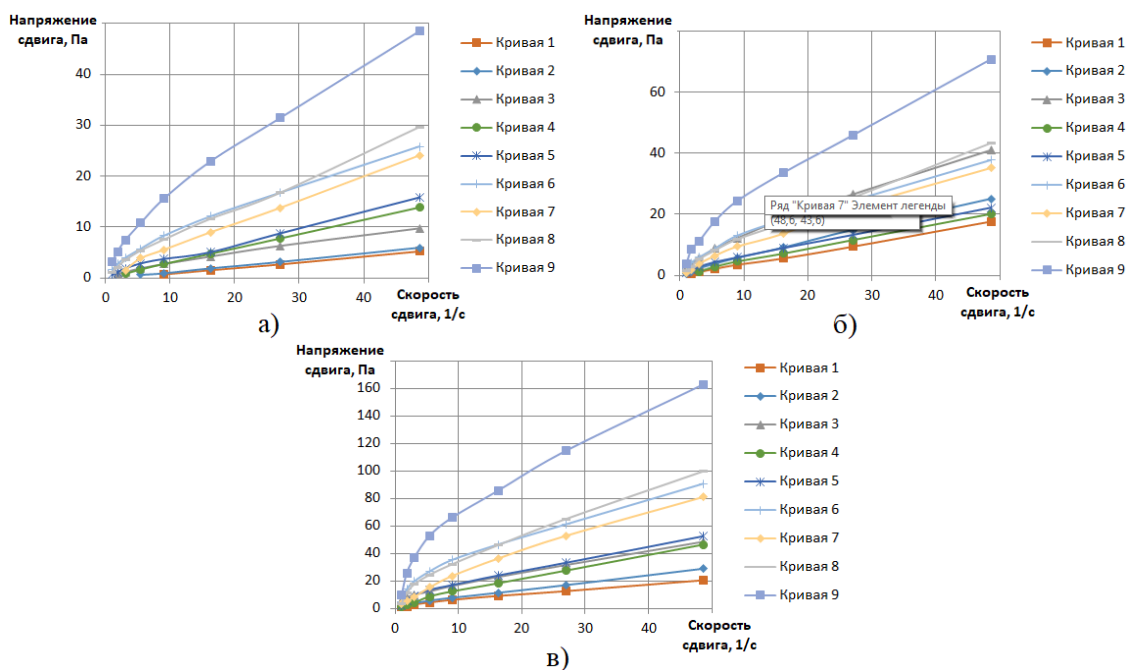
Рисунок 1 Зависимость напряжения от скорости сдвига для угля марки Γ (выход летучих веществ $V^T = 45$ %)

НАУКИ О ЗЕМЛЕ



а, б, в — концентрация твердой фазы $C = 62, 64,5, 67\%$ соответственно;
 критерий бимодальности $\Gamma = 1,02; 2,02; 3,01$ — кривые 1, 4, 7; 2, 5, 8; 3, 6, 9 соответственно;
 зольность угля $A^d = 10; 25,1; 35,2\%$ — кривые 1–3; 4–6; 7–9 соответственно

Рисунок 2 Зависимость напряжения от скорости сдвига для угля марки ОС
 (выход летучих веществ $V^T = 25\%$)



а, б, в — концентрация твердой фазы $C = 62; 64,5; 67\%$ соответственно;
 критерий бимодальности $\Gamma = 1,02; 2,02; 3,01$ — кривые 1, 4, 7; 2, 5, 8; 3, 6, 9 соответственно;
 зольность угля $A^d = 10; 25; 35,1\%$ — кривые 1–3; 4–6; 7–9 соответственно

Рисунок 3 Зависимость величины напряжения от скорости сдвига для угля марки А
 (выход летучих веществ $V^T = 5\%$)

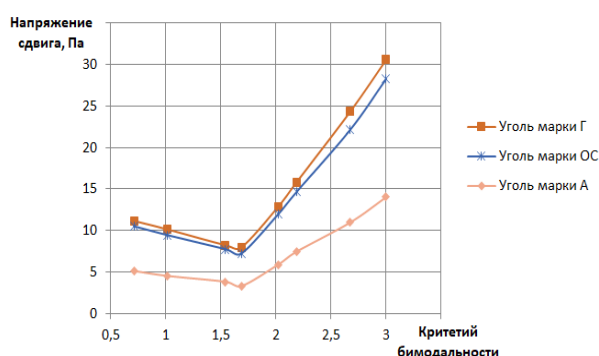


Рисунок 4 Зависимость напряжения сдвига от величины критерия бимодальности Γ при концентрации твердой фазы $C = 64,5\%$ и зольности исходного угля $A^d = 25\%$

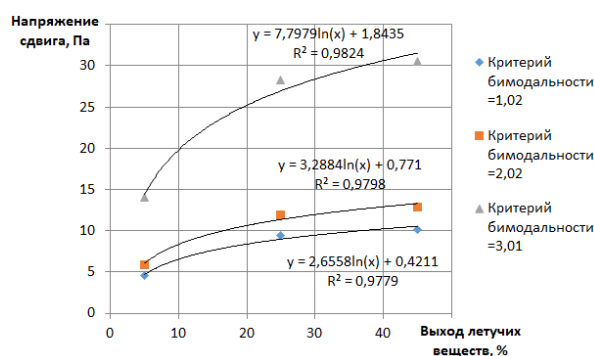


Рисунок 5 Зависимость напряжения сдвига от выхода летучих веществ V^F при концентрации твердой фазы $C = 64,5\%$ и зольности исходного угля $A^d = 25\%$

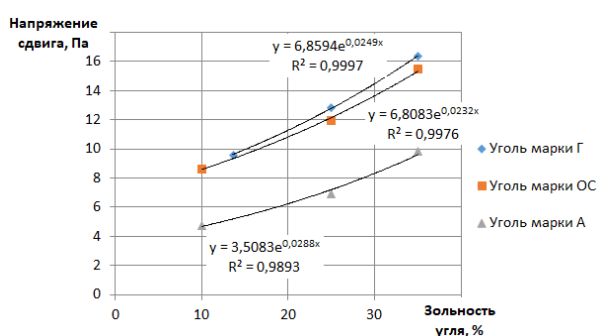


Рисунок 6 Зависимость напряжения сдвига от зольности исходного угля A^d при концентрации твердой фазы $C = 64,5\%$ и соответствующем значении критерия бимодальности $\Gamma = 2,02$

Кроме этого установлено, что каждый из исследованных факторов влияния явля-

ется существенным, поскольку его влияние в исследованной области определения скорости сдвига превышает 10% .

В результате проведенных исследований установлены зависимости свойств высококонцентрированной водоугольной суспензии от концентрации твердого компонента, зольности угля, фракционного состава угля (критерий бимодальности), выхода летучих веществ, а также скорости сдвига. Следует отметить, что проведенные эксперименты во многом подтверждают и дополняют теоретические аспекты поведения ВУС (ВУТ), а также коррелируют с экспериментальными данными других авторов.

Выполненные исследования позволили сделать нижеприведенные выводы:

1. В результате проведенных исследований установлено, что на величину напряжения сдвига в значительной степени (до 20 и более раз) влияют следующие факторы: концентрация твердого компонента, зольность угля, фракционный состав (критерий бимодальности), выход летучих веществ, а также скорость сдвига.

2. Установлено, что подавляющее большинство представленных зависимостей касательного напряжения целесообразно разделить на два участка — криволинейный и прямолинейный, граничным значением для которых является скорость сдвига $9\text{--}16\text{ с}^{-1}$.

3. Впервые установлено, что зависимость напряжения сдвига от фракционного состава носит сложный характер, локальный минимум наблюдается при значениях критерия бимодальности $1,5\text{--}1,8$; при увеличении значения критерия Γ от $0,71$ до $1,69$ наблюдается снижение напряжения сдвига на $55\text{--}65\%$, затем, при увеличении критерия до 3 , происходит резкое возрастание величины касательного напряжения в $3,5\text{--}4$ раза.

4. Впервые определена зависимость напряжения сдвига от величины выхода летучих веществ, она носит логарифмический характер и возрастает с ростом V^F .

5. С ростом зольности исходного угля A^d происходит возрастание напряжения сдвига, а закономерность подчиняется экспоненциальной зависимости.

Поскольку реологические свойства определяют гидравлические характеристики поведения ВУС, то полученные зависимости имеют большое значение для совершенствования расчета внутритрубного те-

чения водоугольных топлив и подбора насосного оборудования.

Дальнейшие исследования будут направлены на обработку данных и их регрессионный анализ.

Библиографический список

1. Вискозиметр «Полимер РПЭ-1М». Техническое описание и инструкция по эксплуатации. — 1988. — 36 с.
2. Баранов, И. О. Повышение эффективности транспортировки высококонцентрированного водоугольного топлива в гидротранспортных системах промышленных предприятий [Текст] : дис. ... канд. техн. наук / Баранов Игорь Олегович. — Днепрпетровск, 2019. — 217 с.
3. Баранова, М. П. Технологии получения и использования топливных водоугольных суспензий из углей различной степени метаморфизма [Текст] : дис. ... д-ра техн. наук / Баранова Марина Петровна. — Москва, 2014. — 275 с.
4. Бойко, Е. Е. Разработка методических основ сжигания тонкодисперсных водоугольных суспензий при плазменном сопровождении в котлоагрегатах ТЭС [Текст] : дис. ... канд. техн. наук / Бойко Екатерина Евгеньевна. — Новосибирск, 2018. — 162 с.
5. Круть, А. А. Развитие физико-технических основ технологий приготовления и гидротранспортирования водоугольных суспензий высокой концентрации [Текст] : дис. ... д-ра техн. наук / Круть Александр Анатольевич. — Днепрпетровск, 2011. — 279 с.
6. Овчинников, Ю. В. Технология получения и исследования тонкодисперсных водоугольных суспензий [Текст] : монография / Ю. В. Овчинников, Е. Е. Бойко. — Новосибирск : НГТУ, 2017. — 308 с.
7. Свитлый, Ю. Г. Гидравлический транспорт твердых материалов [Текст] / Ю. Г. Свитлый, А. А. Круть. — Донецк : Восточный издательский дом, 2010. — 268 с.
8. Pan, F. Full process control strategy of fuel based on water-coal ratio of ultra supercritical units [Text] / F. Pan, Y. Zhu, X. Zhang // International Conference on Electronics, Communications and Control (ICECC). — 2011. — P. 3750–3753.
9. Perkins, R. P. Coal slurry development program [Text] / R. P. Perkins, R. K. Manfred // Chem. Eng. progr. — 1995. — N. 5. — P. 69–76.
10. Pulido, J. E. Rheology of colombian coal-water slurry fuels: Effect of particle-size distribution [Text] / J. E. Pulido, C. P. Rojas, G. Acero // Coal Science. — Amsterdam, 2005. — P. 1585–1588.

© Капустин Д. А.

© Кущенко А. В.

Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. СГ ДонГТИ Литвинским Г. Г.,
д.т.н., проф. каф. ПБ ЛГУ им. В. Даля Ермак В. П.

Статья поступила в редакцию 27.07.2021.

PhD in Engineering Kapustin D. A. (LSPU, Lugansk, LPR, kap-kapchik@mail.ru), **PhD in Engineering Kushchenko A. V.** (LSU named after V. Dahl, Lugansk, LPR, akm48848@gmail.com)
RESEARCH OF RHEOLOGICAL CHARACTERISTICS OF COAL-WATER SUSPENSIONS BASED ON HARD COALS

The paper is devoted to the study of non-Newtonian characteristics of highly concentrated water-coal fuels from Donbass hard coals. It is determined that the dependence of voltage on shear rate at high concentrations of solid component is nonlinear, which is clearly expressed in the initial section of graph. For the first time, it was found that depending on coal type, the abnormal behavior begins at different concentrations of solid phase, and the influence of concentration of solid phase, ash content of the initial coal, yield of volatile substances and granulometric distribution on the behavior of coal-water media was studied.

Key words: coal, shear stress, shear rate, concentration, ash content, granulometric composition, measurement.

УДК 622.837

к.т.н. Ларченко В. Г.,
Коваленко Е. В.,
Маталкина Ю. А.

(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР, larchenko2020@rambler.ru)

ПРОГНОЗ ВЕРОЯТНЫХ ОСЕДАНИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ЕЁ ПОДРАБОТКЕ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

Приведена усовершенствованная методика прогноза вероятных оседаний земной поверхности введением в расчетную формулу дополнительных определяющих факторов: глубины очистных работ, относительной величины вероятных оседаний и коэффициента остаточных межслоевых расслоений, позволивших повысить точность прогноза оседаний земной поверхности. Среднее отклонение вероятных оседаний от фактических при полной подработке по абсолютной величине составило $\pm 5\%$, что позволяет повысить точность расчета вероятных деформаций земной поверхности и выбора мер охраны проектируемых или строящихся сооружений и коммуникаций на угленосных территориях при отсутствии плана развития очистных работ, особенно на глубинах более 500 м.

Ключевые слова: вероятные оседания земной поверхности, глубина разработки, мощность пласта.

Развитие промышленности ЛНР зависит от топливноэнергетической базы, основой которой является каменный уголь, а это единственный энергоноситель, которым в достаточном количестве владеет ЛНР. Но до 30 % балансовых запасов угля залегает под застроенными территориями, коммуникациями и природными объектами.

Создание экологических и безопасных условий разработки запасов угля подземным способом обеспечивается проектными мерами охраны подрабатываемых сооружений земной поверхности, выбор которых зависит от достоверных ожидаемых или вероятных параметров процесса сдвига горных пород. Ожидаемые параметры сдвижений и деформаций земной поверхности под сооружениями и коммуникациями определяют инструментальными предварительными наблюдениями в аналогичных горно-геологических условиях или по действующим нормативным «Правилам охраны сооружений...» [1, 2] при наличии календарного плана развития горных работ. Но часто возникает необходимость выбора горных или конструктивных мер охраны под строящиеся или про-

ектируемые здания, сооружения на участках, под которыми еще нет плана развития очистных работ. В таких случаях при выборе мер охраны используют вероятные сдвиги и деформации земной поверхности, вычисленные по методикам «Правил охраны...» [1, 2].

В отраслевых действующих «Правилах...» [1] расчет вероятных оседаний рекомендовано определять по формуле

$$\eta = 0,9(m_1 + m_2 + \dots + m_n) \cdot \cos \alpha, \text{ м}, \quad (1)$$

где m_1, m_2, \dots, m_n — мощность пластов, планируемых к разработке, м;

n — число пластов;

α — угол залегания пластов.

Из формулы (1) видно, что вычисленные по методике «Правил...» [1] вероятные оседания земной поверхности η не зависят от глубины подработки H , прочности пород, что противоречит теории сдвига подработанного массива.

Оседания являются основным параметром при вычислении горизонтальных сдвижений и всех видов деформаций земной поверхности.

Поэтому вычисленные по «Правилам...» [1, 2] вероятные сдвигения и деформации земной поверхности не соответствуют фактическим, особенно при больших глубинах разработки, а принятые на их основе меры охраны подрабатываемых сооружений будут неэффективными.

Целью работы является совершенствование методики расчета вероятных оседаний земной поверхности для повышения эффективности принятых на их основе мер охраны подрабатываемых сооружений, обеспечения безопасных условий их эксплуатации.

Объект исследования — процесс сдвижения подработанного массива горных пород при добыче угля подземным способом.

Предмет исследования — зависимость вероятных оседаний земной поверхности от глубины подработки и степени метаморфизма массива горных пород.

Задачи исследований:

– определение зависимости вероятных оседаний земной поверхности от глубины разработки угольных пластов и прочности горных пород;

– совершенствование прогноза вероятных оседаний земной поверхности для расчета деформаций и выбора мер охраны сооружений при отсутствии плана развития очистных работ.

Исследования выполнялись математическим моделированием вероятных параметров процесса сдвижения подработан-

ного массива горных пород с учетом основных определяющих факторов и их сопоставлением с результатами натурных инструментальных наблюдений.

Толщу горных пород приняли как слоистую среду, состоящую из слоев литологических пород различной прочности, мощности и форм проявления процесса сдвижения при подработке на глубинах в интервале 100–1600 м.

Основными факторами, определяющими вероятные параметры процесса сдвижения горных пород при подземном способе разработки угольных пластов, являются: вынимаемая мощность пласта, глубина очистных работ, степень метаморфизма подработанного массива пород (прочность горных пород), угол падения пласта, нарушенность толщи тектоническими нарушениями или первичной подработкой. Из перечисленных основных факторов, влияющих на вероятные сдвигения и деформации земной поверхности, в действующих нормативных «Правилах...» [1, 2] учтены только два (мощность пластов и угол их залегания), почему и степень прогноза (достоверность) вероятных оседаний земной поверхности низкая.

Поэтому накопленный большой опыт натурных инструментальных наблюдений (299 серий) [3, 4], теоретических исследований [5], результаты математического моделирования позволяют рекомендовать для прогноза вероятных оседаний η_e земной поверхности аналитическое выражение (2)

$$\eta_e = q_e \left(m_1 - K_p H_1^2 + m_2 - K_p H_2^2 + \dots + m_n - K_p H_n^2 \right) \cdot \cos \alpha, \text{ м}, \quad (2)$$

где m_1, m_2, \dots, m_n — мощность пластов, м;
 α — средний угол падения пластов, градус;
 q_e — относительные величины вероятных оседаний земной поверхности, определяются по таблице 1;

H — глубина залегания пластов, м;

K_p — коэффициенты остаточных межслоевых расслоений (разуплотнений) подработанного массива горных пород, зависящие от литологии толщи пород, мощно-

сти, прочности и количества слоев пород, установленные натурными наблюдениями, теоретическими исследованиями и рекомендуемые на данном этапе исследования в соответствии с таблицей 1.

Коэффициенты остаточных расслоений планируется уточнять по мере накопления результатов натурных инструментальных наблюдений, особенно на больших глубинах разработки угольных пластов.

НАУКИ О ЗЕМЛЕ

Таблица 1

Относительные величины вероятных оседаний земной поверхности
и коэффициенты остаточных расслоений подработанного массива пород

При первичной подработке		При повторной подработке		Условия применения в районах залегания углей марок:	α 0–40°
$q_в$	$K_p, 1/м^2$	$q_в$	$K_p, 1/м^2$		
0,8	$3 \cdot 10^{-7}$	0,85	$2,5 \cdot 10^{-7}$	антрацитов	
0,85	$2,5 \cdot 10^{-7}$	0,9	$2 \cdot 10^{-7}$	Ж, К, ОС, Т и Д-Г при $h/H \leq 0,3$	
0,9	$2 \cdot 10^{-7}$	0,95	$1,5 \cdot 10^{-7}$	Д-Г при $h/H > 0,3$	

Для визуального подтверждения зависимости вероятных оседаний земной поверхности $\eta_в$ от глубины разработки H в интервале 100–1600 м одного пласта мощностью 1 м, различной степени метаморфизма толщи пород, трех марок угля с углом падения $\alpha = 10^\circ$ выполнен расчет $\eta_в$ по формуле (3) при первичной и повторной подработках (табл. 2):

$$\eta_в = q_в \left(m - K_p H^2 \right) \cdot \cos \alpha, \text{ м.} \quad (3)$$

По результатам $\eta_в$ построены графики зависимости вероятных оседаний земной поверхности от глубины подработки H , характеризующие степенную зависимость $\eta_в$ от H ,

косвенно учитывают прочность массива пород (марку угля) и его нарушенность первичной подработкой (рис. 1), что соответствует теории процесса сдвижения горных пород, геомеханике, близки к результатам натурных наблюдений (табл. 3).

Среднее арифметическое значение отклонений вычисленных по формуле вероятных оседаний земной поверхности от фактических, приведенных к условиям полной подработки $\eta_{фн}$, составило по абсолютной величине 5 %, а с учетом знаков — 0,43 % (табл. 3), что на этом этапе исследований вполне приемлемо.

Таблица 2

Вероятные оседания земной поверхности при глубинах подработки H
в районах залегания угля марок

$H, \text{ м}$	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1100	1200	1300	1400	1500	1600
Первичная подработка																
Антрацит																
$\eta, \text{ мм}$	785	776	761	740	714	681	643	599	548	492	430	362	288	209	123	32
Другие марки угля при $h/H \leq 0,3$																
$\eta, \text{ мм}$	835	827	815	798	776	748	717	680	638	591	540	482	421	354	284	207
Д-Г при $h/H > 0,3$																
$\eta, \text{ мм}$	884	878	869	855	837	815	790	760	727	689	648	603	553	500	443	382
Повторная подработка																
Антрацит																
$\eta, \text{ мм}$	835	827	815	798	776	748	716	680	638	591	540	482	421	354	284	207
Другие марки угля при $h/H \leq 0,3$																
$\eta, \text{ мм}$	884	878	869	855	837	815	790	760	727	689	648	603	553	500	443	382
Д-Г при $h/H > 0,3$																
$\eta, \text{ мм}$	934	930	922	912	899	882	863	841	816	788	757	723	686	646	603	557

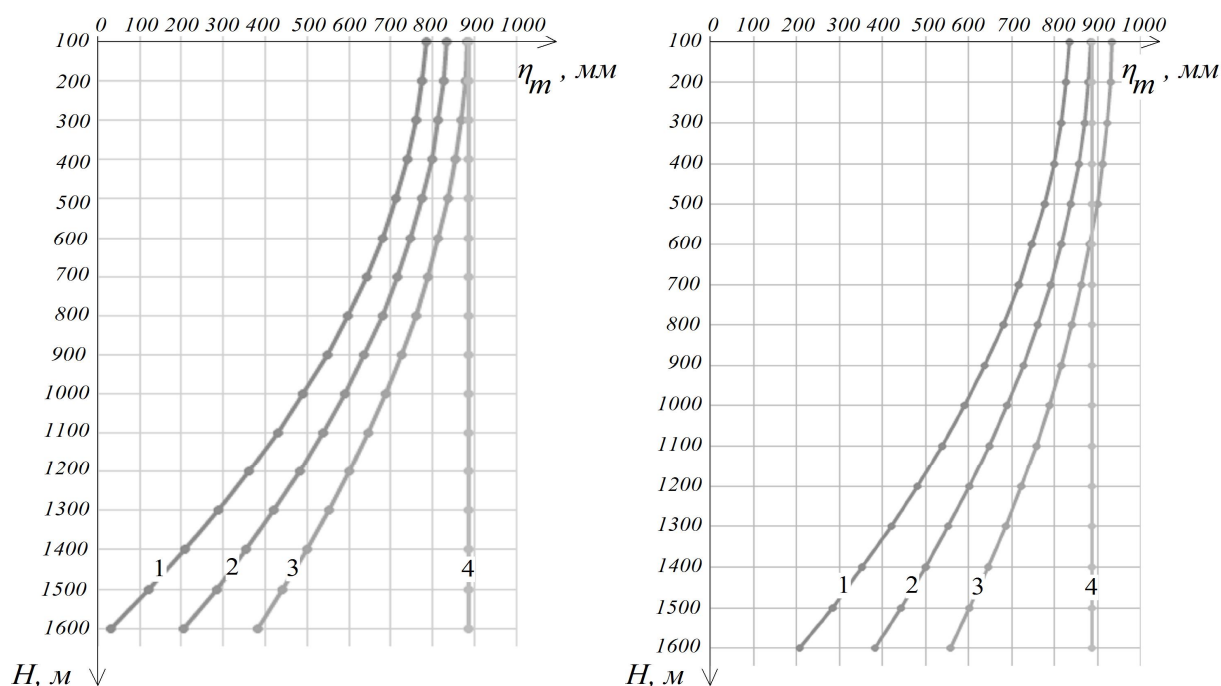
Примечание: h/H — отношение мощности четвертичных отложений к глубине горных работ.

Таблица 3

Сопоставление η_{ϕ} , вычисленных по формуле (3),
с результатами натурных наблюдений в Восточном Донбассе

№	Наблюдательная станция	Пласт	m , м	α , °	H , м	η_{ϕ} , мм при $D/H > 1$	$\eta_{вер}$, мм	$\Delta\eta/\eta_{\phi}$, %
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	ш. «Западная», лавы 602, 604	k_2^H	0,95	7	488	672	698	+3,8
2	№ 26 ш. «Южная», лавы 1522, 1524	i_3^H	1,5	8	748	1121	1064	-5,1
3	№ 1 ш. «Южная», лавы 1522, 1524	i_3^H	1,5	8	724	628	635	+1,1
1	2	3	4	5	6	7	8	9
4	№ 8 ш. «Южная», лавы 1518, 1520	i_3^H	1,4	8	678	1132	1023	-9,6
5	№ 8 ш. им. Красина, лавы 1106, 1108	k_2^H	0,85	8	245	688	659	-4,2
6	№ 15 «Нежданная», лавы 1025, 1027	k_2^B	0,85	6	258	610	660	+8,2
7	№ 16 «Нежданная», лавы 1025, 1027	k_2^B	0,82	6	267	628	636	+1,27
8	ш. «Ворошиловская» ГП «Ровенькиантрацит», лава 352	i_3	1,0	4	500	695	738	+6,2
9	ш. им. Володарского ГП «Сведловантрацит», вост. лавы 60–66	k_2^B	1,12	16	830	744	702	-5,6

Примечание: $|\Delta\eta_{cp}| = 5,0$ %, $\Delta\eta_{cp. алгебр} = -0,43$ %.



1 — антрацит; 2 — другие марки угля при $h/H \leq 0,3$; 3 — другие марки угля при $h/H > 0,3$;
4 — по «Правилам...» [1]

Рисунок 1 Графики зависимостей вероятных оседаний земной поверхности
от глубины подработки H в районах залегания угля различных марок

Выполненные исследования позволили сделать следующие выводы:

1. Установлена степенная зависимость вероятных оседаний земной поверхности от глубины подработки.

2. Относительными величинами оседаний q_s и коэффициентами разуплотнений слоистого массива K_p косвенно учтена степень метаморфизма подработанной толщи пород (марки угля) и уровень ее нарушения первичной подработкой.

3. Повышена точность прогноза вероятных оседаний учетом трех влияющих фак-

торов в сравнении с действующими «Правилами...» [1, 2], что позволит повысить эффективность принятых на их основе мер охраны сооружений и коммуникаций земной поверхности при отсутствии плана развития горных работ.

Дальнейшие исследования будут направлены на уточнения коэффициентов расслоений подработанного массива K_p , повышение точности прогноза вероятных оседаний и деформаций земной поверхности, накопление результатов натурных наблюдений, особенно при больших глубинах очистных работ.

Библиографический список

1. ГСТУ-101.00159226.001-2003. Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом [Текст] : утв. Минтопэнерго Украины 28.11.2003 № 703. — Введ. 2004-04-01. — Донецк : Укр НИМИ НАН Украины, 2004. — 128 с.
2. ПБ 07-269-98. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях [Текст] : утв. Госгортехнадзором Рос. Федерации 16.03.1998. — Введ. 1998-10-01. — СПб. : Межотраслевой науч. центр ВНИМИ, 1998. — 291 с.
3. Ларченко, В. Г. Зависимость горизонтальных деформаций земной поверхности от ширины выработанного пространства и размеров целиков [Текст] / В. Г. Ларченко // Вестник МАНЭБ. — СПб., 2000. — № 2 (26). — С. 30-32.
4. Ларченко, В. Г. Практические результаты исследований деформаций земной поверхности при отработке свиты пологих угольных пластов [Текст] / В. Г. Ларченко // Форум гірників — 2009 : матеріали Міжнародної конф. — Днепропетровск : НГУ, 2009. — С. 222-230.
5. Ларченко, В. Г. Моделирование напряжений и сдвижений подработанной толщи горных пород методом конечных элементов [Текст] / В. Г. Ларченко, О. А. Черных // Сборник научных трудов ДонГТУ. — 2006. — Вып. 21. — С. 22-29.

© Ларченко В. Г., Коваленко Е. В., Маталкина Ю. А.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц. каф. РМПИ ДонГТИ Леоновым А. А.,
нач. отд. геологии и недропользования Минтопэнерго ЛНР Тихомировой Е. В.*

Статья поступила в редакцию 28.09.2021.

PhD in Engineering Larchenko V. G., Kovalenko E. V., Matalkina Yu. A. (DonSTI, Alchevsk, LPR) PREDICTION OF PROBABLE SUBSIDENCE OF THE EARTH'S SURFACE DURING ITS UNDERMINING AT GREAT DEPTHS

An improved method for predicting probable subsidence of the Earth's surface is presented by introducing additional determining factors into the calculation formula: the depth of second working, the relative magnitude of probable subsidence and the coefficient of residual interlayer stratifications, which allowed to increase the accuracy of predicting the Earth's surface subsidence. The average deviation of probable subsidence from the actual one with full undermining in absolute value was $\pm 5\%$, which allowed to increase the accuracy of calculating the probable deformations of the Earth's surface and to select the protection measures for the designed or constructed structures and communications in coal-bearing areas without plan for the second working development, especially at depths of more than 500 m.

Key words: probable subsidence of the Earth's surface, digging depth, seam thickness.

**МЕТАЛЛУРГИЯ
И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ**

**METALLURGY
AND MATERIAL SCIENCES**

УДК 622.165.16

к.т.н. Русанов И. Ф.,

к.т.н. Куберский С. В.,

к.т.н. Проценко М. Ю.

(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР, rusanova-2011@inbox.ru)

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОЛУКОКСА ПРИ АГЛОМЕРАЦИИ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ

Рассмотрено получение полукокса из длиннопламенного угля одной из шахт ЛНР при низких температурах. Установлено, что процесс пиролиза начинается при температуре около 350 °С и при температуре около 600 °С уголь коксуется с образованием непрочного полукокса. Прочность получаемого полукокса зависит от крупности исходного угля. После низкотемпературного пиролиза угля получаемый полукокс может рассматриваться как заменитель коксовой мелочи при агломерации железорудного сырья.

Ключевые слова: уголь, полукокс, низкотемпературный пиролиз, ход процесса пиролиза, прочность полукокса, агломерат, скорость спекания, качество агломерата.

Важной особенностью металлургического производства являются его большая энергоёмкость и разнообразие используемых энергетических ресурсов. Для производства одной тонны проката с учетом предшествующих переделов расходуется до 1,5 тонны топлива, до 500 кВт·ч электроэнергии, свыше 12000 МДж тепловой энергии, до 300 тонн воды, до 2000 м³ сжатого воздуха, до 90 м³ кислорода. В себестоимости металлургической продукции энергозатраты составляют от 25 до 60 %.

Потребление топлива (в % от общего потребления предприятием) основными металлургическими производствами приведено в таблице 1.

Топливо является основным энергоносителем в металлургии. Часть его (около 35 %) поступает на предприятие извне. Основное же количество топлива (65 %) производится на предприятии, в том числе за счёт использования вторичных энергетических ресурсов.

Из потребляемого топлива 45 % составляет твёрдое топливо, 50 % — газообразное и 5 % — жидкое.

Потребителями твердого топлива являются доменное (кокс) и агломерационное (коксовая мелочь КМ и антрацитовый штыб АШ или семечко АС) производства.

Таблица 1

Потребление топлива основными металлургическими производствами

Производство	Потребление, %
Агломерационное	6–7
Коксохимическое	6–7
Доменное	До 50
Сталеплавильное	6–7
Прокатное	10

В настоящее время из-за дефицита спекающихся каменных углей наблюдается нехватка кокса.

В условиях Донбасса пласты таких углей располагаются на больших глубинах (600–1000 и более м), и их добыча из-за значительных затрат становится нерентабельной, что приводит к закрытию значительного количества шахт.

Снижение потребления коксующихся углей может быть достигнуто разными путями. Одним из них является изменение технологии агломерации с переходом на другие виды твердого топлива с полным выводом из шихты КМ и возвращения ее в шихту для производства кокса.

В то же время из-за переизбытка на топливном рынке энергетических углей (марок ДГ, Г), а также бурых углей (по

ГОСТ 25543–2013) угледобывающие предприятия активно ищут новые направления их сбыта [1]. Эти угли низкой степени метаморфизма необходимо рассматривать как ценное технологическое сырье для переработки в продукцию с улучшенными потребительскими свойствами, что, в свою очередь, обеспечит расширение сферы их применения. Одним из направлений улучшения потребительских свойств энергетических углей является их предварительный низкотемпературный пиролиз при температурах 300–600 °C [2].

При нагреве в указанном интервале температур некоксующиеся угли интенсивно отдают летучие вещества и низкотемпературные смолы. При этом они теряют способность плавиться и образуют непрочный спекшийся продукт — полукоксы.

Получению и использованию полукоксов в различных производствах, в том числе и в черной металлургии, уделяется большое внимание. Однако при производстве железорудного агломерата он применялся лишь в опытных спеканиях [3, 4]. При этом полукоксы получали из бурых углей.

На Донбассе бурые угли практически отсутствуют, и в общей сумме балансовых запасов углей на долю газовых углей приходится почти 46 %, в то время как удельный вес остродефицитных коксующихся углей марок Ж, К и ОС составляет только 15,7 %. На долю антрацитов и полуантрацитов приходится 13,2 %. В марочном составе прогнозируемых запасов, подсчитанных до глубины 1800 м, доля углей марок Ж, К и ОС еще больше снижается и составляет немногим более 7 %. Свыше половины прогнозных запасов углей Донбасса приходится на долю длиннопламенных углей. Это объясняется тем, что в последние годы разведаны перспективные площади углей указанной марки.

Поэтому в данной работе были поставлены следующие основные задачи: исследовать температурный режим низкотемпературного пиролиза углей Донбасса марки

ДГ, провести опытные спекания агломерата с заменой коксовой мелочи полученным полукоксом, наметить задачи дальнейших исследований.

Для получения качественного топлива из углей низкой степени метаморфизма целесообразно проводить их полукоксование — нагрев до температуры 500–600 °C без доступа воздуха с целью снижения содержания летучих веществ. В полукоксе по сравнению с исходным углем выше содержание углерода и золы, а теплота его сгорания составляет 29,3–34,7 МДж/кг. Он характеризуется высокой реакционной способностью, легко загорается, горит без копоти, имеет высокую температуру горения. В зависимости от исходного угля и условий полукоксования он может быть в кусковом или порошкообразном виде. Выход полукоксов составляет обычно 55–75 % от исходного угля [6].

Известны различные технологические варианты производства и использования полукоксов. Их описание, сравнение свойств полукоксов из Российских и зарубежных малометаморфизованных углей различных месторождений, а также области их применения сделаны авторами работ [3, 4 и др.].

В работе [4] авторы отмечают, что мелкозернистый полукоксы из бурых углей может применяться в металлургии для получения различных сортов кокса, агломерата, чугуна. В частности, «полукоксы, полученный из бурых углей Канско-Ачинского бассейна (КАБ) по технологии термоокислительного полукоксования (газификации) в реакторах шахтного типа с плотным слоем на ЗАО „Карбоника-Ф“ (г. Красноярск), может использоваться в качестве технологического топлива при производстве агломератов минерального сырья, в различных металлургических и обжиговых процессах взамен коксовой мелочи и высококалорийных топлив».

При получении агломерационного топлива из длиннопламенных и газовых углей должен быть выбран такой температурный

режим, при котором их пиролиз протекает достаточно быстро и при этом получаемый продукт практически не спекается.

С целью исследования хода пиролиза длиннопламенных углей Донбасса для получения полукокса авторами были проведены специальные лабораторные исследования.

Как показано в работе [5], термические превращения угля начинаются при температуре около 200 °С. При этом не наблюдается заметного разложения органической массы угля (ОМУ), хотя не исключены определённые изменения её внутренней структуры.

При температурах более 200 °С начинается выделение некоторого количества воды, образующейся при термическом разложении ОМУ, а также диоксида углерода. Это является результатом достаточно сложных химических превращений, затрагивающих в основном внешние полярные группы.

В диапазоне 250–325 °С процессы разложения угольного вещества усиливаются. Идёт интенсивное выделение паров воды, диоксида углерода, выделяется некоторое количество сероводорода и органических соединений серы. На этой стадии заметно уменьшается содержание кислорода в угле, особенно в угле ранней стадии метаморфизма. Однако и в этом температурном интервале идёт расщепление химических связей лишь на концевых участках макромолекул угля. Глубоких изменений внутренней структуры органической массы угля ещё не происходит.

При температурах выше 350 °С начинается разложение основной органической массы угля. Макромолекулы угля расщепляются с образованием короткоживущих свободных радикалов, претерпевающих рекомбинацию и переходящих при этом в стабильные системы. Процессы рекомбинации развиваются в двух конкурирующих направлениях: образование высококонденсированных твёрдых продуктов, различающихся повышенным содержанием углерода и низким — водорода, и образование жидких и газообразных (летучих) продуктов, обогащённых водородом. Между

этим группами продуктов и происходит перераспределение водорода в ходе термического разложения.

Глубокое разложение органической массы угля, выделение жидких в обычных условиях веществ (смолы) завершаются при температуре около 550 °С. При 550 °С остаётся твёрдый остаток — полукокс, поэтому процесс термической переработки, заканчивающийся при температуре 500–550 °С, обычно называют полукоксованием.

Характер разрушения химических связей при термическом разложении в большей мере зависит от скорости нагревания угля. При медленном нагреве избирательно разрушаются наименее прочные связи. При большой скорости нагревания ускоряется и деструкция, но она отстаёт от темпа повышения температуры, поэтому сдвигается в область более высоких температур. При перегреве угля одновременно разрываются и слабые, и более прочные связи. Поэтому разрушение исходной органической массы приобретает более случайный характер. При этом, естественно, образуются более крупные осколки молекул, из которых формируются тяжёлые фракции жидкой фазы смол, главным образом асфальтены, обогащённые кислородом и азотсодержащими компонентами.

Наибольшее количество ненасыщенных и нестабильных продуктов разложения угля образуется в диапазоне 350–500 °С. При этом для горючих ископаемых низкой степени метаморфизма, органическая масса которых содержит наибольшее число менее прочных химических связей, максимум интенсивности образования нестабильных продуктов смещён в зону низких температур. По мере увеличения степени углефикации этот максимум смещается в область более высоких температур.

С целью изучения процесса пиролиза угля марки ДГ в лаборатории кафедры МЧМ ДонГТИ проведены специальные исследования.

При исследовании использовался уголь крупностью менее 3 мм со средней круп-

ностью 1,3 мм. Неоднородность угля характеризовалась коэффициентом вариации размера кусков, равным 0,79.

Перед проведением исследований был проведен технический анализ угля в доменной лаборатории Алчевского металлургического комбината. В результате анализа установлено, что содержание летучих веществ в угле в среднем составляет 40 %.

При проведении исследований в лаборатории Донбасского государственного технического института (ДонГТИ) использовалась следующая упрощенная методика.

В разогретую до необходимой температуры муфельную печь помещалась фарфоровая лодочка с навеской предварительно высушенного угля. Масса угля во всех опытах была одинакова и равнялась 5 г.

После выдержки в печи пробы в течение 1 мин к поверхности слоя угля подносились зажженная лучина. При этом выделяющиеся летучие вещества загорались и горели до их полного удаления из угля. После прекращения горения летучих лодочка извлекалась из печи, охлаждалась на воздухе и взвешивалась.

От момента загрузки угля в печь до момента прекращения горения летучих веществ фиксировалось время, которое принималось за продолжительность пиролиза.

Опыты проводились в интервале температур от 300 до 600 °С с шагом 50 °С.

При нагреве проб до температуры 300 °С выделения летучих не наблюдалось: газ из навески угля не выделялся и не загорался. Масса угля при этом осталась неизменной.

При нагреве проб до температуры 350 °С наблюдалось слабое выделение летучих. Летучие вещества, выделившиеся из угля, были подожжены, однако из-за слабого их выделения горение было неустойчивым. В целом скорость выгорания летучих составляла 0,26 г/мин. Для полного выделения летучих из пробы в среднем требовалось около 7,5 мин. Потеря массы проб составляла примерно 40 %, что соответствовало содержанию летучих в исследуемых углях.

При нагреве проб до температуры 400 °С и выше было зафиксировано интенсивное выделение летучих веществ. Скорость пиролиза увеличивалась на 0,16 г/мин на каждые 100 °С. Соответственно, время пиролиза уменьшалось по мере увеличения температуры нагрева проб.

При температуре 600 °С наблюдалось образование спекшихся частиц полукокса.

Кроме описанных выше исследований в работе рассмотрено влияние на спекаемость угля его исходной крупности. При этом две пробы угля марки Д крупностью менее 5 мм (мелкий уголь) и 10–15 мм (крупный уголь) нагревали до температуры 600 °С в металлическом стакане высотой 250 мм и диаметром 110 мм. Масса единичной пробы составляла около 0,5 кг. Общая масса полукокса, полученного из одной фракции, равнялась 2 кг.

Для фиксации изменения температуры по диаметру стакана после засыпки угля в его слой устанавливались три термодпары: две на расстоянии около 10 мм от стен стакана и одна в центре. Затем стакан помещался в разогретую до 600 °С печь.

Температурный режим нагрева угля не регулировался, но для обеих фракций он имел одинаковый характер.

В течение 24–26 мин уголь разогревался до температуры 120–150 °С. При этом разница между температурами угля около стен и в центре постепенно увеличивалась и достигла 60–70 °С. Такая разница сохранялась практически до конца выделения летучих веществ и низкотемпературных смол. Скорость нагрева мелкого угля составляла около 12,5 °С/мин, а крупного — около 11,0 °С/мин.

При температуре у стен стакана, равной 320 °С, в обоих случаях произошло самовозгорание летучих. Горение летучих прекратилось после выравнивания температур у стен и в центре стакана при 550 °С.

Скорость удаления летучих из мелкого угля составляла 8,6 г/мин, а из крупного — 6,1 г/мин.

Визуальное сравнение полученных твердых остатков (полукокс) после пи-

ролиза угля показало, что твердый остаток после полукоксования угля фракцией 10–15 мм имеет большее зерно и большую пористость по сравнению с твердым остатком полукокса, полученного из фракции 0–5 мм (рис. 1).

В то же время полукокс, полученный из мелкого угля, был крупнее, однороднее по крупности и более прочный. В среднем куски полукокса из мелкого угля выдерживали нагрузку при раздавливании на прессе около 7 кг/кусок, а из крупного угля — около 4 кг/кусок.

Несмотря на разницу в нагрузке на раздавливание отдельных кусков полукоксов из мелких и крупных углей при их дроблении в щековой дробилке с размером щели, равным 3 мм, получены продукты практически одинакового ситового состава.

Таким образом, на основании приведенного анализа установлено, что энергетические угли марок ДГ могут рассматриваться как топливо для агломерации после их обогащения и низкотемпературного пиролиза.

Кроме того, анализ условий, при которых происходит образование полукокса, позволяет утверждать, что может быть разработана такая технология получения полукокса, при которой не требовалась бы его дополнительная подготовка перед вводом в агломерационную шихту.

Опытные спекания агломерата с заменой коксовой мелочи полученным полукоксом проведены в агломерационной лаборатории кафедры «Металлургия черных металлов» ДонГТИ.

Спекания проводились в металлической лабораторной чаше диаметром 150 мм и высотой 400 мм по обычной методике, включающей составление шихты, ее смешивание, увлажнение и окомкование, загрузку в чашу, зажигание и спекание.

Состав шихты в базовом и опытном вариантах спекания агломерата, когда в качестве топлива использовались коксовая мелочь (КМ) и полученный полукокс соответственно, был одинаковым. Для исключения влияния ситового состава топлива на ход спекания агломерата и его качество в обоих вариантах использовалась искусственно составленная смесь отдельных фракций, взятых в соотношении, обеспечивающем среднюю крупность, равную 1,3 мм, при коэффициенте вариации размера кусков 0,8. Расчет ситового состава топлив проводился в соответствии с рекомендациями, изложенными в работе [6].

Спеченный агломерат в обоих вариантах был в меру оплавленный и имел характерный металлический блеск. По внешнему виду (рис. 2) агломераты идентичны. Выход годного агломерата размером более 10 мм составил 79 и 78 % соответственно.



Рисунок 1 Твердый остаток после полукоксования угля фракции 0–5 мм (а) и фракции 10–15 мм (б)

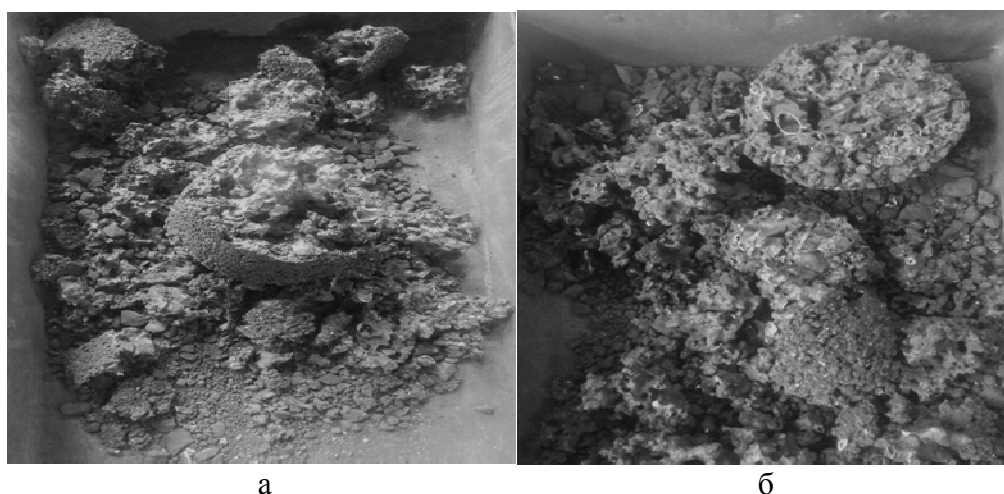


Рисунок 2 Агломерат, спеченный с разным видом топлива:
а — с КМ; б — с полукоксом

Как следует из термограмм, представленных на рисунке 3, температура зажигания полукокса меньше, чем коксовой мелочи. В результате скорость перемещения тепловой волны в спеканиях с полукоксом выше. В то же время максимальная температура в слое практически не зависела от вида топлива и составляла около 1350 °С.

Вертикальная скорость спекания с полукоксом составила 20 мм/мин, а с коксовой мелочью — около 17 мм/мин. В результате производительность установки возросла почти в 1,2 раза.

В таблице 2 приведены результаты определения ситового состава опытных агломератов.

Как следует из данных таблицы 2, по ситовому составу спеченные агломераты отличаются незначительно. Средняя крупность агломерата, спеченного с полукоксом, составила 21,5 мм, а с коксовой мелочью — 21,1 мм. При этом агломерат, по-

лученный с использованием полукокса, был более однороден по ситовому составу. Коэффициент вариации размера кусков составил 0,83 против 0,92.

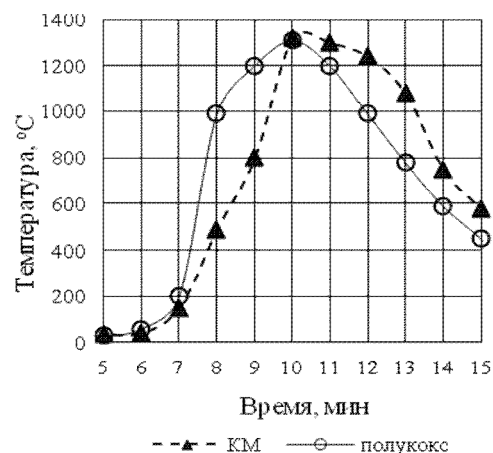


Рисунок 3 Изменение температуры слоя шихты во время спекания в средней по высоте его части

Ситовый состав агломератов

Таблица 2

Вид топлива	Содержание, % фракции							
	>20	10–20	7–10	5–7	3–5	1,5–3	0,4–1,5	<0,4
КМ	54,29	24,56	8,14	3,85	3,11	2,96	2,66	0,44
Полукокс	58,58	19,42	6,15	5,18	3,56	2,91	3,56	0,65

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что полукокс, полученный из длиннопламенных углей Донбасса, может рассматриваться как эффективный заменитель коксовой мелочи. При этом следует ожидать увеличения производительности агломашии при неизменном качестве агломерата.

В дальнейшем необходимо провести исследования для определения оптимальной крупности полукокса, позволяющей исключить из технологического процесса стадию дробления агломерационного топлива для получения качественного агломерата при одновременном повышении производительности.

Библиографический список

1. Минерально-сырьевая база угольной промышленности России [Текст]. В 2-х т. Т. 1. Состояние, динамика, развитие / Н. Н. Балмасов [и др.] ; под ред. А. Е. Евтушенко, Ю. Н. Мальцева. — М. : Издательство Московского государственного горного университета, 1999. — 648 с.
2. Петрушов, С. Н. Анализ применимости углей с высоким выходом летучих при агломерации [Текст] / С. Н. Петрушов, И. Ф. Русанов, Н. В. Русанова // Сборник научн. трудов ДонГТУ. — 2011. — Вып. 41. — С. 94–98.
3. Применение буроугольных полукокс в металлургии: технологическая и экономическая оценка [Текст] / Г. В. Галевский, А. Е. Аникин, В. В. Руднева, С. Г. Галевский // Науч.-техн. ведомости Санкт-Петербургского государственного политехнического университета. Металлургия и материаловедение. — 2016. — № 2 (243). — С. 114–123.
4. Свойства и применение искусственных твердых углеродистых материалов в металлургии [Текст] / А. Е. Аникин, Г. В. Галевский, В. В. Руднева [и др.] // Металлургия: технологии, инновации, качество : труды XXI международной научно-практической конференции. В 2-х ч. Ч. 1 / под ред. Е. В. Протопопова. — Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2019. — С. 119–124.
5. Химия и переработка угля [Текст] / под ред. д-ра х.н. проф. В. Г. Липовича. — М. : Химия, 1988. — 336 с.
6. Русаков, П. Г. Обобщенные характеристики ситового состава неоднородного сыпучего материала [Текст] / П. Г. Русаков, И. Ф. Русанов // Заводская лаборатория. — 1990. — № 2. — С. 68–69.

© Русанов И. Ф.
© Куберский С. В.
© Проценко М. Ю.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц., зав. каф. ОМДиМ ДонГТИ Денищенко П. Н.,
зам. нач. ЦЛК филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис» АМК Тарасовым В. Н.*

Статья поступила в редакцию 24.09.2021.

**PhD in Engineering Rusanov I. F., PhD in Engineering Kuberskiy S. V.,
PhD in Engineering Protsenko M. Yu. (DonSTI, Alchevsk, LPR, rusanova-2011@inbox.ru)
PROSPECTS FOR THE USE OF SEMI-COKE IN THE AGGLOMERATION OF IRON ORE
RAW MATERIALS**

The production of semi-coke from long-flame coal from one of the LPR mines at low temperatures is considered. It is determined that the pyrolysis process begins at a temperature of about 350 °C and at a temperature of about 600 °C coal is coked to form a fragile semi-coke. The strength of the resulting semi-coke depends on the size of the initial coal. After low-temperature pyrolysis of coal, the resulting semi-coke can be considered as a substitute for coke fines during agglomeration of iron ore raw materials.

Key words: coal, semi-coke, low-temperature pyrolysis, course of the pyrolysis process, strength of the semi-coke, agglomerate, sintering rate, agglomerate quality.

УДК 621.774.04

к.т.н. Куберский С. В.
(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР, skuberskiy@yandex.ru),
Великоцкий Р. Е.
(филиал № 1 «АМК» ООО «ЮГМК», г. Алчевск, ЛНР)

ВЛИЯНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА И МИКРОСТРУКТУРЫ ТРУБНОЙ СТАЛИ КЛАССА ПРОЧНОСТИ К60 НА ЕЕ ХЛАДОСТОЙКОСТЬ

В работе исследовано влияние углерода и микроструктуры на низкотемпературную вязкость трубной стали класса прочности К60. Установлены зависимости между содержанием углерода, морфологией цементита, перитектической реакцией и хладостойкостью. Предложен концентрационный интервал содержания углерода для стабилизации удовлетворительной хладостойкости.

Ключевые слова: сталь К60, хладостойкость, углерод, морфология, цементит, перитектическое превращение, сегрегация, атомарный водород, феррито-перлитная структура, бейнит, коллектор.

Повышенное содержание углерода в малоуглеродистой низколегированной стали высокой категории прочности негативно влияет на её низкотемпературную вязкость, а следовательно, и на хладостойкость [1, 2]. Особенно актуальна эта проблема для сталей, используемых при изготовлении магистральных труб высокого давления [3].

Для стабилизации хладостойкости на уровне $\geq 80\%$ количества вязкой составляющей (КВС) при испытании падающим грузом (ИПГ) рекомендуется снижать в этих сталях содержание ликватов, углерода и карбидообразующих элементов [4]. Процессы дегазации стали в жидком и твёрдом состоянии также являются преобладающими для температурной минимизации порога хладноломкости (T_{50}) [5]. Термомеханический контролируемый процесс (ТМКП) предусматривает создание определенной микроструктуры и фазового состава металла с целью уменьшения размеров действительного зерна, повышения дифференцировки структурных и фазовых составляющих, а также сфероидизации субструктур [6].

Анализируя микроструктуру металла, необходимо отметить, что формирование цементита пластинчатой морфологии фер-

рито-перлитного класса может быть причиной образования низкотемпературных трещин и распространения интеркристаллического типа излома по телу зерна, а сегрегационные процессы по сечению литого сляба усиливаются перитектической реакцией [7].

Поэтому для обеспечения класса прочности трубной стали К65 и выше необходима феррито-бейнитная структура металла, которую обеспечивают дополнительным микролегированием ванадием, молибденом, ниобием и др., что усложняет технологическую схему производства металлопродукции и увеличивает ее себестоимость.

В то же время для обеспечения механических характеристик металла по временному сопротивлению в пределах 590–690 МПа и относительному удлинению не менее 22 % нет необходимости в обеспечении феррито-бейнитного класса стали с дополнительным образованием микроструктур метастабильного состава, формируемых по бейнитному или мартенситному типу.

Как правило, феррито-перлитная структура обеспечивает практически весь комплекс механических характеристик стали К60, за исключением хладостойкости, что позволяет отказаться от использования

микролегирующих добавок с целью управления процессом структурообразования.

Анализ качества толстолистового проката из стали К60 после ТМКП и ускоренного охлаждения в условиях Алчевского металлургического комбината (АМК) показал (табл. 1), что наибольшее количество брака обусловлено отклонениями от установленных норм по хладостойкости и составляет около 5,8 % от объемов произведенной металлопродукции. Поэтому особое внимание при производстве указанных сталей необходимо уделять величине КВС после ИПГ, величина которой должна быть не менее 80 %.

Основная цель настоящей работы предусматривала определение закономерностей влияния углерода, морфологии цементита и перитектической реакции на хладостойкость трубной стали класса прочности К60.

Объект исследования — процессы структурообразования и механические свойства стали К60.

Предмет исследования — влияние содержания углерода и микроструктуры стали К60 на ее хладостойкость.

Задачи исследования:

– определить содержание углерода в исследуемой стали, при котором обеспечиваются стабильные значения низкотемпературной вязкости (НТВ) и удовлетворительная хладостойкость;

– проанализировать влияние перитектической реакции на развитие сегрегационных процессов в металле литого сляба и, как следствие, на хладостойкость;

– охарактеризовать влияние морфологии цементита на процесс водородного охрупчивания стали.

В работе представлены результаты исследований, основанные на корреляционно-регрессионном анализе и микроструктурных исследованиях.

Для выполнения поставленных в работе задач было проанализировано 210 плавок стали К60 (1000 листов, 1230 слябов), произведенных на АМК в течение 10 лет.

Таблица 1

Процент отбраковки по механическим свойствам толстого листа из стали К60

σ_B	σ_T	KCV ⁻²⁰	ИПГ	σ_T/σ_B	P _{см}
0,4	1,7	0	5,8	0,1	0

Исследуемую сталь выплавляли в кислородном конвертере комбинированного дутья емкостью 300 т и разливали на двухручьевой МНЛЗ на слябы сечением 220×1200 мм. ТМКП производили на стане «3000» в соответствии с техническими условиями «Прокат толстолистовой из низколегированной стали классов прочности К52–К60 и Х56–Х70 для электросварных труб на рабочее давление от 5,4 до 7,4 МПа» (ТУ 14-1-5493–2004).

Определение КВС выполняли при ИПГ стандартных образцов из стали К60 с пресованным надрезом по ГОСТ 30456–97 при температуре –20 °С на копре УМУ-10000.

Определение химического состава образцов горячекатаной толстолистовой стали К60 выполняли спектральным методом на установке Spectrolab. Для идентификации микроструктур при металлографическом исследовании применяли оптический микроскоп Neophot-21.

Микроструктуру протравленных шлифов исследуемой стали анализировали с использованием растрового электронного микроскопа Ultra 55 фирмы Carl Zeiss.

Влияние углерода на балл центральной сегрегации в непрерывнолитых слябах, оценивали по критерию Маннесманна (ЦСМ).

Исследование качества стали К60 показало, что весь брак по хладостойкости наблюдается при содержании углерода в диапазоне 0,10–0,12 %, а при содержании углерода 0,09 % отбраковка стали по этому параметру отсутствовала (рис. 1).

На рисунке 2 представлены зависимости между содержанием углерода в исследуемой стали и величиной КВС при ИПГ, свидетельствующие об ухудшении хладостойкости с увеличением содержания углерода.

Это можно объяснить перитектическим превращением, которое имеет место при

содержании углерода $\geq 0,1$ % и негативно влияет на хладостойкость. Причем данные рисунка 1 свидетельствуют о том, что практически 70 % брака приходится на содержание углерода 0,1 %, при котором как раз и начинается перитектическая реакция, способствующая увеличению доли перлита и размера зерна.

Предложенная гипотеза подтверждается результатами металлографических исследований, которые позволили установить, что увеличение содержания углерода в стали К60 феррито-перлитного класса с 0,09 % до 0,12 %, характеризуется снижением балла зерна (с 11–12 до 9–10 балла) и увеличением объёмной доли перлита, негативно влияющего на хладостойкость (рис. 3).

Поэтому для снижения брака по хладостойкости необходимо иметь содержание углерода в стали К60 менее 0,1 %, которое находится левее точки *H* на диаграмме состояния Fe–C [8].

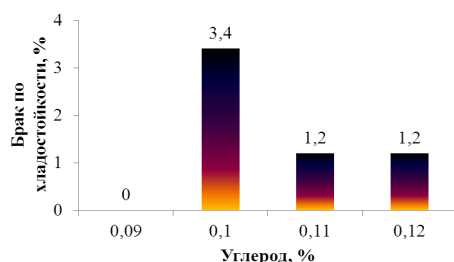
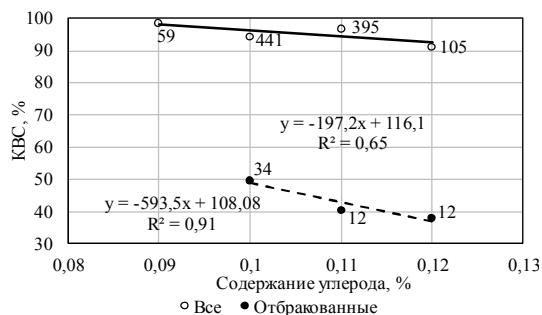
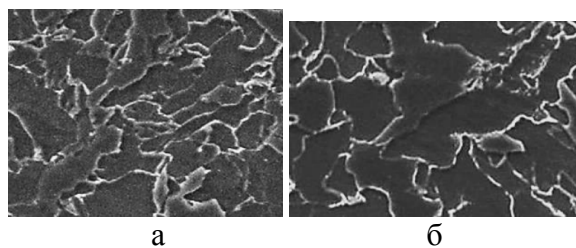


Рисунок 1 Брак по хладостойкости в зависимости от содержания углерода



Цифры у точек — количество исследованных образцов

Рисунок 2 Влияние содержания углерода на хладостойкость стали



а — [C]=0,09 %; б — [C]=0,12 %

Рисунок 3 Влияние содержания углерода на микроструктуру стали К60

Как было отмечено выше, увеличение дисперсности и сфероидизации карбидов за счёт ускоренного охлаждения после окончания ТМКП повышает уровень КВС при ИПГ, а также смещает интервал хрупкости в сторону более низких температур.

Микроструктурный анализ 50-ти плавок стали К60, имеющих удовлетворительную хладостойкость, показал, что для их микроструктуры характерна сфероидизация карбидных фаз (рис. 4) и, в частности, изменение морфологии цементита с пластинчатой на зернистую (бейнит реечного типа).

Исследованные в работе образцы стали К60, в которых преобладали цементитные сфероидизированные фазы, имели КВС при ИПГ на уровне 95–100 %, а в случае пластинчатой морфологии, свойственной отбракованному металлу, эта величина была ниже 80 %.

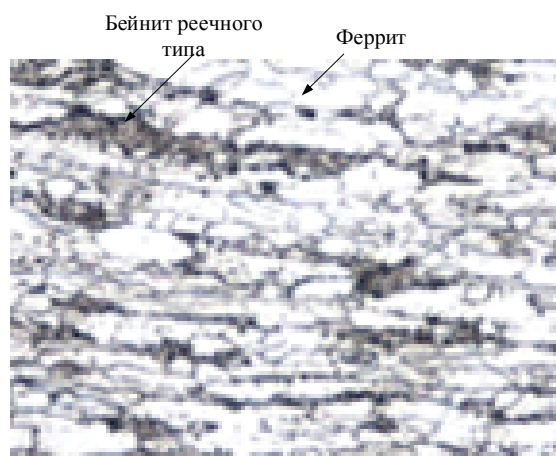


Рисунок 4 Микроструктура стали К60

Негативное влияние перитектического превращения связано с развитием ликвационных процессов (дендритной и зональной ликвации) по телу литого сляба, обусловленных усилением сегрегации ликватов, газов, неметаллических включений в междендритном и межзёренном пространстве (по границам зерен), а также захватом атомарного водорода межфазными границами «феррит/цементит» в перлите.

При содержании углерода менее 0,1 % балл ЦСМ в литых слябах снижается примерно в 1,5 раза (рис. 5), что, безусловно, свидетельствует о негативном влиянии перитектической реакции на хладостойкость стали.

В настоящее время для многих производителей металлопродукции характерна тенденция значительного снижения содержания углерода (~0,03–0,06 %) в трубных сталях высокого класса прочности (X70 и выше), что обусловлено, прежде всего, стремлением подавить эвтектоидное превращение, идущее по диффузионному механизму, во избежание получения в структуре стали цементита пластинчатой морфологии. Это, безусловно, имеет некоторые преимущества, связанные с увеличением пластичности и вязкости металла, но прочность стали снижается. Поэтому для устранения негативного влияния углерода на хладостойкость стали К60 феррито-перлитного класса и обеспечения ее требуемой прочности достаточно снижение концентрации углерода до 0,08 %.

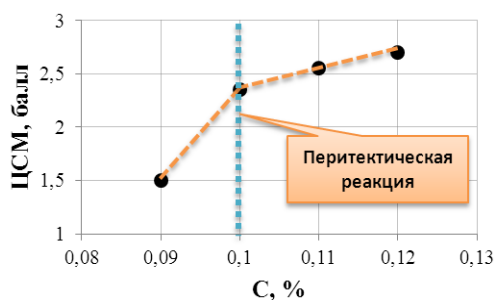


Рисунок 5 Влияние [C] на балл ЦСМ в непрерывнолитых слябах стали К60

Пластинчатая морфология цементита (рис. 6) выступает в роли коллекторов или скопления атомарного, а затем молекулярного водорода и метана на межфазной границе «твёрдый раствор α -Fe — Fe_3C ».

До начала эвтектоидного превращения водород находится преимущественно в виде атомов с обобществлёнными электронами (металлический вид связи). Скорее всего, при абсорбции водорода между атомами железа, а также легирующими элементами возникают силы металлической связи, вызванные коллективизацией валентных электронов, где часть электронов водорода заполняет дырки в валентных зонах γ -Fe (d -зоне).

В температурном интервале от солидус (~1490 °C) до реализации эвтектоидной реакции (~720 °C) атомарный водород адсорбируется к поверхности сляба из аустенита однофазной области, а также из феррита — в двухфазной области. На межфазной границе «феррит/цементит» образуется скопление метана, называемое коллектором. С появлением карбида железа (Fe_3C) оставшийся в металле атомарный водород молизуется, создавая коллекторы, а также гидрируясь в метан. Образование метана происходит непосредственно при формировании цементитной пластины по диффузионному механизму. Давление метана в коллекторе постоянно растёт в связи с образованием новых порций CH_4 , что вызывает в металле на границе коллектора с металлической матрицей напряжения II, а также III рода, которые в дальнейшем инициируют резкое снижение низкотемпературной вязкости. По-видимому, давление газа в коллекторах, превышающее модуль упругости, ещё больше искажает кристаллическую решётку в приграничной зоне «коллектор/металлическая матрица», повышая напряжения металла, и, как следствие, способствует охрупчиванию стали.

Таким образом, после реализации в стали эвтектоидного превращения водород находится преимущественно в молизованном и гидрированном состоянии, располагаясь в микрообъёмах (коллекторах), на межфазной границе «цементит/феррит» (рис. 7).

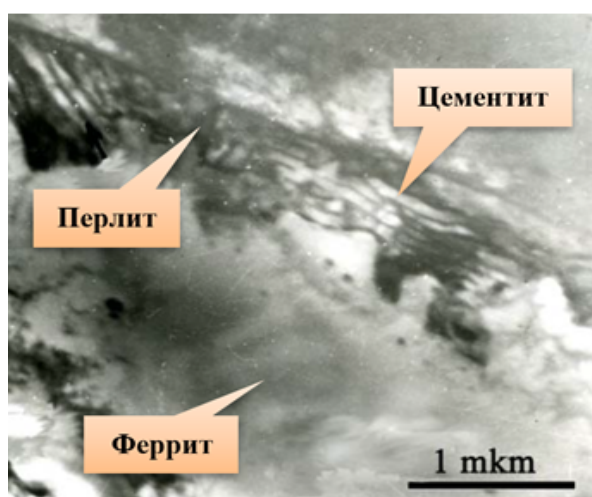


Рисунок 6 Цементит пластинчатой морфологии на границе феррита стали К60

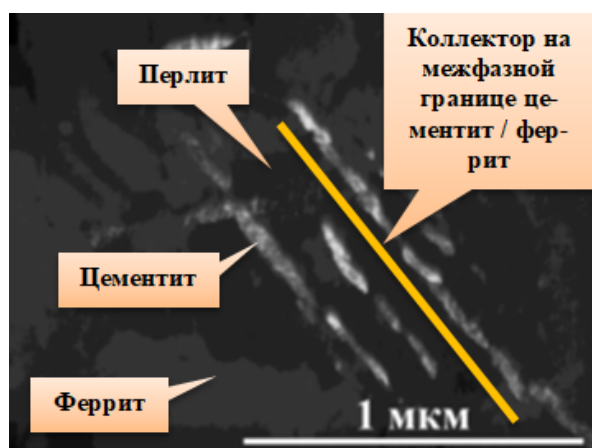


Рисунок 7 Коллектор на межфазной границе «цементит/феррит» в стали К60

Поэтому с точки зрения микроструктуры стали необходимо обеспечивать ее феррито-перлитную морфологию за счет ограничения содержания углерода и противоблокеновой обработки.

Существенное влияние на хладостойкость магистральных труб высокого давления оказывает соотношение Mn/C [3]. По мнению авторов работы [1], для низкоуглеродистых ($[C] < 0,2\%$) среднемарганцевых сталей наивысшая хладостойкость обеспечивается при величине $Mn/C = 8-10$.

На рисунке 8 показано влияние отношения Mn/C на КВС после ИПГ для исследованного массива данных стали К60,

имеющих удовлетворительную хладостойкость и отбракованных по этому показателю. Величина отношения Mn/C находилась в пределах 12,92–17,56, что значительно выше значений, рекомендованных работой [1]. Тем не менее, в этом диапазоне отношения Mn/C находятся как удовлетворительные по хладостойкости образцы, так и отбракованные.

Поэтому можно утверждать, что увеличение отношения Mn/C позитивно влияет на хладостойкость, но не является основным фактором, обеспечивающим значение этого параметра на уровне $\geq 80\%$.

Исходя из установленных закономерностей о влиянии углерода на хладостойкость, можно предложить технологические рекомендации, заключающиеся в ограничении концентрации углерода в стали К60 феррито-перлитного класса на уровне $< 0,1\%$, т. к. более высокое его содержание оказывает негативное влияние на балл зерна и объемную долю перлитной составляющей (рис. 4), что обусловлено протеканием перитектической реакции.

Внедрение в производство результатов исследований по влиянию углерода, морфологии цементита и перитектической реакции на хладостойкость позволило устранить брак по количеству вязкой составляющей при испытании падающим грузом, а также стабилизировать хладостойкость стали К60 феррито-перлитного класса на уровне 80–100 % КВС.

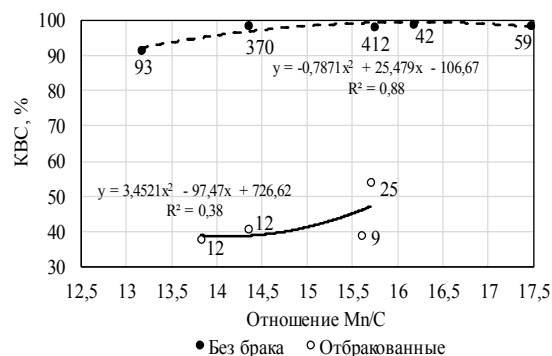


Рисунок 8 Зависимости между Mn/C и КВС

Выполненные в работе исследования позволили сделать следующие основные **выводы**:

1. Впервые показано, что негативное влияние на хладостойкость стали К60 феррито-перлитного класса углерод оказывает при его содержании 0,10–0,12 %. Причем наибольшее количество брака по этому параметру характерно содержанию углерода 0,1 %, при котором начинается реакция перитектического превращения. В этих условиях получают развитие ликвационные процессы, обусловленные увеличением микросегрегации ликватов, газов и неметаллических включений, а также захватом атомарного водорода на межфазной границе «цементит/феррит» в перлите.

2. Установлено, что увеличение соотношения Mn/C позитивно влияет на хладостойкость но не является основным факто-

ром, обеспечивающим значение этого параметра на уровне $\geq 80\%$.

3. Пластинчатая морфология цементита выступает в роли коллекторов на межфазной границе «твёрдый раствор ОЦК-Fe — Fe₃C». Поэтому изменение морфологии цементита с пластинчатой на зернистую (бейнит реечного типа) будет способствовать повышению хладостойкости.

4. Использование результатов исследований при производстве трубной стали К60 в условиях АМК обеспечило величину КВС при ИПГ $\geq 80\%$ и позволило устранить брак по хладостойкости.

Дальнейшие исследования будут направлены на изучение влияния содержания микродобавок в стали К60 на ее хладостойкость, а также эвтектидного превращения на механизм молизации атомарного водорода после приобретения металлом необратимой водородной хрупкости.

Библиографический список

1. Шульте, Ю. А. Хладостойкие стали [Текст] / Ю. А. Шульте. — М. : Металлургия, 1970. — С. 224.
2. Носоченко, А. О. Исследование влияния углерода на центральную химическую и структурную неоднородность и комплекс свойств низколегированных трубных сталей [Текст] : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.16.01 / Носоченко Александр Олегович. — Москва, 2003. — 25 с.
3. Матросов, Ю. И. Сталь для магистральных газопроводов [Текст] / Ю. И. Матросов, Д. А. Литвиненко, С. А. Голованенко. — М. : Металлургия, 1989. — 288 с.
4. Вышемирский, Д. Е. Обоснование критического значения эквивалента углерода на основе оценки свариваемости сталей для труб класса прочности К65 и К70 [Текст] : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.02.10 / Вышемирский Дмитрий Евгеньевич. — Москва, 2017. — 28 с.
5. Смирнов, Л. И. Диффузия и закономерности поведения водородной подсистемы в системах металл — водород [Текст] : автореф. дис. ... д-ра техн. наук : 01.04.07 / Смирнов Леонид Иванович. — Москва, 2003. — 38 с.
6. Соловьёв, Д. М. Влияние способа формовки нефтегазопроводных труб большого диаметра класса прочности К60 на процессы деформационного старения и сопротивления разрушению [Текст] : автореф. дис. ... канд. техн. наук : 05.16.01 / Соловьёв Дмитрий Михайлович. — М. : ФГУП «ЦНИИчермет им. И. П. Бардина», 2015. — 27 с.
7. Кузнеценко, Я. С. Центральная сегрегационная неоднородность и сопротивление водородному растрескиванию листов из трубных сталей. Часть I. Влияние химического состава [Текст] / Я. С. Кузнеценко, И. П. Шабалов, А. А. Холодный // Проблемы черной металлургии и материаловедения. — 2017. — № 2. — С. 45–57.
8. Семенюк, П. П. Металловедческие закономерности влияния углерода, марганца и кремния на хладостойкость трубной марки стали К60 [Текст] / П. П. Семенюк, Е. В. Кумуржи, Р. Е. Великоцкий, А. Г. Кравченко, Н. А. Румянцева // Чёрная металлургия : бюллетень научно-технической и экономической информации. — 2017. — № 4. — С. 80–85.

© Куберский С. В.

© Великоцкий Р. Е.

*Рекомендована к печати к.т.н., доц. каф. МЧМ ДонГТИ Должиковым В. В.,
начальником ЦЛК филиала № 1 «АМК» ООО «ЮГМК» Швец Д. В.*

Статья поступила в редакцию 04.10.2021.

PhD in Engineering Kuberskiy S. V. (*DonSTI, Alchevsk, LPR, skuberskiy@yandex.ru*),
Velikotskiy R. E. (*branch № 1 “Alchevsk Iron-and-Steel Works” ООО “Southern Mining and Metallurgical Enterprise”*)

**INFLUENCE OF CHEMICAL COMPOSITION AND MICROSTRUCTURE OF PIPE STEEL
STRENGTH CLASS K60 ON ITS COLD RESISTANCE**

The paper investigated the effect of carbon and microstructure on the low-temperature viscosity of pipe steel strength class K60. Dependences between carbon content, morphology of cement carbide, peritectic reaction and cold resistance are determined. A concentration range of carbon content is proposed to stabilize a satisfactory cold resistance.

Key words: *K60 steel, cold resistance, carbon, morphology, cement carbide, peritectic transformation, segregation, atomic hydrogen, ferrite-pearlite structure, bainite, collector.*

УДК 621.771.06:621.771.22

Горецкий Ю. В.,
к.т.н. Денищенко П. Н.
(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР)

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЗАГОТОВОК В УСЛОВИЯХ КРУПНОСОРТНЫХ СТАНОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ БЕСКАЛИБРОВОЙ ПРОКАТКИ

На основе анализа существующих технологий производства крупных сортовых заготовок показана целесообразность использования процесса бескалибровой прокатки, обеспечивающего расширение сортамента и снижение себестоимости готовой металлопродукции. Применительно к крупносортному стану «600» филиала № 12 ЗАО «Внешторгсервис» предложена новая схема прокатки квадратной заготовки, обеспечивающая достаточную степень ее эффективности.

Ключевые слова: сортовые заготовки, бескалибровая прокатка, ящичные калибры, калибровка рабочих валков, крупносортный стан, сортамент.

Промышленное производство горячекатаного сортового металлопроката является одним из наиболее динамично развивающихся направлений черной металлургии. В отечественной металлургической промышленности остро стоит вопрос об экономии материальных и энергетических ресурсов, особенно на заключительном этапе металлургического передела — в прокатном производстве. Повысить конкурентоспособность металлопродукции можно снижением ее себестоимости и повышением качества. Себестоимость в значительной степени определяется затратами на энергию, материалы и оборудование.

Сортовой прокат получают прокаткой из непрерывнолитых заготовок и заготовок квадратного сечения, полученных прокаткой из катаных блюмов. Производят крупные заготовки на заготовочных и крупносортовых станах. Традиционный способ сортовой прокатки заключается в том, что заготовка последовательно прокатывается в той или иной системе калибров в калиброванных валках. Причем при производстве крупных квадратных заготовок, как правило, применяют валки с ящичными калибрами в большинстве задействованных клетей прокатного стана [1, 2].

Учитывая общеизвестные достоинства и отработанность технологии прокатки заготовок в ящичных калибрах, можно ука-

зать и на ряд недостатков, которые существенно усложняют и удорожают производство сортового проката: из-за наличия буртов используется не вся поверхность валка; сложность настройки клетей и удержание этих настроек в процессе прокатки; необходимость применения сложной привалковой арматуры; необходимость применения в сортопрокатном производстве валков с упрочнением, с литыми ручьями и бандажированных валков, использование технологических смазок и специальных способов и устройств для охлаждения валков, неравномерный износ калибров, необходимость восстановления калибров путем переточек или наплавки различными материалами. Значительная часть этих проблем может быть решена применением на крупносортовых станах технологии бескалибровой прокатки [3].

Как отмечают авторы [4, 5], способом бескалибровой прокатки прокатывают углеродистые, легированные, специальные стали и цветные металлы и сплавы, разливаемые на МНЛЗ и в изложницы (перекатка блюмов). Этот способ широко применяют для производства заготовок, сортового проката простой формы, катанки, полосовых профилей и строительной арматуры.

Зарубежный опыт [4–6] использования бескалибровой прокатки показывает её

существенные достоинства, которые можно использовать в условиях крупносортовых станов.

При многообразии способов реализации бескалибровой прокатки и имеющихся значительных достоинствах этого способа применение его на действующих сортовых станах вызывает ряд трудностей: недостаток данных о применяемых на прокатных станах режимах бескалибровой прокатки; нестабильность уширения; большое уширение металла снижает эффективность процесса прокатки; неустойчивость раската и, как следствие, возможное диагональное искривление раската, что требует применения специальной валковой арматуры.

Задачей данной работы является разработка технологии бескалибровой прокатки квадратной заготовки широкого сортамента в условиях крупносортового стана.

Крупносортовый стан «600» предназначен для прокатки и отделки сортовых и фасонных профилей проката из углеродистой, низкоуглеродистой и легированной стали с временным сопротивлением разрыву в холодном состоянии до 80 Н/мм^2 . Исходной заготовкой для производства служат блюмы квадратного сечения размерами $315 \times 315 \text{ мм}$ из спокойной стали, $318 \times 318 \text{ мм}$ — из полуспокойной и кипящей стали длиной от 3250 до 6000 мм, прокатываемые на блюминге «1250».

Нагретые в методических печах по заданным режимам блюмы скатываются на приемный рольганг, которым транспортируются к первой обжимной клетке стана 1Г (клеть 850). Перед клетью заготовка кантуется на 90° , затем раскат подается к первой непрерывной группе. Прокатка в этой группе производится с чередованием обжатия в горизонтальном и вертикальном направлениях. Далее поток раздваивается. При прокатке заготовок размерами 100×100 , 120×120 , $125 \times 125 \text{ мм}$ раскаты передаются с первой на третью линию по так называемой обводной схеме прокатки. Остальные профили прокатывают по основной технологической схеме (три линии прокатки, 15 клеток).

Для прокатки профилей по обводной схеме, которая предусматривает обвод нескольких клеток, на рабочей линии стана установлены шлеппера, при помощи которых раскат передается с одной технологической линии на другую. Прокатка блюмов ведется в клетях первой непрерывной группы согласно утвержденным технологическим картам или схемам калибровки. Окончательная стадия прокатки осуществляется на отдельно стоящих предчистовых и чистовых клетях. Для прокатки квадратной заготовки применяется система прямоугольных (ящичных) калибров. Ящичные калибры врезаны как в горизонтальные валки, так и в вертикальные (рис. 1). В результате исходное квадратное или прямоугольное сечение слитка или заготовки уменьшается до требуемых размеров. Рассмотренные выше недостатки прокатки заготовки в ящичных калибрах обуславливают высокую затратность традиционного способа сортовой прокатки, а также снижают эффективность процесса.

Ключевой технологической особенностью процесса бескалибровой прокатки является пластическая деформация исходного блюма с поперечным сечением, близким к квадратному, между двумя приводными рабочими валками, имеющими гладкие бочки. Реализация данного технического решения способствует расширению размерного ряда исходной заготовки (блюма) и сортамента готового металлопроката при одновременном снижении эксплуатационных расходов за счет уменьшения парка рабочих валков и исключения необходимости в нарезке соответствующих калибров [1–3, 5, 7].

Теоретический анализ процессов бескалибровой прокатки исследован в работах [1, 3, 5–7].

В соответствии с изложенным выше и на основе полученных теоретических решений разработаны схемы реализации процесса бескалибровой прокатки сортовых квадратных заготовок на крупносортовом стане «600».

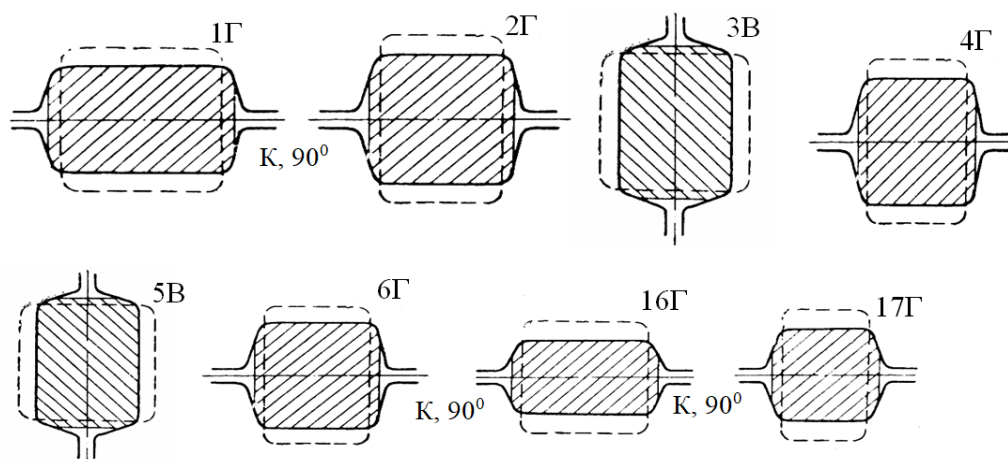


Рисунок 1 Действующая на крупносортом стане «600» система ящичных калибров

При прокатке квадратной заготовки на крупносортом стане «600» задействованы от семи до восьми клеток стана, расположенных в первой и третьей линиях. Технологию бескалибровой прокатки предлагается применить для непрерывной группы клеток, т. е. клеток 2Г, 3В, 4Г, 5В, 6Г (рис. 2). Номинальные диаметры валков, применяемых в этих клетях при прокатке квадрата 100×100 мм, соответствующие (согласно схеме прокатки): 2Г — 955 мм, 3В — 785 мм, 4Г — 765 мм, 5В — 747 мм, 6Г — 752 мм. Переход на прокатку на гладкой бочке провоцирует уменьшение рабочего диаметра валков. Если исходить из условия равного перекося шпинделей

для новых и многократно переточенных валков, максимальный рабочий диаметр валков с гладкой бочкой в первом приближении может быть принят катающему диаметру калиброванных валков (ящичные калибры), что можно выразить следующими значениями: 2Г — 740 мм, 3В — 630 мм, 4Г — 608 мм, 5В — 635 мм, 6Г — 630 мм.

Минимальные диаметры валков с учетом переточки могут быть определены с помощью допустимого коэффициента переточки, который, по данным [1, 8], для сортовых станов составляет $k = 0,08 \div 0,10$. Значения D_{\min} для рассматриваемых клеток примут вид: 2Г — 667 мм, 3В — 567 мм, 4Г — 547 мм, 5В — 572 мм, 6Г — 567 мм.

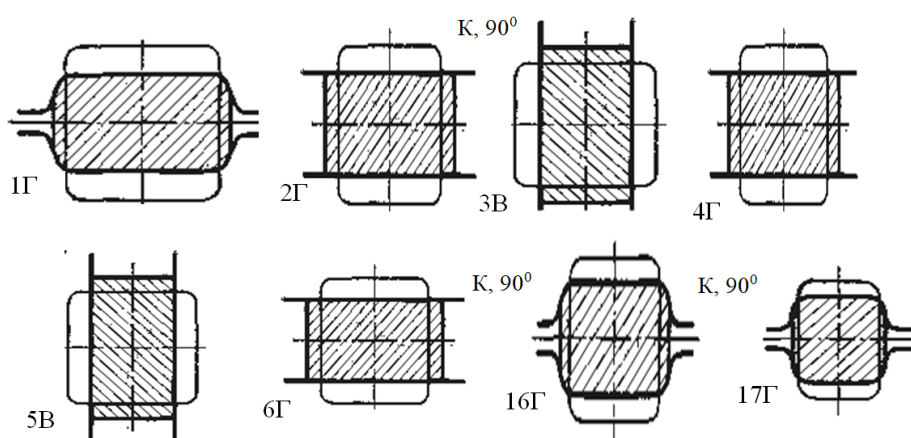


Рисунок 2 Предлагаемая для крупносортового стана «600» система «ящичный калибр — гладкая бочка»

Переход на бескалибровую прокатку приводит к уменьшению диаметра валков и, как следствие, к уменьшению массы рабочих валков, что приводит к значительной экономии при закупке новых валков. Так, снижение массы валков для рассматриваемых клетей составит (разница объема бочки для калиброванных валков и с гладкой бочкой): 2Г — 36,7 % (2,35 т), 3В — 27,5 % (0,74 т), 4Г — 32,5 % (1,32 т), 5В — 24,3 % (0,64 т), 6Г — 27,5 % (1,11 т). В клетях 2Г, 3В устанавливаются стальные валки, в клетях 4Г, 5В, 6Г — чугунные или стальные.

Прокатка на гладкой бочке характеризуется универсальностью, поскольку за счет изменения раствора валков можно изменять обжатия на гладкой бочке, не требуется перевалок при переходе на другой профиль; до 30 % повышается использование рабочей поверхности валка. Технология прокатки на гладкой бочке менее чувствительна к нестабильности уширения заготовки, к изменениям температуры металла, к химическому составу прокатываемой стали, к условиям трения на контакте. Бескалибровая прокатка характеризуется меньшими затратами энергии на деформацию, чем прокатка в калибрах, это, в свою очередь, приводит к уменьшению износа валков и опор. Немаловажное значение имеет прокатка на гладких валках для удаления окалины с прокатываемой полосы. При прокатке на гладкой бочке более интенсивно протекает процесс поперечного течения металла, что способствует обновлению поверхностных слоев, которое приводит к уменьшению размеров волосовин и трещин [5].

Углы захвата на гладкой бочке меньше, чем в прямоугольных калибрах, кроме того, здесь происходит свободное уширение. Таким образом, по интенсивности деформаций и вытяжек прокатка на гладкой бочке уступает системе прямоугольных калибров, однако универсальность системы «гладкая бочка», сокращение перевалок и хорошее удаление окалины имеет перспективы применения [1].

При уточнении режима обжатий по отдельным проходам необходимо руководствоваться углами захвата, уширением, состоянием поверхности валков и скоростью прокатки.

На основе проведенных исследований для рядовых марок стали угол захвата составляет 25–27°. Ожидаемое уширение при прокатке на гладкой бочке можно рассчитать по формуле А. П. Чекмарева [1, 2]:

$$\Delta b = \frac{2b_{cp} \cdot \Delta h \cdot k_{огр}}{(H + h) \cdot \left[1 + (1 + \alpha) \cdot \left(\frac{b_{cp}}{R \cdot \alpha} \right)^n \right]},$$

где H и h — высота раската до и после прокатки; Δh — абсолютное обжатие; b_{cp} — средняя ширина очага деформации; α — угол захвата; $R \cdot \alpha$ — дуга захвата; $n=1$ — при $b_{cp} < R \cdot \alpha$ — узкий очаг деформации; $n=2$ — при $b_{cp} > R \cdot \alpha$ — широкий очаг деформации; $k_{огр}$ — коэффициент ограничения, который колеблется в пределах 0,6–0,8 (при свободном уширении $k_{огр}=1$).

Расчетные значения уширения (Δb) по клетям принимают значения: 2Г — 16 мм, 3В — 13,8 мм, 4Г — 13,5 мм, 5В — 20,1 мм, 6Г — 19,7 мм.

За счет снижения углов захвата на гладкой бочке, по сравнению с прокаткой в ящичных калибрах, уменьшаются абсолютные обжатия в каждой клетке рассматриваемой непрерывной группы. Следствием этого является то, что происходит увеличение промежуточного сечения раската, передаваемого на третью линию прокатки в предчистовую клеть (16Г), с 120×133 мм до 148×159 мм. Данное изменение размеров требует внести некоторую корректировку в калибровку двух последних клетей предчистовой и чистовой, увеличив обжатия, так как при действующей калибровке эти клетки являются недогруженными. Также необходимы некоторые изменения в технологии прокатки данной заготовки на первом этапе, например, применить насечку или наварку в клетке 2Г, что позволит

повысить захватывающую способность валков и угол захвата может быть увеличен до 30–32° [1]. В последующих клетях непрерывной группы угол захвата можно повысить за счет заталкивающего действия предыдущих клетей (прокатка с подпором), но при этом необходимо учитывать, что это может привести к потере устойчивости заготовки. Таким образом, повышение углов захвата приведет к росту абсолютных обжатий по клетям и приблизит промежуточное поперечное сечение раската к необходимому.

Как известно, уширение по высоте раската распределяется неравномерно. Уширение по контактной поверхности металла с валками затруднено подпиранием действием поперечных сил трения, создающих зону затрудненной деформации вблизи контактной поверхности. По мере удаления от контактных поверхностей влияние этих сил падает, и уширение постепенно увеличивается. К контактным зонам затрудненной деформации примыкают зоны максимальной деформации. В этих приконтактных зонах уширение приобретает максимальное значение на расстоянии $0,9\Delta h$ (Δh — абсолютное обжатие) от контактной поверхности, а затем плавно убывает к середине [1, 2, 8]. Средняя зона уширяется мало или почти не уширяется. При таком характере распределения уширения в первых пропусках боковой контур раскатов имеет вогнутую форму. По мере уменьшения толщины раската уширение в средней зоне от пропуска к пропуску увеличивается и в последних пропусках контур боковых граней может приобретать выпуклую, бочкообразную форму.

В. М. Клименко [1] приводит данные практических исследований по неравномерной деформации заготовок по высоте, в результате которой и уширение по высоте раската распределяется неравномерно. Автором определено влияние различных факторов на характер уширения. Определена зависимость показателя уширения $\Delta b/\Delta h$ от отношения высоты раската H к длине очага

деформации l_d . При $\frac{H}{l_d} > 1,8$ происходит

двойное бочкообразование раската.

Для условий бескалибровой прокатки предварительные параметры очага деформации (H/l_d) составляют: 2Г — 1,95, 3В — 1,7, 4Г — 1,93, 5В — 1,36, 6Г — 1,57. Основываясь на результатах исследований [1],

при $\frac{H}{l_d} \approx 5$ (наблюдается выраженное

двойное бочкообразование) показатель уширения у контактной поверхности составляет $\frac{\Delta b}{\Delta h} \approx 0,5$, при $\frac{H}{l_d} \approx 1,8 \div 1,3$ на-

блюдается равномерное уширение с показателем уширения $\frac{\Delta b}{\Delta h} \approx 0,3$. Исходя из

этого, можно сделать предположение, что при рассматриваемых условиях бескалибровой прокатки, в клетях 2Г и 4Г, когда $H/l_d = 1,93 \div 1,95$, будет наблюдаться двойное бочкообразование с показателем уширения в приконтактной зоне (на расстоянии $0,9\Delta h$ от контактной поверхности) $\Delta b/\Delta h = 0,41 \div 0,43$ и в центральной части заготовки по высоте — $\Delta b/\Delta h = 0,22 \div 0,23$. В клетях 3В, 5В и 6Г при $H/l_d = 1,36 \div 1,7$ уширение по высоте примерно равномерное, с показателем уширения $\Delta b/\Delta h = 0,3 \div 0,38$ [1].

Проведенные теоретические исследования указывают, что предложенное технологическое решение по применению бескалибровой прокатки для условий крупносортового стана имеет достаточную эффективность с целью его промышленной реализации. Использование процесса бескалибровой прокатки сортовых заготовок позволит расширить сортамент готовой продукции, получаемой из одной и той же или разных исходных заготовок. Удельная производительность стана в этом случае за счет снижения количества перевалок и времени перестройки на другой размер может быть повышена на 10–19 %; повышение стойкости валков до 4 раз; рост использования длины бочки на 30–40 %;

уменьшение массы вала с соответствующим снижением их стоимости; снижение затрат времени на устранение аварий в черновой группе клетей; одни и те же валки могут использоваться в разных клетях; исключаются дефекты, связанные с незаполнением или переполнением калибров металлом (закаты, лампасы и др.); упрощается конструкция вводной и выводной проводковой арматуры и не требуется высокая точность при ее установке. Все это свидетельствует о целесообразности достаточно широкого применения рассмотренного технического решения в области проектирования технологических режимов работы и калибровок рабочих валков в условиях крупносортовых и непрерывно-заготовочных станов.

Разработана принципиально новая технология бескалибровой прокатки квадратных заготовок в условиях крупносортового

стана. Реализация предложенного решения способствует расширению сортамента, снижению себестоимости, повышению использования рабочей поверхности вала; повышению производительности стана за счет снижения затрат времени на перевалку и настройку стана; сокращению простоев стана при переходе на другой профиль и, как следствие, повышению эффективности конкретных промышленных производств.

Специфика условий реализации бескалибровой прокатки, а именно наличие трехмерного пластического течения металла со свободным уширением, свидетельствует о необходимости дальнейших исследований процесса в направлении количественной оценки известных зависимостей и дальнейшего развития численных математических моделей локальных и интегральных характеристик напряженно-деформированного состояния металла.

Библиографический список

1. Чекмарев, А. П. Калибровка прокатных валков [Текст] / А. П. Чекмарев, М. С. Мутьев, Р. А. Машковцев. — М. : Металлургия, 1971. — 512 с.
2. Прокатка и калибровка [Текст] : справочник. В 6-ти т. Т. 1. Основы теории калибровки. Калибровка блюмов и заготовки, кругов и шестигранников, квадратной стали, проволоки и арматуры / Б. М. Илюкович, Н. Е. Нехаев, С. Е. Меркурьев ; под. ред. Б. М. Илюковича. — Днепропетровск : РВА «ДніпроВАЛ», 2002. — 506 с.
3. Бескалибровая прокатка сортовых профилей [Текст] / Л. Е. Кандауров, Б. А. Никифоров, А. А. Морозов [и др.]. — Магнитогорск : Магнитогорский дом печати, 1998. — 128 с.
4. Разработка технологии бескалибровой прокатки сортовых полосовых профилей в условиях мелкосортных станов [Текст] / В. И. Засельский, А. В. Сатонин, Д. Е. Букотин, В. С. Найденов, М. Г. Коренко, В. Ю. Григорчук // Вісник Національного технічного університету «ХПІ» : збірник наукових праць. — Харків : НТУ «ХПІ», 2012. — № 46 (952). — С. 148–153.
5. Токарев, В. А. Прокатка в валках без калибров [Текст] / В. А. Токарев, А. П. Марков // Черная металлургия : бюл. института «Черметинформация». — 1983. — № 18. — С. 11–16.
6. Опыт прокатки заготовок на гладкой бочке [Текст] / Ф. Флеминг, Р. Куне и др. // Металлургическое производство и теория металлургических процессов. — 1993. — С. 98–102.
7. Кандауров, Л. Е. Рациональные режимы бескалибровой прокатки [Текст] / Л. Е. Кандауров, Б. А. Никифоров, А. К. Белан // Известия вузов. Черная металлургия. — 1996. — № 11. — С. 35–37.
8. Эксплуатация валков обжимных и сортовых станов [Текст] / Н. М. Воронцов, В. Т. Жадан, Б. Я. Шнееров и др. — М. : Металлургия, 1973. — 288 с.

© Горецкий Ю. В.

© Денищенко П. Н.

**Рекомендована к печати к.т.н., доц. каф. МЧМ ДонГТИ Должиковым В. В.,
к.т.н., пом. нач. сортпрокатного цеха по технологии филиала № 12
ЗАО «Внешторгсервис» Чичканом А. А.**

Статья поступила в редакцию 21.09.2021.

Goretskiy Yu. V., PhD in Engineering Denishchenko P. N. (DonSTI, Alchevsk, LPR)

DEVELOPMENT OF BLANKING TECHNOLOGY IN CONDITIONS OF HEAVY SECTION MILLS USING GAUGELESS ROLLING

Based on analyzing the existing technologies of large billets production, the expediency of using a gaugeless rolling process that provides an expansion of the assortment and a reduction in the cost of finished metal products is shown. In relation to the heavy section mill “600” of the branch № 12 of ZAO “Vneshtorgservis”, a new scheme for rolling a square blank is proposed, providing a sufficient degree of its efficiency.

Key words: *billets, gaugeless rolling, box gauges, grooving of working rolls, heavy section mill, assortment.*

**МАШИНОСТРОЕНИЕ
И МАШИНОВЕДЕНИЕ**

**MECHANICAL ENGINEERING
AND MACHINE SCIENCE**

УДК 621.967.3

д.т.н. Еронько С. П., Цыхмистро Е. С.
(ДонНТУ, г. Донецк, ДНР),
к.т.н. Вишневский Д. А., Иваненко А. С.
(ДонГТУ, г. Алчевск, ЛНР)

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И МОДЕЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СТОПОРНОЙ РАЗЛИВОЧНОЙ СИСТЕМЫ ПРОМЕЖУТОЧНОГО КОВША МНЛЗ

Представлены результаты модельных исследований стопорной системы промежуточного ковша МНЛЗ, позволившие разработать усовершенствованную конструкцию узла крепления ее керамического стопора-моноблока, который позволяет минимизировать концентрации напряжений в зоне сопряжения несущего металлического стержня с верхней частью огнеупорного элемента и тем самым повысить надежность его работы, а также упростить выполнение операций, связанных с подготовкой устройства к началу разливки.

Ключевые слова: промежуточный ковш, стопорная разливочная система, огнеупорный моноблок, узел крепления, концентрация.

Разработка нового оборудования для реализации прогрессивных технологий, обеспечивающих повышение качества и снижение себестоимости выпускаемой металлопродукции, является приоритетным направлением развития сталеплавильного производства в современных условиях. Особое внимание при этом уделяется процессу непрерывной разливки стали. Уровень достигаемых показателей эффективности процесса получения непрерывнолитой заготовки во многом определяется производительностью действующих и вводимых в эксплуатацию МНЛЗ. Существенного повышения производительности машин непрерывного литья заготовок можно достичь за счет увеличения числа плавов, разливаемых без остановки машины [1, 2]. Рост серийности непрерывной разливки стали ужесточает требования как к промежуточному ковшу, так и к устройствам, которыми он оборудован. Получивший распространение в отечественной и зарубежной практике способ регулируемого перелива стали из промежуточного ковша в кристаллизаторы, основанный на применении стопорных систем, требует дальнейшего совершенствования с целью повышения стабильности их функционирования [3].

Как известно, стопорная система промежуточного ковша МНЛЗ, схематично показанная на рисунке 1, включает огнеупорный моноблок, посредством резьбового соединения закрепленный на конце консоли, которая жестко связана с подвижной стойкой, имеющей возможность вертикального возвратно-поступательного перемещения с помощью специального привода при работе в автоматическом режиме. В случае необходимости система переводится на ручное управление с использованием реечного или рычажного механизмов [4].

В условиях разливки стали на современных МНЛЗ большими сериями промежуточные ковши оборудованы стопорными системами зарубежных производителей «Ставерма» (Германия), «Фосеко» (Великобритания), «Везувиус» (Бельгия). Достижимые при их использовании показатели серийности непрерывной разливки значительно разнятся, причиной чему является действие целого ряда факторов, требующее детальной проработки конструктивного исполнения всех узлов стопорных систем и изучения условий их эксплуатации. Установлено, что наиболее уязвимым элементом стопорной системы промежуточного ковша является огнеупорный моноблок. Как пока-

зали результаты выполненного анализа данных о надежности стопоров-моноблоков, поставляемых ведущими зарубежными фирмами, частые поломки керамического

элемента связаны с высокими напряжениями, действующими в зоне запрессовки крепежных гаек в теле огнеупорного изделия и вызывающими его растрескивание (рис. 2).

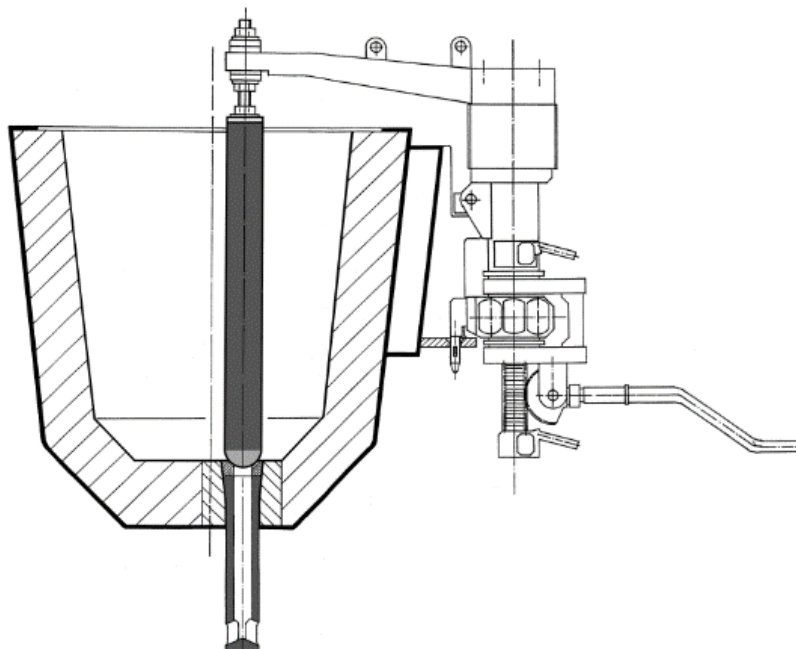


Рисунок 1 Схема стопорного разливочного устройства промежуточного ковша МНЛЗ



Рисунок 2 Разрушение огнеупорного стопора-моноблока в зоне узла

Сами гайки из-за конструктивных особенностей их формы (рис. 3) являются источниками концентраций напряжений. Наряду с этим в случае несовпадения продольных осей огнеупорного моноблока и выпускного канала промежуточного ковша при работе разливочной системы возникают силы, также способствующие преждевременному выходу из строя керамического элемента [4]. Поэтому в состав последних модификаций стопорных систем были введены дополнительные винтовые механизмы, обеспечивающие возможность регулировки относительного положения контактных поверхностей стакана-дозатора и стопора-моноблока путем перемещения всего разливочного устройства в горизонтальной плоскости в нужном направлении. Следует отметить, что такое конструктивное решение повлекло заметное увеличение массы стопорной системы.

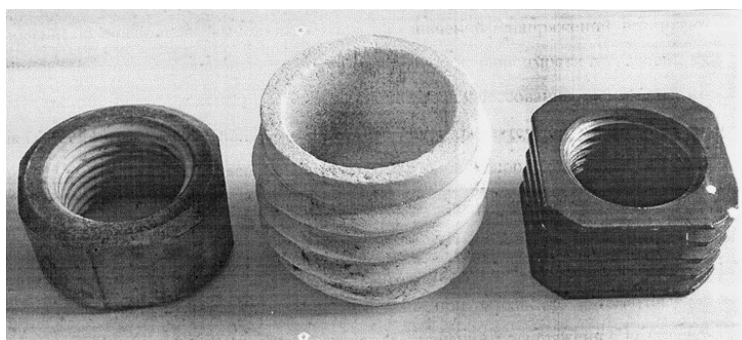


Рисунок 3 Конструктивное исполнение гаек узла крепления стопоров-моноблоков, производимых зарубежными фирмами

В данной работе поставлена задача, направленная на повышение надежности узла крепления огнеупорного моноблока стопорной системы промежуточного ковша МНЛЗ за счет минимизации концентраций напряжений в зоне размещения фиксирующих элементов в теле керамического стержня, а также упрощение регулировки его положения относительно продольной оси сталевого выпускного канала.

Для качественной сравнительной оценки уровня концентрации напряжений в зоне узла крепления стопоров-моноблоков различного конструктивного исполнения использовали поляризационно-оптический метод, основанный на свойстве большинства прозрачных изотропных материалов приобретать под действием напряжений (деформаций) способность двойного лучепреломления. С этой целью из оптически активного материала (органического стекла) изготовили плоские модели стопоров-моноблоков, в узлах крепления которых использованы гайки, отличающиеся наружной формой (рис. 4). Указанные образцы плоских моделей поочередно закрепляли на консоли действующей натурной модели стопорной системы промежуточного ковша, которую затем размещали между двумя поляроидами поляризационной установки. В этом случае ближний к источнику света поляроид являлся поляризатором, а дальний — анализатором. Во время просвечивания плоских моделей стопоров-моноблоков при взаимно перпендикуляр-

ном расположении плоскостей поляризации поляризатора и анализатора были видны изоклины — темные линии, соединяющие на изображении модели точки, в которых направления главных напряжений одинаковы. Полученные картины свидетельствуют о заметном влиянии конструкции крепежных элементов на концентрацию напряжений в зоне их размещения. Росту указанных напряжений в момент перекрытия выпускного канала промежуточного ковша способствует также несовпадение продольных осей моноблока и стакана-дозатора. С учетом вышеизложенного при разработке усовершенствованной стопорной системы предусматривались две новации, связанные с модернизацией элементов крепления с несущим стержнем огнеупорного блока и обеспечением возможности регулировки его положения относительно канала стакана-дозатора промежуточного ковша.

В качестве прототипа при разработке усовершенствованной стопорной системы промежуточного ковша МНЛЗ для соединения огнеупорного блока с несущим стержнем выбран вариант, предложенный сотрудниками кафедры механического оборудования заводов черной металлургии Донецкого национального технического университета и позволяющий в значительной мере сократить число концентраторов напряжений в зоне сопряжения крепежных элементов с огнеупорной частью. Конструкция данной системы схематично пока-

зана на рисунке 5. Она включает вертикальный цилиндрический стержень 2, который посредством наружной резьбы связан с прижимной гайкой 3, опирающейся на шайбу 4, расположенную на поверхности верхнего торца стопора моноблока 1 (рис. 5, а). В верхней части корпуса огнеупора запрессована металлическая

вставка 5, имеющая форму полого усеченного конуса. Внутри конуса расположена нижняя часть разрезной втулки 6, связанной своей верхней частью с шайбой 4. В свою очередь, нижняя часть вертикального стержня выполнена в виде конического хвостовика 7, размещенного в разрезной втулке, как показано на рисунке 5, б.

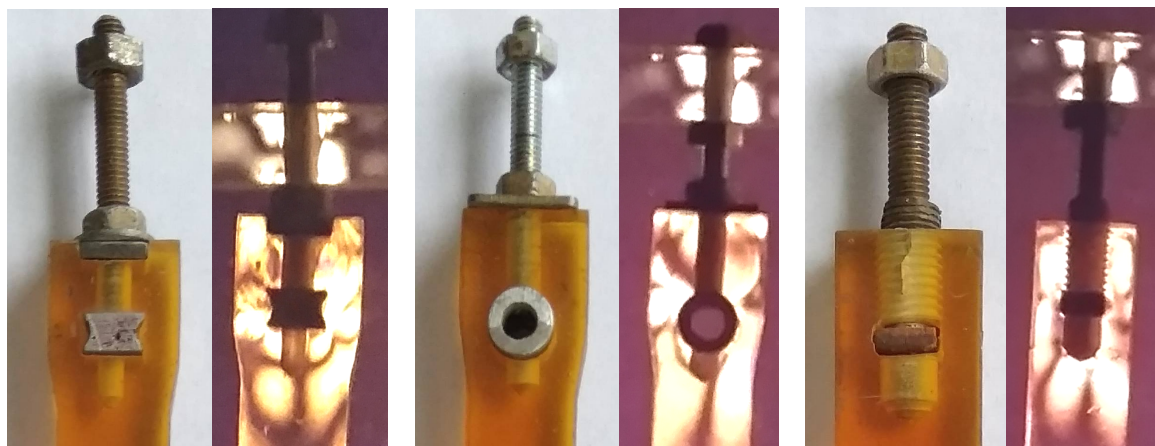


Рисунок 4 Картины распределения полей напряжений в узлах крепления моделей стопоров-моноблоков различного конструктивного исполнения

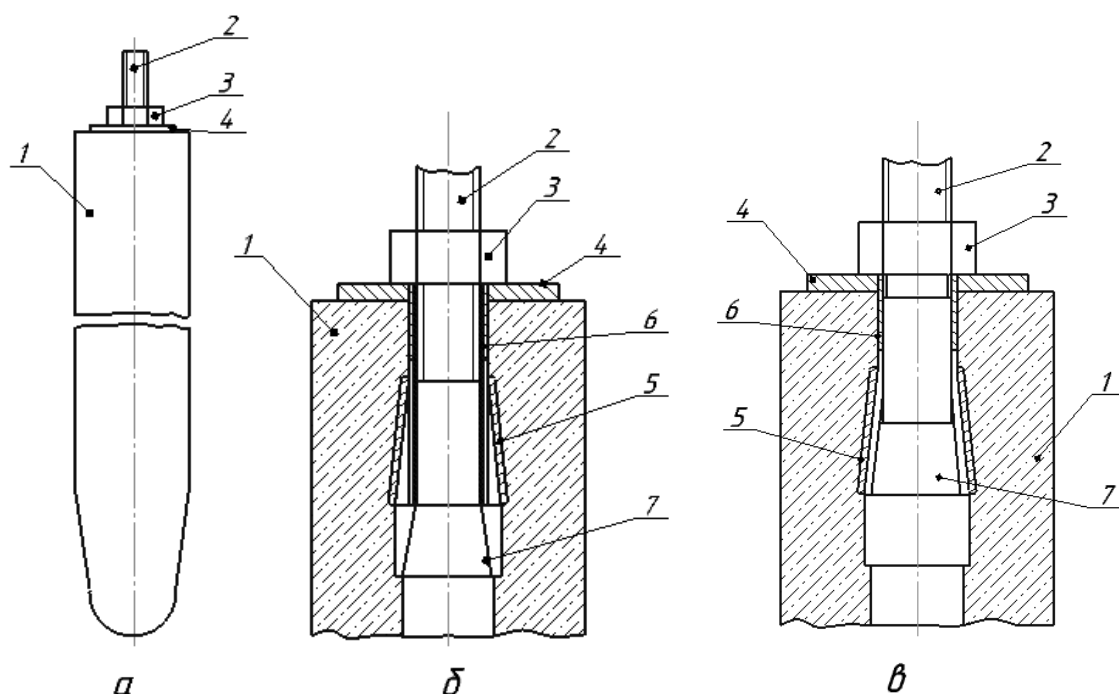


Рисунок 5 Конструктивная схема предложенного узла крепления стопора-моноблока

Сборку стопора-моноблока осуществляют в следующей последовательности. Предварительно разрезную втулку 6 с металлической шайбой 4 надевают на вертикальный цилиндрический стержень 2 и навинчивают гайку 3 до тех пор, пока нижний конец разрезной втулки не установится на уровне верхнего основания конического хвостовика стержня 7. После этого нижнюю часть стержня вводят в полость металлической вставки 5 до упора шайбы 4 в верхний торец корпуса 1 стопора-моноблока. Удерживая от проворота стержень 2, на его резьбовую часть навинчивают гайку 3. При этом стержень 2 перемещается вверх относительно корпуса стопора-моноблока 1, в результате чего его конический хвостовик 7 разводит лепестки нижней части разрезной втулки 6, что обеспечивает расклинивание металлической вставки 5 и фиксацию стержня 2 относительно корпуса 1 стопора-моноблока (рис. 5, в). После завершения разливки узел можно разобрать в обратном порядке и затем повторно использовать в комплекте с новым огнеупорным элементом [5].

Как уже отмечалось, возникновение в теле огнеупорного моноблока предельно опасных напряжений часто возникает из-за

дефектов сборки стопорной системы, обусловленных несовпадением продольной оси огнеупорного изделия с осью канала стакана-дозатора промежуточного ковша. Для устранения действия указанного фактора за счет обеспечения возможности регулировки положения стопора-моноблока относительно сталевыпускного канала была разработана новая конструктивная схема соединительного узла стопорной системы. На рисунке 6 схематично показан модернизированный узел крепления стопора-моноблока к консоли разливочного устройства. Он включает горизонтальный резьбовой штырь 4, снабженный вилкой 5 и имеющий возможность относительного перемещения вдоль несущей консоли 2, а также фиксации в нужном положении с помощью двух гаек 1 и 3. Внутри вилки размещен вкладыш 7 с подшипниковой втулкой, который может поворачиваться относительно вертикального пальца 8 на угол 30° в обоих направлениях. Такое движение вкладыша обеспечивается благодаря выполненному на нем сектору в виде фрагмента червячного колеса, находящегося в зацеплении с червяком 6, горизонтально размещенным в двух опорах перпендикулярно продольной оси резьбового штыря 4.

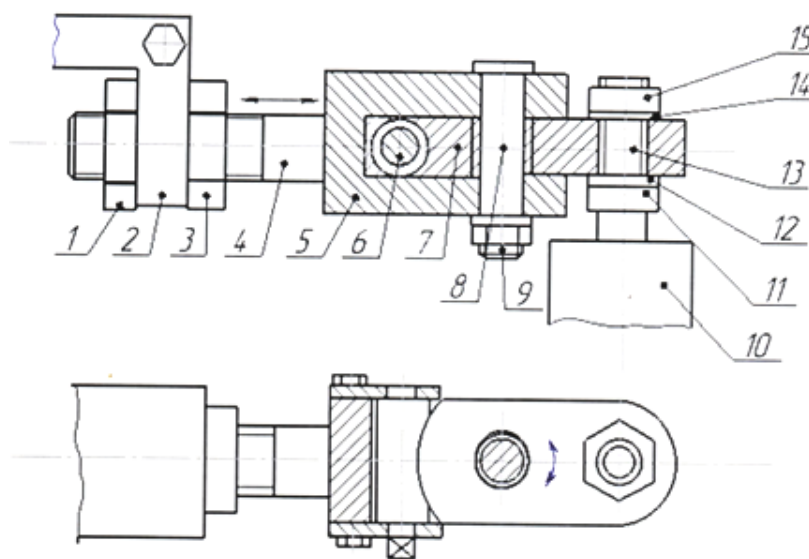


Рисунок 6 Конструктивная схема устройства регулирования положения огнеупорного моноблока относительно выпускного канала промежуточного ковша МНЛЗ

Для вращения червяка одна из его опорных цапф снабжена хвостовиком с лысками под ключ. Вертикальный палец 8 зафиксирован относительно вилки 5 с помощью гайки 9. В теле вкладыша 7 имеется отверстие для вертикального резьбового стержня 13, несущего огнеупорный моноблок 10. Положение стержня 13 относительно вкладыша 7 осуществляется с помощью двух гаек 11 и 15, а также шайб 12 и 14.

Данное конструктивное исполнение узла крепления огнеупорного моноблока позволяет во время подготовки стопорной системы к разливке осуществлять регулировку положения огнеупорного элемента относительно стакана-дозатора благодаря возможности последовательного перемещения в двух направлениях. Осуществляя поступательное и поворотное движения вертикального огнеупорного элемента относительно продольной оси сталевыпускного канала промежуточного ковша во время настройки разливочной системы, можно исключить возникшие в ней перекосы, отрицательно влияющие на напряженно-деформированное состояние ее деталей.

С целью сопоставительной проверки работоспособности усовершенствованного узла крепления стопора-моноблока с соблюдением условий геометрического подобия в масштабе 1:2,5 изготовили три натурных модели керамических элементов.

В качестве исходного материала использовали огнеупорную бетонную массу, которую предварительно увлажняли, добавляя 5 % воды, тщательно перемешивали, а затем засыпали в подготовленную прозрачную пластиковую форму, в которой соосно была закреплена металлическая трубка для формирования центрального сквозного канала в стержне стопора-моноблока.

В первой модели моноблока над верхней частью трубки размещена стальная полая коническая вставка, а в двух других — соответственно стальные круглая и шестигранная гайки.

Заполненную огнеупорным материалом форму подвергали воздействию вибрации.

Для возбуждения вибрации использовали дебалансный вибратор. Оптимальную частоту и продолжительность вибрирования устанавливали опытным путем. При этом в соответствии с рекомендациями, приведенными в работе [6], применили двухстадийную вибрационную обработку. На первой (начальной) стадии продолжительностью 3 минуты частота вибрации была меньше (~60 Гц), что способствовало лучшей укладке крупных частиц, а завершение обработки проводили при частоте 150 Гц для укладки мелких частиц.

Благодаря ослаблению внутреннего трения в бетонной массе, за счет вибрационного воздействия на нее по указанной схеме, создавали благоприятные условия для равномерной и плотной укладки частиц огнеупорного материала при отсутствии на него давления, в результате чего формирующийся стопор-моноблок приобретал структуру, не обладающую анизотропией свойств.

Режим сушки сформированного стержня был следующим. Первые 24 часа форму с уплотненной бетонной массой выдерживали при комнатной температуре, после чего полученный стержень извлекали из пластиковой оболочки и подвергали сушке в муфельной печи при температуре 800 °С в течение 6 часов с последующим охлаждением с печью до температуры окружающей среды.

В соответствии с полученными присоединительными размерами верхней части первой натурной модели огнеупорного блока (рис. 7, а) изготовили металлические элементы его крепления (рис. 7, б), после чего осуществили сборку каждой из трех моделей стопоров-моноблоков (рис. 7, в).

По плану эксперимента провели силовые испытания узла крепления моделей стопора-моноблока на специально подготовленном контрольно-измерительном стенде, включавшем металлическую раму, силовой винтовой механизм, месдозу и усилитель переменного тока с показывающим прибором для фиксации значений аналогового сигнала (рис. 8).

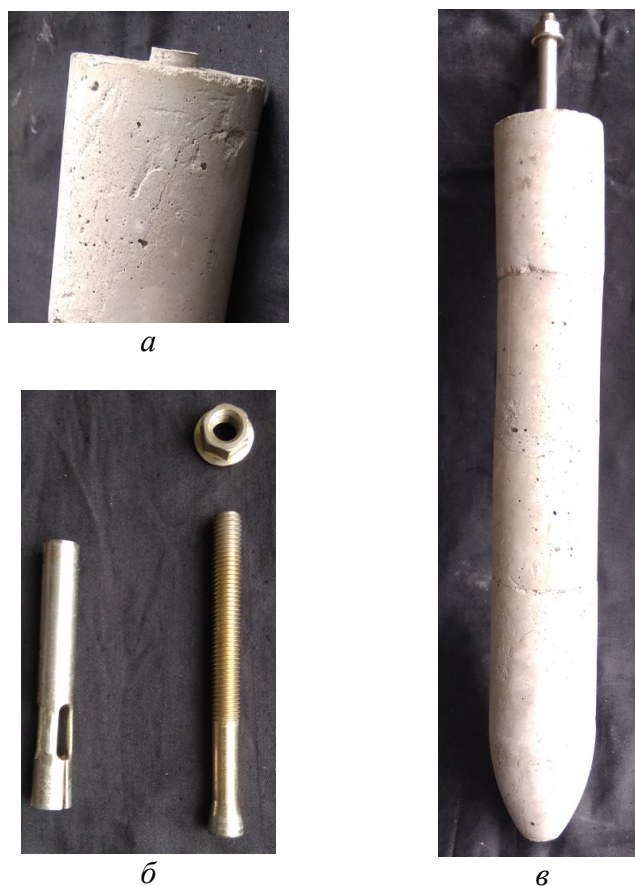


Рисунок 7 Верхняя часть огнеупора с металлической вставкой (а); гайка, разрезная втулка и стержень (б); моноблок в собранном виде (в)

Месдоза конструктивно представляла собой полый стальной цилиндр, на наружной поверхности которого с помощью специального клея закреплены четыре фольговых тензодатчика, соединенных по мостовой схеме. Причем два из них размещены вдоль образующей цилиндра и являлись рабочими, а два других — в кольцевом направлении, т. е. служили для температурной компенсации моста сопротивлений.

Перед проведением экспериментов предварительно осуществили тарировку месдозы. Для этого ее размещали на столе винтового пресса и подвергали действию нагрузки, передаваемой через динамометр, снабженный стрелочным индикатором. По показаниям индикатора и соответствующим им значениям аналогового сигнала, регистрируемого электрическим прибором, построили график тарировочной зависимости.

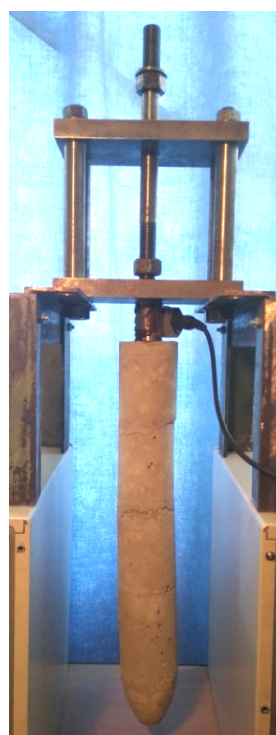
Результаты испытаний, в ходе которых осуществляли визуальный контроль состояния верхних частей моделей огнеупорного моноблока в зоне размещения узла его крепления к несущему металлическому стержню, позволили установить значения осевой силы, при которых наблюдалось образование трещин на корпусе керамического элемента.

Благодаря тому, что у модернизированного узла крепления моноблока расклинивающие усилия, возникающие во время навинчивания гайки на резьбовой хвостовик несущего стержня, воспринимаются полый металлической вставкой в форме усеченного конуса и не передаются в радиальном направлении на охватывающую ее огнеупорную часть, а также отсутствию на внешней поверхности самой вставки острых ребер удалось уменьшить напря-

жения в теле керамического элемента и в итоге повысить его надежность. В пользу этого свидетельствует то, что разрушение верхней части модели моноблока, снабженного новой конструкцией узла его крепления к несущему металлическому стержню, происходило при значении осевой силы, достигшем 3100 Н, а у моделей моноблока с крепежными элементами в виде круглой и шестигранной гаек трещины на корпусе появились соответственно при осевой силе в 2650 Н и 2300 Н, т. е. меньшей в 1,17–1,35 раза в сравнении с опытным образцом.

Для оценки условий функционирования в целом всей разработанной стопорной системы по методике, приведенной в работе [7], рассчитали, спроектировали и изготовили в масштабе 1:2,5 действующую натурную модель (рис. 9, а), которая позволяла выполнять в реальном виде регулировочные операции, предусмотренные при подготовке к работе промышленного об-

разца разливочного устройства. В качестве наглядного примера на рисунке 9, б в плане показаны различные положения модели стопора-моноблока, которые можно обеспечить благодаря червячному механизму, входящему в состав предложенной стопорной системы. Следует отметить, что указанную регулировку на известных зарубежных аналогах осуществляют с помощью винтовых механизмов путем перемещения всей стопорной системы относительно сталевыпускного канала промежуточного ковша. Таким образом, усовершенствования, внесенные в конструкцию структурных элементов разливочной системы стопорного типа, позволяют повысить ее надежность в работе за счет сокращения числа механических поломок керамического моноблока, а также облегчить обслуживание и эксплуатацию, поскольку при настройке механизма исключается использование громоздких регулировочных узлов.



а



б

Рисунок 8 Стенд для силовых испытаний узла крепления моделей огнеупорного моноблока (а) и место размещения месдозы (б)

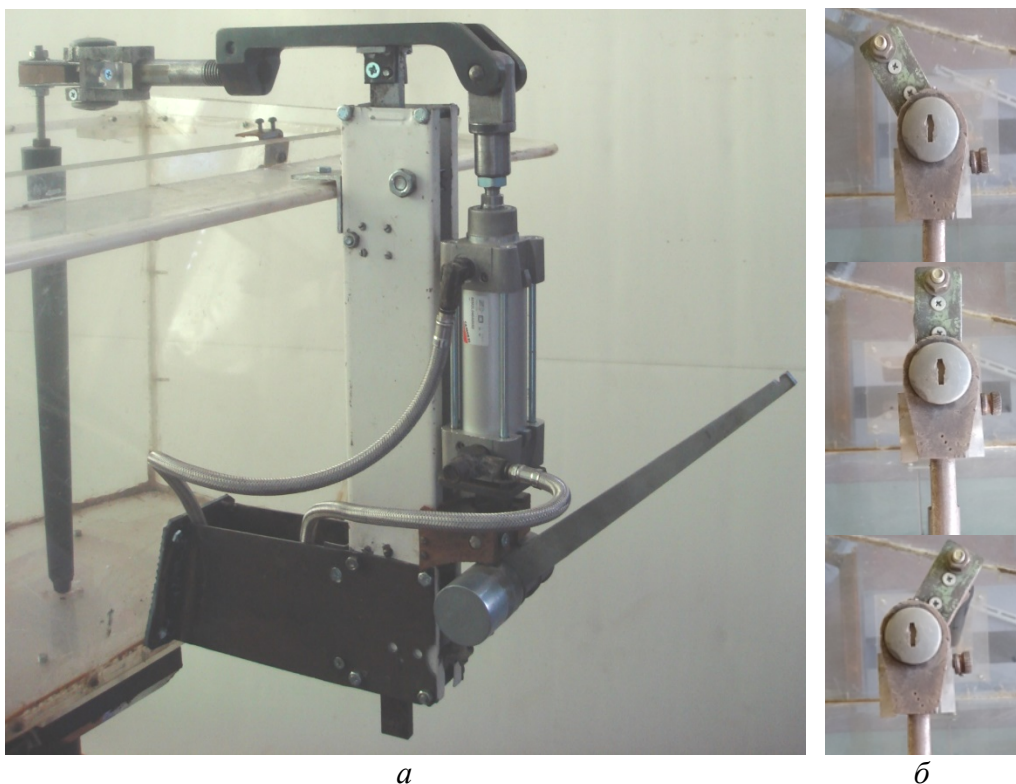


Рисунок 9 Действующая натурная модель разработанной стопорной системы промежуточного ковша МНЛЗ (а) и возможные позиции ее несущего элемента при регулировке положения моноблока относительно выпускного канала (б)

Результаты выполненных исследований будут использованы при разработке отечественных стопорных разливочных устройств, эксплуатируемых на промежуточных ковшах машин непрерывного литья заготовок, и послужат основой решению

задач импортозамещения, имеющих острую актуальность для металлургических предприятий ДНР и ЛНР в условиях действия санкций, запрещающих поставку им технологического оборудования зарубежными фирмами-производителями.

Библиографический список

1. Смирнов, А. Н. Непрерывная разливка стали [Текст] / А. Н. Смирнов, С. В. Куберский, Е. В. Штепан. — Донецк : ДонНТУ, 2011. — 482 с.
2. Куклев, А. В. Практика непрерывного литья заготовок [Текст] / А. В. Куклев, А. В. Лейтес. — М. : Металлургиздат, 2011. — 432 с.
3. Гидродинамические и физико-химические процессы в промежуточных ковшах для непрерывного литья стали [Текст] / В. И. Дубоделов [и др.]. — К. : Наукова думка, 2018. — 263 с.
4. Условия работы стопора-моноблока при регулировании истечения стали из промежуточного ковша МНЛЗ [Текст] / А. Н. Смирнов [и др.] // Металлургическая и горнорудная промышленность. — 2004. — № 4. — С. 96–99.
5. Разработка эффективных разливочных систем промежуточных ковшей машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) [Текст] / С. П. Еронько [и др.] // Металлургические процессы и оборудование. — 2009. — № 2 (16). — С. 39–48.
6. Смирнов, А. Н. Совершенствование конструкции узла крепления стопора-моноблока промежуточного ковша МНЛЗ [Текст] / А. Н. Смирнов, С. П. Еронько, И. А. Орлов // Металлургическая и горнорудная промышленность. — 2006. — № 4. — С. 70–72.

7. Физическое моделирование технических систем сталеплавильного производства [Текст] / С. П. Еронько [и др.]. — Москва; Вологда : Инфра-Инженерия, 2021. — 324 с.

© Еронько С. П.
© Цыхмистро Е. С.
© Вишневский Д. А.
© Иваненко А. С.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф. каф. ММК ДонГТИ Харламовым Ю. А.,
д.т.н., доц., зав. каф. «Управление качеством» ДонНТУ Ченцовым Н. А.*

Статья поступила в редакцию 04.10.2021.

**Doctor of Technical Sciences Eronko S. P., Tsykhmistro E. S. (DonNTU, Donetsk, DPR),
PhD in Engineering Vishnevskiy D. A., Ivanenko A. S. (DonSTI, Alchevsk, LPR)
DESIGN IMPROVEMENT AND MODEL STUDIES OF STOPPER POURING SYSTEM
OF THE INTERMEDIATE CASTER LADLE**

The paper presents the results of model studies of stopper system of the intermediate caster ladle, which allows to develop an improved design of the attachment fitting for its ceramic monoblock stopper, which minimize stress concentrations in the interface zone of the supporting metal rod with the upper part of the refractory element and thereby increase the reliability of its operation, as well as simplify the operations related to preparing the device for the start of casting.

Key words: intermediate ladle, stopper pouring system, refractory monoblock, attachment fitting, concentration.

УДК 669.02/.09

д.т.н., проф. Артюх В. Г.,
к.т.н., доц. Корихин Н. В.,
к.т.н., доц. Чернышева Н. В.,
Чigareва И. Н.

(СПбПУ, г. Санкт-Петербург, РФ, artukh@mail.ru)

КОНЦЕПЦИЯ АКТИВНОЙ ДЕТАЛИ В МЕХАНИЧЕСКОМ ОБОРУДОВАНИИ

Основная причина наличия огромных паразитных нагрузок в металлургических машинах — большая жесткость механического оборудования. Уменьшение жесткости и увеличение энергоемкости упругой системы всегда способствуют снижению уровня паразитных нагрузок. Наилучший вариант исправления ситуации — это изменение рабочей характеристики силовой линии с низким коэффициентом качества K . Этого можно достичь установкой в силовую линию активной детали с энергоемкостью, превышающей суммарную энергоемкость всех остальных деталей данной линии. Наличие активной детали в силовой линии машины всегда увеличивает функциональную прочность всех деталей этой линии.

Ключевые слова: металлургическая машина, разрушение, амортизатор, жесткость, энергоемкость, прокатный стан, деталь.

В тяжелых машинах, работающих в металлургической и горнорудной промышленности, постоянно возникают перегрузки самых разных типов. Уровень этих перегрузок зависит как от внешних воздействий на машину, так и от энергетических параметров самой машины. При определенных условиях он может достигать значений, приводящих к разрушению слабых звеньев. Уменьшить или ограничить перегрузки безопасным уровнем — основная задача защиты тяжелых машин от поломок [1–5].

Металлургические машины обладают наивысшими параметрами по нагруженности, размерам и скорости исполнительных органов. Так, сила прокатки на толстолистовых широкополосных станах достигает 70 МН, а момент прокатки — 5...6 МНм. Масса соединительного шпинделя может составлять 40 т, масса прокатного вала — 100 т, масса станины клетки — 700 т. Соответствует этим цифрам и стоимость названных деталей. Столь же высока аварийность металлургического оборудования. Поломки деталей и узлов металлургических машин (рис. 1) приводят к огромным убыткам, связанным как с высокой стоимостью деталей, так и с большими потерями

от простоя высокопроизводительных агрегатов [6–10]. При этом классические учебники по металлургическому оборудованию А. И. Целикова и А. А. Королева рекомендуют для таких деталей коэффициенты запаса прочности от 5,0 до 10,0. Становится ясно, что простым увеличением коэффициента запаса проблему не решить.

В работе [11] отмечалось, что подавляющее большинство силовых линий металлургических машин имеет низкий коэффициент качества K , т. е. для этих силовых линий доля полезной (технологической) нагрузки составляет малую часть от общей (полной) нагрузки. При $K=0$ вся нагрузка является нетехнологической (паразитной). При $K=1,0$ вся нагрузка является полезной (технологической). При этом K — не просто величина, обратная коэффициенту динамичности. Динамические нагрузки во многих техпроцессах (ковка, пильгерование и т. п.) являются полезными, и бороться с ними ни в коем случае не надо. Коэффициент качества силовой линии K (в отличие от коэффициента динамичности) позволяет выявлять именно ненужные с технологической точки зрения (паразитные) нагрузки.



Рисунок 1 Разрушенные рабочие валки и валковые муфты стана 1700

Для большинства прокатных станов за все время прокатки K достаточно высок и стабилен. Исключение составляет время переходного процесса (захват металла валками, разгон, торможение и т. д.). Для листовых прокатных станов качество при захвате составляет $0,2 \leq K \leq 0,5$, причем время захвата — это десятые доли секунды. Эти значения K соответствуют не всей машине (прокатному стану), а одной из ее силовых линий, а именно — главной линии. Многочисленные теоретические и экспериментальные исследования [12–18] подтверждают этот факт. В главных линиях нагрузки, хотя и кратковременные, в 3...5 раз превышают полезные технологические нагрузки. Энергетические затраты таких станов (вследствие упомянутой кратковременности переходных процессов) не вызывают проблем, но все аспекты прочности деталей главных линий имеют место и требуют радикального решения [19, 20].

Такие сложные машины, как прокатные станы, имеют много механизмов с индивидуальными приводами и, следовательно, много силовых линий, для каждой из которых может быть определен K . Так, для силовой линии прокатной клетки, включающей рабочие и опорные валки, нажим-

ной механизм и нагруженной силой прокатки, качество близко к единице. Такая ситуация не требует улучшения, а снижение нагрузок будет означать нарушение технологии прокатки. На том же стане можно выделить еще одну силовую линию (горизонтальную) — в направлении прокатки. Эта силовая линия включает в себя рабочие валки, опорные валки (через силу трения), подушки, станины и их крепления. В этом направлении полностью отсутствуют полезные технологические нагрузки, следовательно, качество этой силовой линии стремится к нулю. Все нагрузки в такой силовой линии должны быть ликвидированы (в крайнем случае — снижены до безопасного уровня).

Отметим еще одну особенность сложных упругих систем, к которым относятся и прокатные станы. Это не только наличие нескольких различных силовых линий с разными K , но и их влияние друг на друга вследствие взаимодействия сил. Так, главная линия стана нагружается крутящими моментами, которые создаются как технологическими силами вертикального направления ($K=1,0$), так и паразитными силами горизонтального направления ($K=0$). Отсюда промежуточное значение K для

главной линии в момент действия всех сил, включая паразитные силы горизонтального направления.

Изложенное выше дает ответ на вопрос, с какими нагрузками надо бороться. Становится понятно, что бороться нужно не с динамическими нагрузками как таковыми, а лишь с нагрузками паразитными. Понятие «качество» отвечает на вопрос «где?»: там, где K минимален (стремится к нулю). Осталось ответить на вопрос «как?».

Первый подход — естественный, но не всегда выполнимый — устранить причину, вызвавшую появление паразитной нагрузки. Например, устранить несоосность валов, возникшую при монтаже оборудования после ремонта; устранить зазоры в универсальных шпинделях, заменив бронзовые вкладыши; применять тихоходные безредукторные приводы постоянного тока и т. д. Иногда этот подход технически невыполним на практике, иногда он просто очень дорог.

На толстолистовых станах распространена технология прокатки, при которой захват происходит при скорости ≈ 2 м/с, после чего скорость возрастает до ≈ 4 м/с. Такая технология возможна в случае, когда скорость прокатки легко можно изменить (привод от двигателей постоянного тока). Однако есть случаи, когда скорость прокатки не регулируется. Например, в приводах черновых клетей непрерывных широкополосных станов установлены синхронные двигатели с постоянной скоростью вращения. В этом случае нужно применять другие приемы снижения скорости при захвате. Один из таких приемов — косая или фигурная обрезака конца прокатываемой полосы. Этот метод не нашел широкого применения из-за существенного остывания и непредсказуемой деформации фигурного конца.

Второй подход — профилактика появления опасных паразитных нагрузок путем их амортизации. При этом нагрузки не ликвидируются, а уменьшаются до приемлемого, безопасного уровня. Рассмотрим вариант динамического воздействия на упругую систему, или воздействие энергией.

При таком способе воздействия силы зависят от жесткости воспринимающей нагрузку системы. Но сила (и зависящее от нее напряжение) — параметр, определяющий прочность узла. Таким образом, прочность узла зависит от его жесткости. То есть, меняя жесткость системы, можно влиять на величину возникающих паразитных нагрузок. На рисунке 2 в координатах «сила — деформация» показаны несколько рабочих характеристик, отличающихся жесткостью и энергоемкостью.

Горизонталь с обозначением $P_{разр}$ фиксирует нагрузку, которая является разрушающей для самой слабой детали в этой силовой линии. Естественно, что возникающие в системе нагрузки не должны превышать $P_{разр}$. Рабочая характеристика под номером 1 соответствует силовой линии без амортизатора (более жесткой силовой линии). Если на такую силовую линию воздействовать внешней энергией T (показана в виде фигуры произвольного очертания), то эта энергия (площадь) должна быть размещена на рабочей характеристике 1 в виде треугольника. Площадь этого треугольника равна энергии воздействия T , а его катеты дают возникающую нагрузку P_1 и деформацию системы λ .

Если нагрузка P_1 представляет опасность, то ее можно уменьшить установкой амортизатора, уменьшающего жесткость и увеличивающего энергоемкость упругой системы. Установке различных амортизаторов соответствуют рабочие характеристики 2 и 3. Воздействие той же энергией T приводит к возникновению нагрузок P_2 и P_3 . Площади всех треугольников, изображающих энергию воздействия, равны величине T . Видно, что возникающие в системе нагрузки могут быть существенно уменьшены.

Таким образом, **амортизация** — это изменение параметров упругой системы таким образом, чтобы при неизменном внешнем воздействии в ней возникали нагрузки меньшего уровня (безопасного с точки зрения прочности). Эти параметры — **жесткость и энергоемкость**.

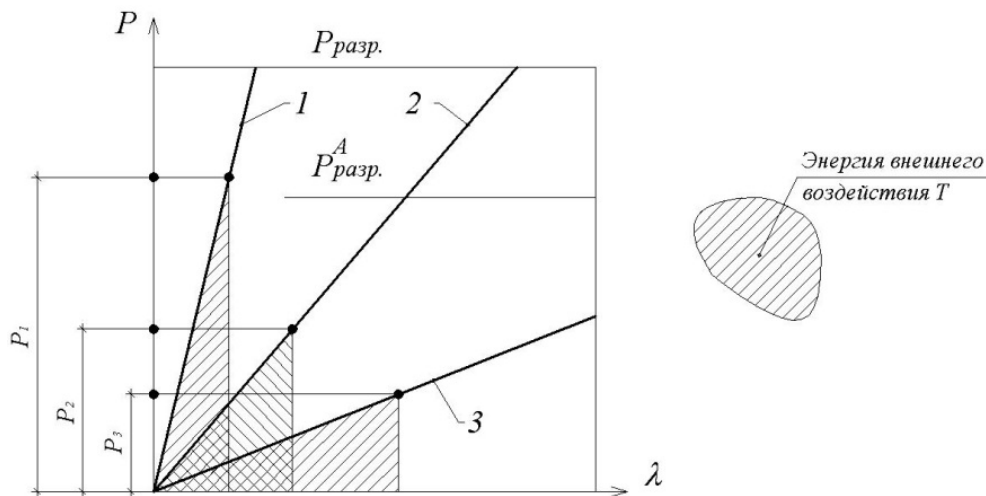


Рисунок 2 Воздействие энергией на упругие системы различной жесткости

Жесткость подавляющего большинства металлургических машин существенно завышена [1, 2, 6]. Это связано как с материалом (сталь — сам по себе очень жесткий материал), так и с видом нагружения (напряженно-деформированным состоянием). Причем если в вертикальной силовой линии (вдоль силы прокатки) прокатной клетки эта жесткость необходима для получения кондиционного продукта, то в двух других силовых линиях она совершенно не нужна.

Избавиться от излишней жесткости и, одновременно, увеличить энергоемкость можно, вводя в силовую линию специальную деталь, энергоемкость которой сопоставима (а лучше — превышает в несколько раз) с суммарной энергоемкостью всех остальных деталей этой силовой линии. Такая деталь будет коренным образом менять картину нагруженности всей силовой линии. Поэтому такую деталь предлагается называть **активной** деталью. Важно, что активная деталь, будучи установленной в силовую линию машины, уменьшает паразитные нагрузки, увеличивает K и повышает функциональную прочность для **всех** деталей в этой линии [1, 19–21]. Конструктивное исполнение и функциональное предназначение у активных деталей бывает различным. Это могут быть амортизаторы, буферы, демпферы, компенсаторы,

адаптеры и т. д. Отличительными признаками активной детали являются высокая энергоемкость и низкая жесткость (по сравнению с остальными деталями той силовой линии, куда она установлена).

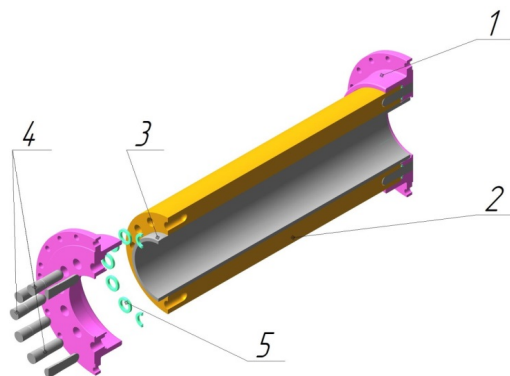
Рассмотрим несколько примеров.

Пример 1. Один из вариантов снижения скорости при захвате заключается в установке в привод упругого вала-энергоаккумулятора, который при номинальной нагрузке в приводе может закручиваться на $120 \dots 180^\circ$. Это позволяет в два раза уменьшить скорость захвата (и ускорение) при неизменных оборотах станковых двигателей. В этом случае вал-энергоаккумулятор является активной деталью, т. е. такой деталью, которая существенно влияет на величины генерируемых нагрузок.

Такие детали всегда можно спроектировать и изготовить. Один из вариантов подобной активной детали представлен на рисунке 3. Вал-энергоаккумулятор устанавливается взамен муфты зубчатой с промежуточным валом (МЗП) в клетке 4а между приводным двигателем и редуктором (непрерывный широкополосный стан НШС-1700 ПАО «ММК им. Ильича»). Вал имеет упругий элемент из полиуретана СКУ-ПФЛ-100 в виде толстостенной трубы $D_0 = 550$ мм; $d = 350$ мм. Он может передать крутящий момент $T^* = 250$ кНм при угле закручивания $\varphi = \pi$ рад.

На рисунках 4 и 5 показано, как изменился (от 0,25 до 0,4) коэффициент качества K в силовой линии привода указанной черновой клетки после установки активной детали (упругого вала-энергоаккумулятора). Здесь

M_{\max}^I — максимальный момент до модернизации; $M_{\text{ном}}$ — номинальный момент; M_{\max}^{II} — максимальный момент после модернизации.



1 — полумфта; 2 — вал упругий из полиуретана; 3 — труба центрирующая; 4 — стальной палец; 5 — фиксатор пальца в осевом направлении

Рисунок 3 Устройство упругого вала-энергоаккумулятора

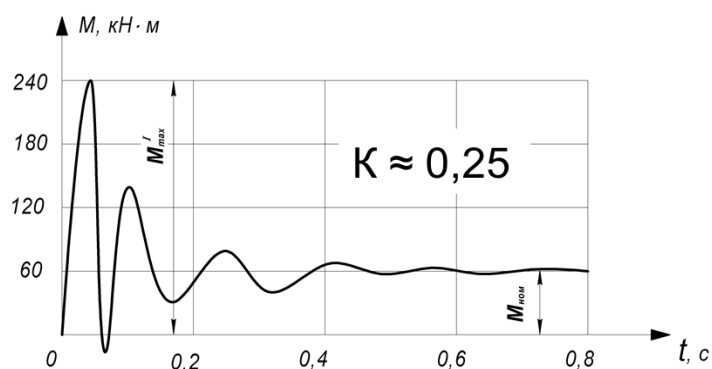


Рисунок 4 Коэффициент качества в силовой линии привода черновой клетки НШС до установки активной детали

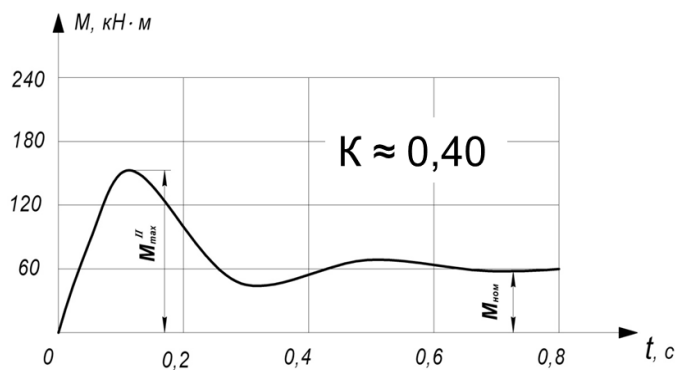


Рисунок 5 Коэффициент качества в силовой линии привода черновой клетки НШС после установки активной детали

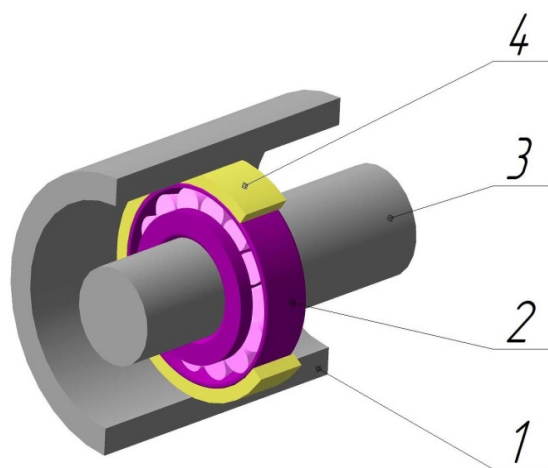
Пример 2. Ролики рольгангов обжимных и толстолистовых станов.

Многие заводы-изготовители не предусматривают установки на роликах амортизирующих устройств. В этом случае серьезной проблемой является ресурс подшипников, установленных на роликах рольгангов. На рольгангах с коническими роликами происходят массовые разрушения дорогостоящих подшипников. На некоторых роликах срок службы подшипников не превышает двух-трех месяцев, причем мест для установки амортизаторов не предусмотрено. Налицо явная ошибка проектировщиков. При проектировании рольгангов не учитывались паразитные нагрузки, возникающие в жестких системах роликов. Не было предпринято также никаких попыток компенсации возможных перекосов, сдвигов и других смещений в указанных жестких системах. В результате эти системы оказались очень чувствительными к возможным несовершенствам геометрии, износу деталей ответственных узлов [21].

Оценить энергоемкость ролика при нагрузке, нормальной к его оси, можно по величине прогиба ролика при допустимой нагрузке на его подшипники. Эту величину можно найти экспериментально, то есть измерить непосредственно на месте уста-

новки ролика. Для роликов толстолистового стана ТЛС 3000 ПАО «ММК им. Ильича» эта величина составляет около 1 мм. Такую деформацию (и, соответственно, энергоемкость) нужно увеличить в 3...4 раза. Для этого осадка амортизатора, устанавливаемого на ролик, должна составлять $2,0 \leq \lambda \leq 3,0$ мм. Реально ли создать такую активную деталь? Да, и такие амортизаторы были созданы. Они имели форму кольца, надевались на внешние кольца подшипников и имели толщину $\delta_k = 20$ мм. Кольца изготавливались из полиуретана серии adiprene L 167. Деформация кольца составляла $\varepsilon = 10...15\%$, что обеспечивало осадку $\lambda = 2...3$ мм. Схема установки кольцевого амортизатора представлена на рисунке 6.

Для установки амортизаторов требовалось увеличить проем в подушке роликов с 440 мм до 480 мм. Эта операция достаточно трудоемка. Возможен и другой вариант — замена существующего подшипника на подшипник более легкой серии с уменьшением его внешнего диаметра на $\Delta D = 40$ мм. Потеря динамической грузоподъемности подшипника составляла при этом примерно 25 % от первоначальной. Несмотря на это, решение было принято в пользу последнего варианта.



1 — подушка; 2 — подшипник; 3 — вал; 4 — полиуретановый амортизатор

Рисунок 6 Схема установки активной детали — кольцевого амортизатора

Ресурс самых нагруженных подшипников был увеличен в 10 раз, то есть на порядок, и при этом полностью исключено разбивание подушек подшипников. Причина в том, что установленные активные детали, помимо уменьшения паразитных нагрузок, выполняют здесь также функции адаптеров, т. е. они выравнивают контактные напряжения между сопрягаемыми поверхностями подушек и внешних колец подшипников, обеспечивая срок службы до 30 месяцев.

Пример 3. Для амортизации паразитных сил горизонтального направления можно применить полиуретановые активные детали, форма которых и их размеры не позволяют полностью решить задачу амортизации, но дают, как правило, положительный результат. У таких амортизаторов ограничена толщина (размер вдоль приложенной горизонтальной силы). Толщина стальных планок, установленных на подушках рабочих валков, составляет величину порядка $20 \leq \delta \leq 50$ мм. Величина энергоемкости ограничивается толщиной полиуретановой планки. Поскольку набор полиуретановых наделок (их геометрия) также ограничен, примем размеры полиуретановых наделок такими же, что и для стальных планок.

Прогиб станины в направлении прокатки для ТЛС 3000 составляет величину по-

рядка 2...3 мм. Установка амортизаторов на подушках рабочих валков позволяет получить дополнительную деформацию также порядка 2...3 мм. Реально можно увеличить горизонтальную деформацию в направлении прокатки в 2 раза, а динамическую нагрузку уменьшить в 1,4 раза. Одновременно полиуретановая наделка может выполнять функцию адаптера, то есть устройства, приспособляющего друг к другу контактирующие поверхности. Такие подушки были опробованы на черновой и чистовой клетях ТЛС 3000. Полиуретановая наделка с размерами стальной планки крепилась к боковой поверхности подушки винтами, утопленными в тело наделки. Упругая наделка показана на рисунке 7. Она имеет отверстия для крепления к подушке.

Изменение функциональной прочности деталей горизонтальной силовой линии составило (рис. 8):

- при $\Delta = 1$ мм функциональная прочность возрастает в 1,24 раза;
- при $\Delta = 2$ мм функциональная прочность возрастает в 1,30 раза;
- при $\Delta = 6$ мм функциональная прочность возрастает в 1,55 раза, причем для **всех** деталей горизонтальной силовой линии. Ресурс при этом увеличивается в разы.

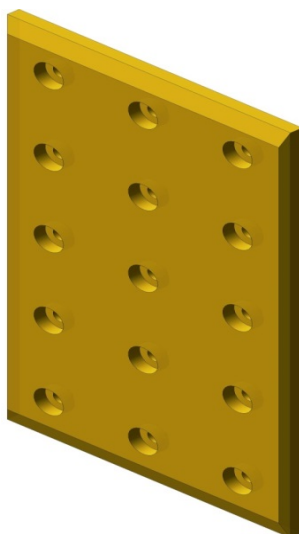
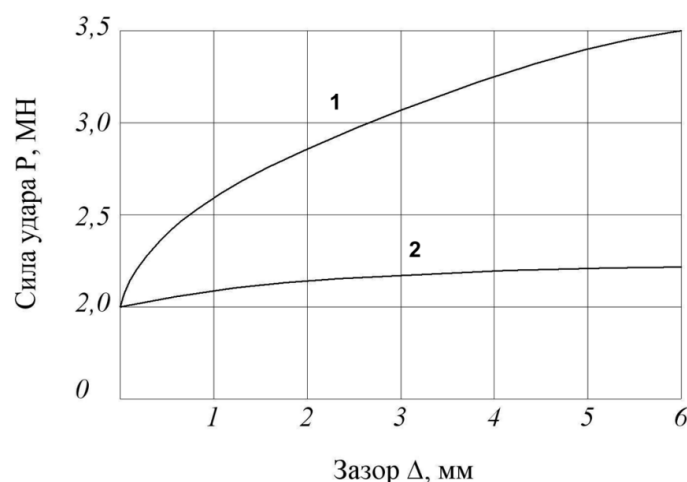


Рисунок 7 Активная деталь — полиуретановая наделка



1 — лицевые планки (наделки) из стали 45; 2 — активные детали (наделки) из полиуретана adiprene L 167

Рисунок 8 Зависимость силы горизонтального удара от величины зазора

Выводы:

1. Основная причина наличия огромных паразитных нагрузок в металлургических машинах — большая жесткость механического оборудования. Уменьшение жесткости и увеличение энергоемкости упругой системы **всегда** способствуют снижению уровня паразитных нагрузок.

2. Наилучший вариант исправления ситуации — это изменение рабочей характеристики силовой линии с низким коэффициентом качества K . Этого можно достичь установкой в силовую линию активной

детали с энергоемкостью, превышающей суммарную энергоемкость всех остальных деталей данной линии.

3. Наличие активной детали в силовой линии машины **всегда** увеличивает функциональную прочность **всех** деталей этой линии.

Работа выполнена при поддержке гранта РФФИ 19-08-01252а «Разработка и верификация моделей неупругого деформирования и критериев термоусталостного разрушения монокристаллических жаропрочных сплавов».

Библиографический список

1. Артюх, В. Г. Основы защиты металлургических машин от поломок : монография / В. Г. Артюх. — Мариуполь : Издат. группа «Университет», 2015. — 288 с.
2. Эксплуатация и ремонт механического оборудования промышленных предприятий / В. М. Кравченко, А. А. Ищенко, В. Г. Артюх, В. А. Сидоров. — Запорожье : ФОРМ Мокшанов В. В., 2021. — 316 с.
3. Current Views on the Detailed Design of Heavily Loaded Components for Rolling Mills / V. Mazur, V. Artyukh, G. Artyukh, M. Takadzi // Engineering Designer. — 2012. — Vol. 37. — No. 1. — P. 26–29.
4. Protection of Metallurgical Machines from Breakdowns at Iron and Steel Works / V. Artyukh, V. Mazur, Y. Sahirov, N. Kapustina // Advances in Intelligent Systems and Computing. — 2020. — Vol. 1115. — P. 950–962. — DOI: https://doi.org/10.1007/978-3-030-37916-2_94.
5. Vdovin, K. N. Improvement of steel pouring in a section CBCM / K. N. Vdovin, O. A. Marochkin, V. V. Tochilkin // Metallurgist. — 2014. — Iss. 58 (3–4). — P. 306–309. — DOI: 10.1007/s11015-014-9906-2.
6. Артюх, В. Г. Нагрузки и перегрузки в металлургических машинах : монография / В. Г. Артюх. — Мариуполь : Изд-во ПГТУ, 2008. — 246 с.
7. Gharaibeh, N. S. Loading Decrease in Metallurgical Machines / Nabeel S. Gharaibeh, Mohammed I. Matarneh, V. G. Artyukh // Research Journal of Applied Sciences. Engineering and Technology. — 2014. — No. 8 (12). — P. 1461–1464.

8. Snitko, S. A. Influence of wheel billet stamping schemes on power modes of forming press operation and on wear of the deformation tool / S. A. Snitko, A. V. Yakovchenko, A. L. Sotnikov // *Izvestiya Vysshikh Uchebnykh Zavedenij. Chernaya Metallurgiya*. — 2018. — Vol. 61 (5). — P. 385–392. — DOI: 10.17073/0368-0797-2018-5-385-392.
9. Rudaev, Ya. I. On structural and phase transitions in aluminum alloys / Ya. I. Rudaev, D. A. Kitaeva // *IOP Conf. Series: Journal of Physics: Conf. Series*. — 2018. — No. 1141. — DOI: 10.1088/1742-6596/1141/1/012074.
10. Maksarov, V. V. Forming conditions of complex-geometry profiles in corrosion-resistant materials / V. V. Maksarov, A. I. Keksini // *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. — 2018. — No. 194 (6). — DOI: 10.1088/1755-1315/194/6/062016.
11. Артюх, В. Г. Качество металлургической машины / В. Г. Артюх // *Захист металургійних машин від поломок*. — Маріуполь, 2009. — Вип. 11. — С. 23–28.
12. Solomonov, K. N. Application of CAD/CAM systems for computer simulation of metal forming processes / K. N. Solomonov // *Materials Science Forum*. — 2012. — Vol. 704–705. — P. 434–439. — DOI: 10.4028/www.scientific.net/MSF.704-705.434.
13. Application of Nonlinear Dynamic Analysis for Calculation of Dynamics and Strength of Mechanical Systems / A. Nikitchenko, V. Artiukh, D. Shevchenko, A. Larionov, I. Zubareva // *Advances in Intelligent Systems and Computing*. — 2019. — Vol. 983. — P. 496–510. — DOI: 10.1007/978-3-030-19868-8_49.
14. Mathematical Model of Plates and Strips Rolling for Calculation of Energy Power Parameters and Dynamic Loads / E. Sorochan, V. Artiukh, B. Melnikov, T. Raimberdiyev // *MATEC Web of Conferences*. — 2016. — Vol. 73. — DOI: 10.1051/mateconf/20167304009.
15. The Material for Physical Simulation of Metal-Forming Processes in Super-Plastic State / O. S. Anishchenko, V. V. Kukhar, A. H. Prysyazhnyi, V. V. Agarkov, E. S. Klimov, S. M. Chernenko // *IOP Conf. Series : Materials Science and Engineering*. — IOP Publishing, 2019. — Vol. 473 (1). — DOI: 10.1088/1757-899X/473/1/012040.
16. Levandovskiy, A. N. Modeling of porous material fracture / A. N. Levandovskiy, B. E. Melnikov, A. A. Shamkin // *Magazine of Civil Engineering*. — 2017. — No. 1. — P. 3–22. — DOI: 10.18720/MCE.69.1.
17. Effect of Particular Combinations of Quenching, Tempering and Carburization on Abrasive Wear of Low-Carbon Manganese Steels with Metastable Austenite / L. S. Malinov, I. E. Malysheva, E. S. Klimov, V. V. Kukhar, E. Yu. Balalayeva // *Materials Science Forum*. — 2019. — Vol. 945. — P. 574–578. — DOI: 10.4028/www.scientific.net/MSF.945.574.
18. Development of a Method for the Visualization of the Process of Forming of Curved Profiles in the Software Used for the Numerical Analyses of the Roll Passes / V. A. Osadchii, S. M. Gorbatyuk, D. I. Filippov, N. S. Kuprienko // *Metallurgist*. — 2019. — No. 63 (5–6). — P. 658–664. — DOI: 10.1007/s11015-019-00872-1.
19. New technologies for restoration and protection of power equipment with the aid of composite materials. *Energetika* / A. O. Ischenko, V. M. Kravchenko, O. V. Dashko, D. V. Kakareka // *Proceedings of CIS Higher Education Institutions and Power Engineering Associations*. — 2017. — Vol. 60 (2). — P. 159–166.
20. Study of kinematics of elastic-plastic deformation for hollow steel shapes used in energy absorption devices / D. B. Efremov, A. A. Gerasimova, S. M. Gorbatyuk, N. A. Chichenev // *CIS Iron and Steel Review*. — 2019. — No. 18. — P. 30–34. — DOI: 10.17580/cisisr.2019.02.06.
21. Depreciation of Bearing Blocks of Rollers of Roller Conveyers of Rolling Mills / V. Artiukh, M. Belyaev, I. Ignatovich, N. Miloradova // *IOP Conf. Series : Earth and Environmental Science* 90. — 2017. — DOI: 10.1088/1755-1315/90/1/012228.

© Артюх В. Г.
 © Корихин Н. В.
 © Чернышева Н. В.
 © Чигарева И. Н.

Рекомендована к печати д.т.н., проф. каф. ММК ДонГТИ Харламовым Ю. А.

Статья поступила в редакцию 28.09.2021.

Doctor of Technical Sciences, Professor Artiukh V. G., PhD in Engineering, Assistant Professor Korikhin N. V., PhD in Engineering, Assistant Professor Chernysheva N. V., Chigareva I. N. (SPbPU, Saint-Petersburg, the Russian Federation, artiukh@mail.ru)

CONCEPT OF AN ACTIVE PART IN MECHANICAL EQUIPMENT

The main reason for the presence of huge parasitic loads in metallurgical machines is the high rigidity of mechanical equipment. Reducing the stiffness and increasing the energy intensity of the elastic system always contribute to reducing the level of parasitic loads. The best way to correct the situation is to change the operating characteristics of the power line with a low quality factor K . This can be achieved by installing an active part in the power line with an energy intensity exceeding the total energy intensity of all other parts of this line. The presence of an active part in the power line of machine always increases the functional strength of all parts of this line.

Key words: metallurgical machine, destruction, shock absorber, stiffness, energy intensity, rolling mill, detail.

УДК 669.18

д.т.н. Еронько С. П., Цыхмистро Е. С.
(ДонНТУ, г. Донецк, ДНР),
к.т.н. Петров П. А., Зозуля Ф. С.
(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР)

РАСЧЕТ И КОНСТРУИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ ПОДАЧИ ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ СМЕСЕЙ В КРИСТАЛЛИЗАТОР БЛЮМОВОЙ МНЛЗ

Приведены конструктивные особенности, методика расчета энергосиловых параметров и результаты модельных исследований системы механизированной подачи шлакообразующих смесей в кристаллизатор блюмовой МНЛЗ. Практическое применение предложенной разработки обеспечит равномерное распределение смеси по свободной поверхности жидкой стали, за счет чего улучшатся условия формирования поверхности отливаемой заготовки и снизится расход подаваемых материалов.

Ключевые слова: непрерывная разливка, кристаллизатор, шлакообразующая смесь, бункер, шнековый дозатор, расход смеси, крутящий момент, мощность привода.

Как известно, в настоящее время доля стали, разливаемой на МНЛЗ, достигла 98 %. При этом технология непрерывного литья заготовок и оборудование для ее реализации постоянно совершенствуются с целью достижения наилучшего соотношения между ценой и качеством получаемой продукции [1]. К одной из мер, позволяющих достичь требуемых показателей качества непрерывно литой заготовки, относят применение шлакообразующих смесей (ШОС), способствующих улучшению условий формирования корочки слитка, стабилизации функционирования механизма качения кристаллизатора и равномерности вытягивания из него слитка [2].

На большинстве металлургических предприятий подачу смесей осуществляют вручную, несмотря на то, что еще в середине 60-х годов минувшего века были получены первые патенты на изобретения, связанные с механизацией этой операции. За отмеченный промежуток времени запатентованы десятки конструкций устройств, предназначенных для этой цели, однако лишь некоторые из них получили промышленное применение, что обусловлено сложностью исполнения предложенных систем и нерациональностью энергосиловых параметров их структурных механизмов.

В связи с этим совершенствование конструкции и обоснование рациональных рабочих параметров систем механизированной подачи ШОС являются важными научно-прикладными задачами, которые имеют особую значимость для условий отливки заготовок крупного и среднего сечений.

Анализ литературных данных показал, что в данной области преобладают изыскания, связанные с разработкой новых систем подачи ШОС в кристаллизаторы слябовых МНЛЗ [3, 4]. Информация о положительном опыте применения подобных систем при отливке блюмовых заготовок практически отсутствует, что является мотивацией для проведения исследований, связанных с разработкой конструкции и обоснованием рациональных параметров работы устройств, позволяющих осуществлять регулируемую подачу с заданной интенсивностью мелкодисперсных материалов в кристаллизаторы блюмовых МНЛЗ. При этом требуются новые технические решения, направленные на обеспечение высокой степени равномерности распределения ШОС на зеркале металла в кристаллизаторе, а также облегчение эксплуатации и обслуживания структурных механизмов, входящих в состав используемой системы.

Целью работы являлось создание установки, имеющей высокие рабочие характеристики и обеспечивающей минимизацию затрат при реализации механизированной подачи шлакообразующих смесей в условиях непрерывного литья блюмовых заготовок.

При выборе конструктивного исполнения установки, разрабатываемой для обслуживания блюмовых МНЛЗ (рис. 1), были учтены достоинства и недостатки известных отечественных и зарубежных аналогов. Благодаря примененной в ней кинематической схеме все ее механизмы, выполняющие операции по обрушению порошкообразного материала в бункере, дозированной подаче смеси в кристаллизатор и ее равномерному распределению по поверхности металла, функционируют от одного электромеханического привода. В аналогичных системах для этих целей используют несколько отдельных механизмов, требующих подвода электроэнергии и сжатого воздуха.

В состав установки входит питающий бункер 5, к нижней части которого примы-

кает горизонтально расположенный шнековый дозатор 4, установленный на раме 1 и приводимый в действие через зубчатую передачу 11 червячным мотором-редуктором 8 с регулируемой частотой вращения выходного вала.

Для равномерного распределения смеси по всему поперечному сечению кристаллизатора во время работы дозирующей системы подающий носок 2 совершает качание относительно вертикальной оси погружного стакана 3. Такое движение носка обеспечивают кривошипно-шатунный механизм 9 и коленчатый вал 10.

Внутри бункера 5 в подшипниковых опорах размещен ворошитель 6, поворачиваемый кривошипно-рычажным механизмом 7 и устраняющий зависание мелкодисперсных материалов в бункере [5].

Проектированию опытного образца предложенной системы подачи ШОС предшествовало получение теоретических зависимостей, позволяющих оценить значения технологических нагрузок, действующих на приводы ее структурных механизмов.

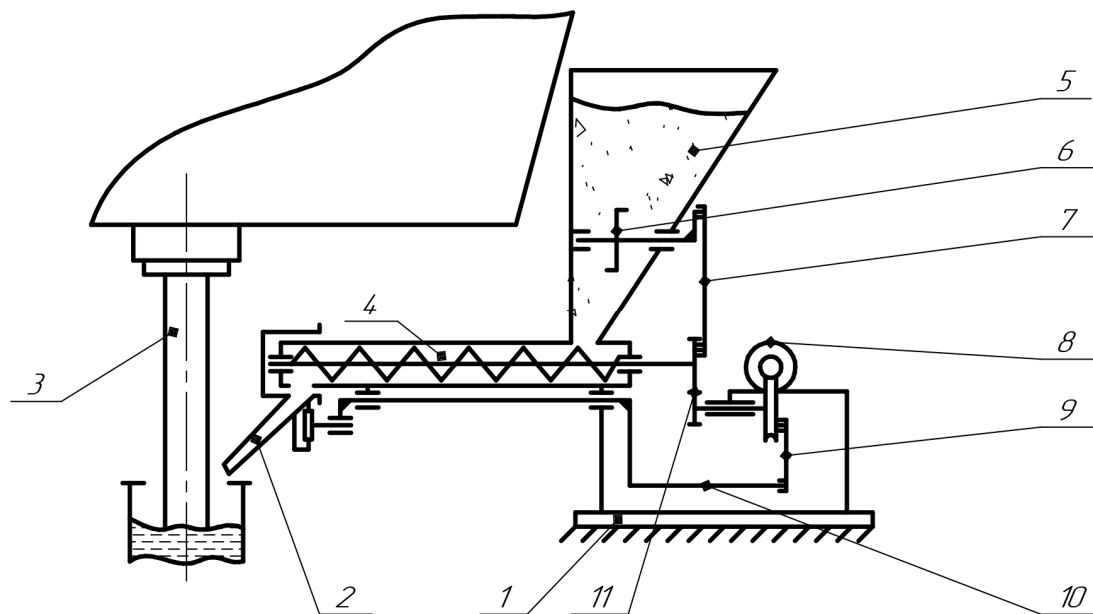


Рисунок 1 Конструктивная схема предлагаемой установки механизированной подачи ШОС в кристаллизатор блюмовой МНЛЗ

В соответствии с конструктивной схемой установки, общая мощность ее комбинированного привода N_o складывается из трех составляющих:

$$N_c = N_1 + N_2 + N_3,$$

где N_1 — мощность, требуемая для приведения во вращение горизонтально расположенного шнека, обеспечивающего подачу ШОС с заданным расходом из бункера в кристаллизатор; N_2 — мощность, необходимая для поворота лопастей ворошителя в толще мелкодисперсного материала в нижней части бункера; N_3 — мощность, достаточная для реализации качения носка с целью равномерного распределения смеси по поверхности жидкой стали в кристаллизаторе МНЛЗ.

Исходными данными при расчете рабочих характеристик шнекового питателя являются удельный расход шлакообразующей смеси q и производительность P ручья блюмной МНЛЗ, определяемая по формуле

$$P = S_6 \cdot v_3 \cdot \rho_c,$$

где S_6 — площадь поперечного сечения отливаемого блюма, м^2 ; v_3 — скорость вытягивания заготовки из кристаллизатора, м/мин ; ρ_c — плотность жидкой стали, кг/м^3 .

Тогда массовый расход ШОС, подаваемой в кристаллизатор, составит

$$Q = Pq = S_6 \cdot v_3 \cdot \rho_c \cdot q.$$

В соответствии с требованиями действующих технологических инструкций, можно принять: $S_6 = 0,16 \text{ м}^2$; $v_3 = 3 \div 5 \text{ м/мин}$; $\rho_c = 7000 \text{ кг/м}^3$; $q = 0,2 \div 0,3 \text{ кг/т}$.

С учетом указанных значений используемых величин, массовый расход шлакообразующей смеси, который должен обеспечивать шнековый питатель, находится в пределах $1,0 \div 1,7 \text{ кг/мин}$.

Требуемая максимальная частота вращения горизонтального шнека $n_{ш}$ при конструктивно принятых его геометрических параметрах (наружном диаметре витков $D_{ш} = 60 \text{ мм}$; диаметре вала $d_в = 20 \text{ мм}$; шаге витков $l_в = 40 \text{ мм}$), а также насыпной плотно-

сти шлакообразующей смеси $\gamma_c = 1000 \text{ кг/м}^3$ и коэффициенте заполнения ею межвиткового пространства шнека $\varphi = 0,5$ составит

$$\begin{aligned} n_{ш} &= Q / [0,785 (D_{ш}^2 - d_в^2) l_в \gamma_c \varphi] = \\ &= 1,7 / [0,785 (0,06^2 - 0,02^2) 0,04 \cdot 1000 \cdot 0,5] = \\ &= 40 \text{ об/мин}. \end{aligned}$$

Мощность, необходимая для вращения горизонтального шнека:

$$N_1 = (M_1 \cdot \omega_{ш}) / \eta_1,$$

где M_1 — момент сопротивления вращению шнека; $\omega_{ш}$ — угловая скорость вращения шнека; η_1 — КПД механизма вращения шнека.

В соответствии с расчетной схемой, приведенной на рисунке 2, при вращении шнека его витки своей наружной кромкой сдвигают слой мелкодисперсного материала вдоль внутренней поверхности трубы, в результате чего на кромку действует сила $F_{сд}$, значение которой пропорционально площади сдвигаемого слоя $S_{сд}$ и напряжению сдвига транспортируемой смеси $\tau_{сд}$:

$$F_{сд} = S_{сд} \cdot \tau_{сд}.$$

Площадь поверхности сдвигаемого слоя при коэффициенте заполнения сыпучим материалом межвиткового пространства шнека $\varphi = 0,5$ определяем по формуле

$$S_{сд} = 0,5\pi \cdot D_{ш} (l_в - \delta) (z - 1),$$

где δ — толщина витка шнека; z — количество витков шнека.

Сила $F_{сд}$ вызывает силу трения $F_{тр1}$, момент которой M_1 препятствует вращению шнека:

$$M_1 = 0,5 F_{тр1} \cdot D_{ш} = 0,5 F_{сд} \cdot D_{ш} \cdot \mu,$$

где μ — коэффициент трения поверхности витка шнека о шлакообразующую смесь.

Мощность, требуемая для поворота лопастей ворошителя смеси:

$$N_2 = (M_2 \cdot \omega_n) / \eta_2,$$

где M_2 — момент сопротивления повороту лопастей в толще сыпучего материала; ω_n — угловая скорость поворота лопастей; η_2 — КПД механизма поворота лопастей.

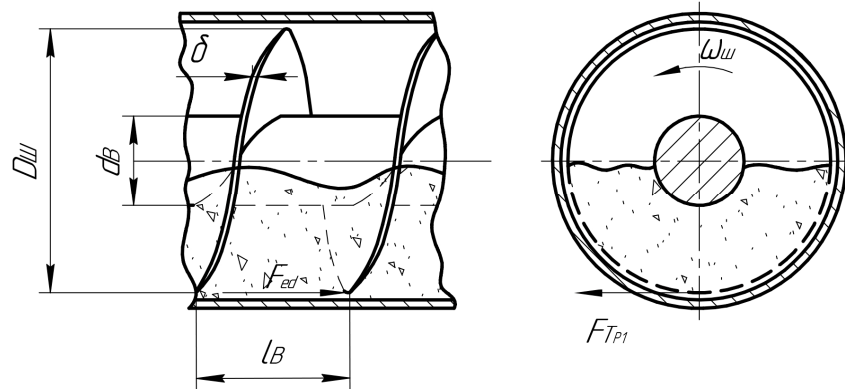


Рисунок 2 Расчетная схема для определения момента сопротивления вращению шнека при транспортировании шлакообразующей смеси

В соответствии с расчетной схемой (рис. 3), момент M_2 обусловлен действием на поверхность лопастей ворошителя силы трения $F_{тр2}$, вызываемой боковым давлением столба сыпучего материала:

$$F_{тр2} = \gamma_c \cdot g \cdot h_c \cdot abk \cdot \mu,$$

где h_c — высота столба смеси над лопастями ворошителя; a и b — размеры лопасти; k — коэффициент бокового давления.

Тогда $M_2 = 4F_{тр2} \cdot 0,5b$.

Мощность для приведения в действие механизма качания подающего носка в соответствии с расчетной схемой, показанной на рисунке 4:

$$N_3 = (M_3 \cdot \omega_6) / \eta_3,$$

где M_3 — крутящий момент, обеспечиваемый поворотным рычагом O_2C_2 ; ω_p — угловая скорость поворота рычага O_2C_2 ; η_3 — КПД механизма качания подающего носка.

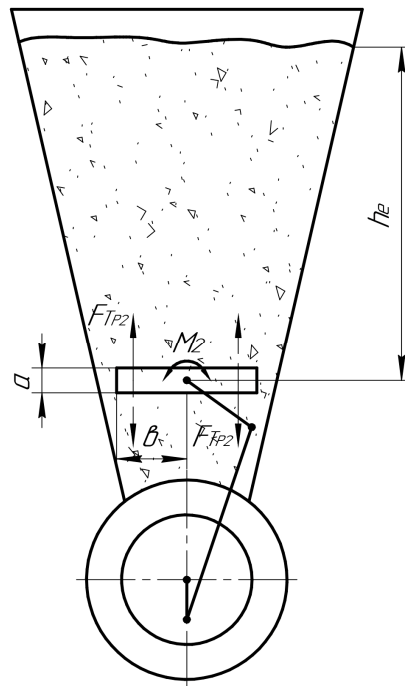


Рисунок 3 Расчетная схема механизма ворошителя шлакообразующей смеси в нижней части бункера

Момент M_3 , требуемый для поворота подающего носка при его силе тяжести G_{nn} на угол α_1 относительно вертикальной оси, определяется по формуле

$$M_3 = (F_p / \cos \alpha_3) O_2 C_2.$$

В этой формуле F_p — сила в точке контакта ролика с направляющей подающего носка, вызываемая при его повороте на угол α_1 рычагом $O_2 C_2$. Для ее определения составим уравнение моментов сил относительно центра O_1 :

$$\Sigma M_{O_1} = 0; \quad G_{nn} \cdot O_1 C_1 \cdot \sin \alpha_1 - F_p \cdot O_1 C_2 = 0.$$

Откуда

$$F_p = (G_{nn} \cdot O_1 C_1 \cdot \sin \alpha_1) / O_1 C_2.$$

Тогда

$$M_3 = (G_{nn} \cdot O_1 C_1 \cdot \sin \alpha_1 \cdot O_2 C_2) / (O_1 C_2 \cdot \cos \alpha_3).$$

При этом, в соответствии с рисунком 4, $\alpha_3 = \alpha_2 - \alpha_1$.

С целью проверки правильности технических решений, принятых при конструировании предложенной системы механизированной подачи ШОС, и корректности полученных расчетных зависимостей с их использованием рассчитали конструктивные и энергосиловые параметры, с учетом которых в масштабе 1:2 изготовили действующую натурную модель установ-

ки (рис. 5) для проведения экспериментальных исследований.

В ходе проведения лабораторных экспериментов во время функционирования установки благодаря прозрачности корпуса ее бункера, выполненного из органического стекла, осуществляли визуальное наблюдение за процессами взаимодействия с мелкодисперсным материалом лопастей ворошителя, а также витков шнека в его заборной части.

При этом в режиме реального времени по методике, подробно описанной в работе [6], фиксировали значения крутящего момента, одновременно передаваемого шнеку, лопастям ворошителя и подающему носку. Поставленную задачу решали с использованием контрольно-измерительного комплекса, включавшего тензорезисторный преобразователь, усилитель переменного тока, АЦП и ЭВМ. Тензорезисторный преобразователь был выполнен с применением фольговых датчиков сопротивления 200 Ом, соединенных по мостовой схеме и закрепленных с помощью специального клея на гильзе, помещенной в корпус с прозрачной передней крышкой (рис. 6, а). Сама гильза выполняла функцию муфты, связывающей валы приводного электродвигателя и червячного редуктора (рис. 6, б).

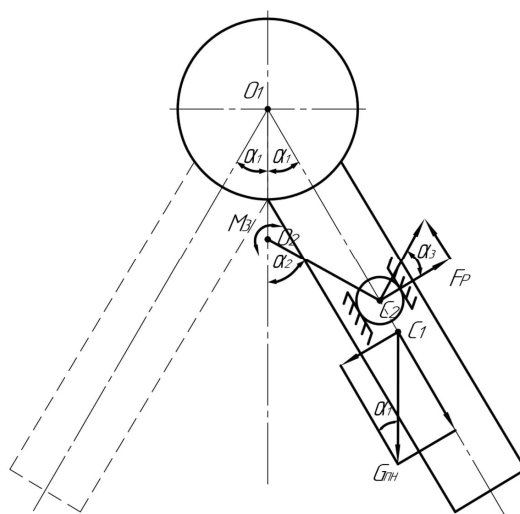


Рисунок 4 Расчетная схема механизма качания подающего носка



Рисунок 5 Действующая натурная модель предложенной системы механизированной подачи ШОС в кристаллизатор блюмовой МНЛЗ

Электрический сигнал, снимаемый с выхода моста сопротивлений, после усиления и преобразования в цифровой код поступал в системный блок ЭВМ для об-

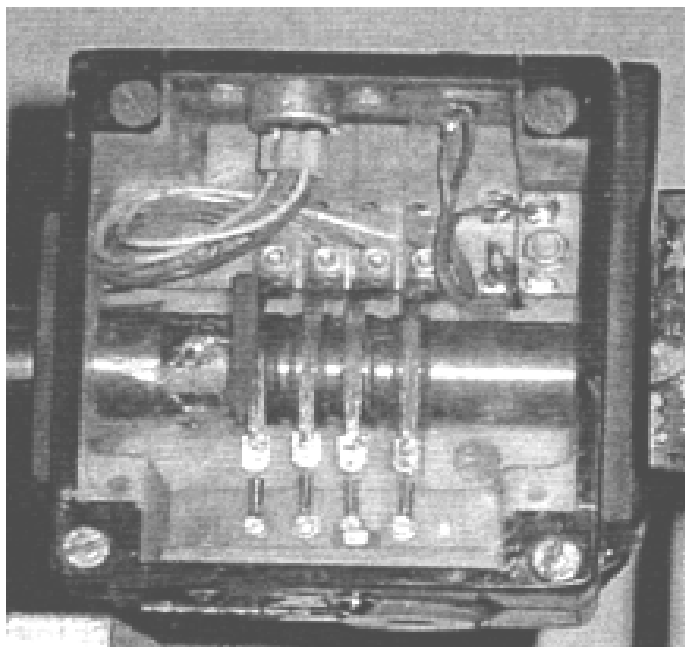
работки с помощью прикладной программы и последующей распечатки.

Характерный вид фиксируемого сигнала показан на рисунке 7.

С учетом измеренного среднего значения крутящего момента, развиваемого двигателем и составившего $0,15 \text{ Н}\cdot\text{м}$, а также скорости вращения его вала 75 рад/с мощность комбинированного привода натурной модели в процессе ее функционирования равнялась 11 Вт .

Сопоставление этого значения с расчетным значением суммарной мощности привода (данные таблицы 1) показало, что расхождение между ними не превышает 15% , т. е. предложенная методика пригодна для инженерных расчетов.

Полученные теоретические зависимости были использованы при расчете и конструировании опытно-промышленного образца предложенной системы механизированной подачи шлакообразующих смесей в условиях непрерывного литья блюмовой заготовки.



а



б

Рисунок 6 Конструктивное исполнение муфты (а), снабженной тензорезисторным преобразователем, и место ее размещения на комбинированном приводе модели (б)

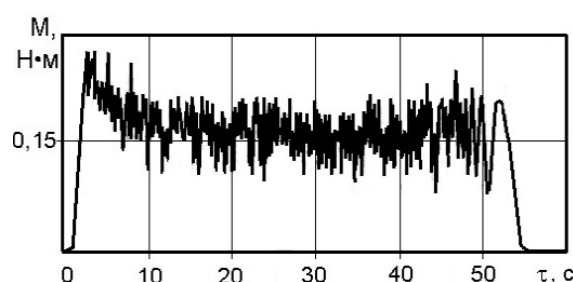


Рисунок 7 Характерный вид регистрировавшегося сигнала при контроле крутящего момента, одновременно передаваемого шнеку, лопастям ворошителя и подающему носку

Таблица 1

Значения энергосиловых параметров механизмов
натурной модели системы механизированной подачи ШОС

Механизмы установки	Расчетные значения параметров механизмов модели					Измеренные значения параметров привода модели		
	M_i , Н·м	ω_i , рад/с	η	N_i , Вт	N_c , Вт	$M_{дв}$, Н·м	$\omega_{дв}$, рад/с	$N_{дв}$, Вт
Вращения шнека	1,83	4	0,6	12,2	13	0,15	75	11
Поворота лопастей ворошителя	0,04	2	0,6	0,11				
Качания подающего носка	0,14	3	0,6	0,7				

Техническая характеристика разработанной системы для обслуживания блочной МНЛЗ

Максимальные размеры поперечного сечения полости кристаллизатора обслуживаемой МНЛЗ, м.....	0,4×0,4
Объем питающего бункера, м ³	0,1
Диаметр шнека, мм.....	60
Длина шнека, мм.....	900
Обеспечиваемый расход смеси, кг/мин	1,0÷1,7
Угол качания подающего носка, град.....	±30
Допускаемый максимальный размер частиц подаваемой смеси, мм	3
Мощность привода, кВт	0,15
Полная масса установки, кг.....	65

Исходя из имеющегося опыта разработки и промышленного внедрения систем механизированной подачи ШОС в условиях 3-х слябовых МНЛЗ двух металлургических комбинатов Донецкого региона [7], можно говорить о том, что использование предложенной установки при непрерывной разливке стали на блоковых машинах позволит улучшить качество поверхности отливаемых заготовок и снизить на 15÷20 % расход дорогостоящих шлакообразующих смесей, а затраты, связанные с

освоением инновационного оборудования, окупятся в течение одного года.

Результаты выполненных теоретических и экспериментальных исследований будут способствовать решению задач импортозамещения в области разработки вспомогательного технологического оборудования, входящего в состав машин непрерывного литья заготовок, эксплуатируемых в сталеплавильных цехах отечественных металлургических предприятий.

Библиографический список

1. Машины непрерывного литья заготовок. Теория и расчет [Текст] / Л. В. Буланов [и др.]. — Екатеринбург : Уральский центр ПР и рекламы, 2002. — 320 с.
2. Куклев, А. В. Практика непрерывного литья заготовок [Текст] / А. В. Куклев, А. В. Лейтес. — М. : Металлургиздат, 2011. — 432 с.
3. Опробование автоматизированной подачи порошковых ШОС в кристаллизатор слябовой МНЛЗ [Текст] / В. В. Соколов [и др.] // Сталь. — 2004. — № 5. — С. 37–38.
4. Горосткин, С. В. Внедрение системы автоматизированной подачи шлакообразующей смеси в кристаллизатор машины непрерывного литья заготовок [Текст] / С. В. Горосткин, В. Гартен // Новые огнеупоры. — 2013. — № 4. — С. 39–42.
5. Еронько, С. П. Опыт конструирования систем дозированной подачи шлакообразующих смесей в кристаллизаторы машин непрерывного литья заготовок [Текст] // Черная металлургия : бюл. ин-та «Черметинформация». — 2011. — № 11. — С. 35–40.
6. Физическое моделирование технических систем сталеплавильного производства [Текст] : учебное пособие / С. П. Еронько [и др.]. — Москва; Вологда : Инфра-Инженерия, 2021. — 324 с.
7. Опыт разработки и внедрения систем механизированной подачи шлакообразующих смесей в кристаллизаторы МНЛЗ [Текст] / С. П. Еронько [и др.] // Черная металлургия : бюл. ин-та «Черметинформация». — 2020. — Т. 76. — № 11. — С. 994–1003.

© Еронько С. П.© Цыхмистро Е. С.© Петров П. А.© Зозуля Ф. С.

*Рекомендована к печати д.т.н., проф., зав. каф. ГЭМиО ДонГТИ Корнеевым С. В.,
д.т.н., проф. каф. МОЗЧМ им. проф. Седуша В. Я. ДонНТУ Сидоровым В. А.*

Статья поступила в редакцию 04.10.2021.

Doctor of Technical Sciences Eronko S. P., Tsykhmistro E. S. (DonNTU, Donetsk, DPR),

PhD in Engineering Petrov P. A., Zozulya F. S. (DonSTI, Alchevsk, LPR)

**CALCULATION AND DESIGN THE SYSTEM OF MECHANIZED SUPPLY
OF SLAG-FORMING MIXTURES TO THE BLOOM CASTER MOLD**

There have been given the design features, design procedure of energy-power parameters and the results of model studying the system of mechanized supply of slag-forming mixtures to the bloom caster mold. The practical application of the proposed development will ensure uniform distribution of the mixture over the free surface of liquid steel, thereby improving the conditions for forming the surface of the cast blank and reducing the consumption of feed materials.

Key words: continuous casting, mold, slag-forming mixture, hopper, auger meter, mixture flow rate, torque, drive power.

ТРЕБОВАНИЯ
к рукописям научных статей в сборник научных трудов
государственного образовательного учреждения
высшего образования Луганской Народной Республики
«Донбасский государственный технический институт»

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 учёной степени кандидата наук, на соискание учёной степени доктора наук (п. 4)) и базовым издательским стандартам по оформлению статей по ГОСТ 7.5–98 «Журналы, сборники, информационные издания».

Сборник научных трудов издаётся не менее 4 раз в год. Сборник формирует информационный отдел: 94204, г. Алчевск, пр. Ленина, 16, ДонГТИ; тел./факс: (06442) 2-68-87, e-mail: info@dstu.education (тема: для редакции сборника научных трудов ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ»); секретарь редакционной коллегии Скомская Светлана Анатольевна.

Сборник содержит следующие разделы: «Науки о земле», «Металлургия и материаловедение», «Машиностроение и машиноведение», «Строительство и архитектура».

Представляемые в статье материалы должны быть актуальными, отвечать новым достижениям науки и техники, иметь практическую значимость, соответствовать направленности сборника и представлять интерес для широкого круга специалистов.

Название статьи должно быть лаконичным и понятным, включать в себя объект и предмет исследований, иметь прямое отношение к области исследований и её результатам.

Обязательные элементы статьи:

- 1) постановка проблемы, обоснование её актуальности;
- 2) анализ последних исследований и публикаций по данной проблеме, вскрытие их недостатков и противоречий;
- 3) выделение не решённых ранее частей общей проблемы, которым посвящается данная статья;
- 4) формулирование цели, идеи, объекта и предмета исследований, постановка задач исследований;
- 5) описание и обоснование принятой методики исследований;
- 6) изложение основного материала теоретических и (или) экспериментальных исследований с обоснованием достоверности полученных научных результатов;
- 7) выводы о научной новизне и практической ценности результатов, направление дальнейших исследований.

По решению редколлегии в каждом номере сборника может быть опубликовано не более одной статьи обзорного характера, включающей большую часть рекомендованных выше основных элементов.

Редакция оставляет за собой право отклонять рукописи обзорного и компилятивного характера с нечётко сформулированными научными результатами, новизна и достоверность которых недостаточно обоснованы.

Результаты работы не должны предоставляться в виде тезисов.

Ответственность за нарушение авторских прав, несоблюдение действующих стандартов и недостоверность приведённых в статье данных полностью несут авторы статьи.

Статья должна сопровождаться:

- внутренней и внешней рецензиями;

– 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.

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ

Текст рукописи статьи от 5 до 10 страниц в книжной ориентации на белой бумаге формата А4 (210×297 мм) с полями: верхнее, нижнее — 27 мм; левое, правое — 24 мм. Различать колонтитулы чётных и нечётных 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 в формате, полностью совместимом с Word 97–2003**: шрифт — Times New Roman, размер — 12 пт, интервал — одинарный, выравнивание — по ширине, абзацный отступ — 0,5 см.

Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть **активирована**. Весь материал подаётся в чёрно-белом оформлении (без градиентов серого или цветовой палитры).

Не допускается использование списков (маркированных и нумерованных) и элементов «Надпись». **Запрещено использование стилей!**

Оформление статей

Статья подаётся отдельным файлом «*Статья.doc*».

УДК проставляется вверху, выравнивание по левому краю, шрифт полужирный, без абзацного отступа. УДК можно определить самостоятельно с помощью классификатора <https://teacode.com/online/udc>. Проверить корректность расшифровки известного УДК можно здесь — <http://scs.viniti.ru/udc/Default.aspx>.

Через один интервал — учёная степень, фамилия, инициалы, разделённые пробелом. С новой строки в круглых скобках через запятую — название организации, название города, страны, e-mail автора. Шрифт полужирный, курсив, выравнивание по правому краю, без абзацного отступа.

С новой строки — название статьи. Выравнивание по центру, шрифт Arial, полужирный, видоизменение — все прописные, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца — 12 пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце. **Не допускается** набор всего названия заглавными буквами (Caps Lock).

С новой строки — краткая аннотация на языке статьи: размер шрифта — 11 пт, курсив. В аннотации сжато излагается формулировка задачи, которая решена в статье, и приводятся полученные основные результаты.

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** одинаковой ширины, промежуток между колонками — 0,5 см.

Слова «рисунок» и «таблица» при упоминаниях в тексте пишутся полностью (пример: «... на рисунке 2 ...»), а в ссылках в конце предложения — сокращённо 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 в тексте статьи заключаются в квадратные скобки. Рекомендованное количество ссылок — не более восьми источников с датой их издания не ранее чем 20 лет назад.

Оформление аннотаций отдельным файлом

Аннотация и ключевые слова дополнительно подаются на языке статьи отдельным файлом «*Аннотация.doc*», размером шрифта 11 пт.

Учёная 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 языке статьи отдельным файлом «*Реферат.doc*»: размер шрифта — 11 пт, без абзацного отступа, выравнивание — по левому краю. Функция «Автоматическая расстановка переносов» должна быть **выключена**.

Фамилия, имя, отчество оформляются полужирным шрифтом.

С новой строки — учёная 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 — текст реферата. Реферат объёмом 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.» (для статьи на русском языке); «Aim.», «Technique.», «Results.», «Scientific novelty.», «Practical significance.» (для статьи 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 (графики, диаграммы).

Рисунки, выполненные в программах Corel, CAD, Word и др., переводятся в один из описанных выше форматов, предпочтительно векторный.

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 вверх или вниз). 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 шрифта 11пт, с запретом автоматического переноса слов в абзаце. Статья не должна заканчиваться рисунком. Рекомендуется, чтобы площадь, занятая рисунками, составляла не более 25 % общего объема статьи.

Формулы

Абзац, содержащий формулы, должен иметь следующие параметры: выравнивание по левому краю, без абзацного отступа, интервал перед и после абзаца 6 пт, позиции табуляции — 3,93 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** или **MathType** 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 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 в тексте статьи также выполняется в редакторе формул.

Двоеточие перед формулой не ставится, независимо от правил пунктуации.

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, с запретом автоматического переноса слов в абзаце; интервал после абзаца — 6 пт.

Таблица выравнивается по центру контейнера, в книжной ориентации, шириной в 1 колонку (большие таблицы располагаются на ширину страницы вверх или вниз). 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***Литвинский Г. Г.*

ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА БУРО-ПРОХОДЧЕСКИХ МАШИН И АГРЕГАТОВ	5
--	---

Новиков А. О., Шестопалов И. Н., Дрипан П. С.

РЕЗУЛЬТАТЫ ШАХТНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ СПОСОБА УСТАНОВКИ АНКЕРА В НАПРАВЛЯЮЩИЙ ШПУР МЕНЬШЕГО ДИАМЕТРА ПОД ДЕЙСТВИЕМ ДИНАМИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ	18
--	----

Кизияров О. Л., Доценко О. Г., Аверин Г. А., Гришко Н. В.

УСТАНОВЛЕНИЕ ВРЕМЕНИ СТАБИЛИЗАЦИИ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ НА ПОЧВУ ИЗВЛЕЧЕННОГО ПЛАСТА	25
--	----

Капустин Д. А., Куценко А. В.

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ВОДОУГОЛЬНЫХ СУСПЕНЗИЙ НА ОСНОВЕ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ	33
---	----

Ларченко В. Г., Коваленко Е. В., Маталкина Ю. А.

ПРОГНОЗ ВЕРОЯТНЫХ ОСЕДАНИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ЕЕ ПОДРАБОТКЕ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ	40
--	----

МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ*Русанов И. Ф., Куберский С. В., Проценко М. Ю.*

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОЛУКОКСА ПРИ АГЛОМЕРАЦИИ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ	47
--	----

Куберский С. В., Великоцкий Р. Е.

ВЛИЯНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА И МИКРОСТРУКТУРЫ ТРУБНОЙ СТАЛИ КЛАССА ПРОЧНОСТИ К60 НА ЕЕ ХЛАДОСТОЙКОСТЬ	54
---	----

Горецкий Ю. В., Денищенко П. Н.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЗАГОТОВОК В УСЛОВИЯХ КРУПНОСОРТНЫХ СТАНОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ БЕСКАЛИБРОВОЙ ПРОКАТКИ	61
---	----

МАШИНОСТРОЕНИЕ И МАШИНОВЕДЕНИЕ*Еронько С. П., Цыхмистро Е. С., Вишневский Д. А., Иваненко А. С.*

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И МОДЕЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СТОПОРНОЙ РАЗЛИВОЧНОЙ СИСТЕМЫ ПРОМЕЖУТОЧНОГО КОВША МНЛЗ	71
---	----

Артюх В. Г., Корихин Н. В., Чернышева Н. В., Чигарева И. Н.

КОНЦЕПЦИЯ АКТИВНОЙ ДЕТАЛИ В МЕХАНИЧЕСКОМ ОБОРУДОВАНИИ	81
---	----

Еронько С. П., Цыхмистро Е. С., Петров П. А., Зозуля Ф. С.

РАСЧЕТ И КОНСТРУИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ ПОДАЧИ ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ СМЕСЕЙ В КРИСТАЛЛИЗАТОР БЛЮМОВОЙ МНЛЗ	91
---	----

CONTENT**GEOSCIENCES***Litvinsky G. G.*SELECTION AND JUSTIFICATION OF PARAMETERS OF THE OPERATING MEMBER
OF DRILLING MACHINES AND AGGREGATES5*Novikov A. O., Shestopalov I. N., Dripan P. S.*THE RESULTS OF MINE STUDYING THE WAY OF INSTALLING AN ANCHOR IN A GUIDE
DRILL HOLE OF A SMALLER DIAMETER UNDER THE DYNAMIC LOAD 18*Kiziyarov O. L., Dotsenko O. G., Averin G. A., Grishko N. V.*FIXING THE STABILIZATION TIME OF ROCK PRESSURE ON THE EXTRACTED BED
BOTTOM25*Kapustin D. A., Kushchenko A. V.*RESEARCH OF RHEOLOGICAL CHARACTERISTICS OF COAL-WATER SUSPENSIONS
BASED ON HARD COALS33*Larchenko V. G., Kovalenko E. V., Matalkina Yu. A.*PREDICTION OF PROBABLE SUBSIDENCE OF THE EARTH'S SURFACE DURING ITS
UNDERMINING AT GREAT DEPTHS40**METALLURGY AND MATERIAL SCIENCES***Rusanov I. F., Kuberskiy S. V., Protsenko M. Yu.*PROSPECTS FOR THE USE OF SEMI-COKE IN THE AGGLOMERATION OF IRON ORE RAW
MATERIALS47*Kuberskiy S. V., Velikotskiy R. E.*INFLUENCE OF CHEMICAL COMPOSITION AND MICROSTRUCTURE OF PIPE STEEL
STRENGTH CLASS K60 ON ITS COLD RESISTANCE54*Goretskiy Yu. V., Denishchenko P. N.*DEVELOPMENT OF BLANKING TECHNOLOGY IN CONDITIONS OF HEAVY SECTION
MILLS USING GAUGELESS ROLLING61**MECHANICAL ENGINEERING AND MACHINE SCIENCE***Eronko S. P., Tsykhmistro E. S., Vishnevskiy D. A., Ivanenko A. S.*DESIGN IMPROVEMENT AND MODEL STUDIES OF STOPPER POURING SYSTEM
OF THE INTERMEDIATE CASTER LADLE71*Artiukh V. G., Korikhin N. V., Chernysheva N. V., Chigareva I. N.*

CONCEPT OF AN ACTIVE PART IN MECHANICAL EQUIPMENT81

*Eronko S. P., Tsykhmistro E. S., Petrov P. A., Zozulya F. S.*CALCULATION AND DESIGN THE SYSTEM OF MECHANIZED SUPPLY
OF SLAG-FORMING MIXTURES TO THE BLOOM CASTER MOLD91

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

**Collection of scientific papers
of Donbass State Technical Institute**

Collection

Issue 24 (67) 2021

**Establisher:
SEI HE "DonSTI" (LPR)**

*Certificate of the Ministry of Communications
and Mass Media of the LPR
for mass media registration III 000169
dated 08.12.2020*

*By order of the Department of Education and Science
of the Donetsk People's 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
the Donetsk People's Republic of 1 November 2016
№ 1134, according to annex 1*

*By order of the Department of Education and Science
of the Lugansk People's Republic № 911-ОД
of 10.10.2018 the Collection of scientific papers of
DonSTI 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 the Lugansk People's Republic
of 15 May 2018 № 477-ОД*

*Recommended by academic council
of SEI HE "DonSTI"
(Record № 3 dated 29.10.2021)*

Added to scientometrical database of RSCI

Format 60×84½
Conventional printed sheet 13,13
Order № 183

Circulation 100 copies
Publishing office is not responsible for material
content giving by author for publishing

Address of editorial office, publishing and establishing:
SEI HE "DonSTI"
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
МИ-СГР ИД 0000055 dated 05.02.2016

Editor-in-chief

Vishnevskiy D. A. — PhD in Engineering, Asst. Prof.,
Rector

Deputy Editor-in-chief

Kuberskiy S. V. — PhD in Engineering, Prof.,
Vice-Rector for Science

Editorial board:

Litvinskiy G. G. — Doctor of Tech. Sc., Prof.
Borshchevskiy S. V. — Doctor of Tech. Sc., Prof.
Korneyev S. V. — Doctor of Tech. Sc., Prof.
Leonov A. A. — PhD in Engineering, Asst. Prof.
Kharlamov Yu. A. — Doctor of Tech. Sc., Prof.
Zinchenko A. M. — PhD in Economics, Asst. Prof.
Snitko S. A. — Doctor of Tech. Sc., Prof.
Dolzhikov V. V. — PhD in Engineering, Asst. Prof.
Denischenko P. N. — PhD in Engineering, Asst. Prof.
Sholukh N. V. — Doctor of Arch., Prof.
Andriychuk N. D. — Doctor of Tech. Sc., Prof.
Pilavov M. V. — Doctor of Tech. Sc., Prof.
Bondarchuk V. V. — PhD in Engineering, Asst. Prof.
Psiuk V. V. — PhD in Engineering, Asst. Prof.
Skomskaya S. A. — secretary to the editorial board

For research scientists, PhD seekers, students of
higher educational institutions.

Issue language:
Russian, English

Computer layout
Ismailova L. M.

© SEI HE "DonSTI", 2021
© Chernyshova N. V., graphic cover
design, 2021