Министерство образования и науки Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

А. В. Долганов
С. А. Тимухин

ГИДРОАБРАЗИВНЫЙ ИЗНОС НАСОСОВ РУДНИЧНОГО ВОДООТЛИВА

Сетевое научное издание
(научная монография)

© Долганов А.В., Тимухин С.А., 2016
© ФГБОУ ВО «УГГУ», 2016
© ИД «Академия Естествознания»
© АНО «Академия Естествознания»

Москва
2016

УДК 622.005.5-181.1(078.5)
ББК 33.17
Д64

Рецензенты:

Александров В.И. – профессор, доктор технических наук, заведующий кафедрой горных транспортных машин Национального минерально-сырьевого университета «Горный»;

Комиссаров А.П. – доктор технических наук, профессор кафедры горных машин и комплексов Уральского государственного горного университета;

Мингажев М.М. – кандидат технических наук, главный механик ОАО «Учалинский горно-обогатительный комбинат»

Долганов А.В., Тимухин С.А.

Д64 **Гидроабразивный износ насосов рудничного водоотлива**: научная монография / А.В. Долганов, С.А. Тимухин. – М.: Издательский дом Академии Естествознания, 2016. – 180 с.
ISBN 978-5-91327-424-3

Монография содержит материалы теоретических и экспериментальных исследований, послуживших основанием для повышения эффективности эксплуатации водоотливных установок рудников на основе откачивания предварительно осветленных шахтных вод с выдачей осевшего шлама из отстойников водосборников высоконапорными гидроэлеваторными установками через нагнетательные трубопроводы минуя рабочие насосы. Получены уравнения, устанавливающие количественные зависимости удельного гидроабразивного износа элементов проточной части ЦНС(К) 300-360-420 от наработки насосов и контакта абразива с их поверхностью. Разработана стационарная водоотливная гидроэлеваторная установка, обеспечивающая полную очистку водосборника от шлама и работу ЦНС(К) на осветленной воде. Разработан центробежный двухпоточный насос обладающий повышенной износостойкостью и надежностью за счет более совершенной гидравлической схемы, исключающей применение гидравлических разгрузочных устройств – наименее надежных элементов центробежных секционных насосов, особенно при их работе в условиях гидроабразивных сред.

Печатается по решению Редакционно-издательского совета ФГБОУ ВО «УГГУ»

ISBN 978-5-91327-424-3

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 5

ГЛАВА 1. ГИДРОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ЭКСПЛУАТАЦИИ ШАХТНОГО НАСОСНОГО ВОДООТЛИВНОГО ОБОРУДОВАНИЯ..... 7

1.1. Гидрогеологические характеристики и основные параметры водоотливного оборудования медноколчеданных рудников 7

1.2. Уточнение методики расчета нормального суточного притока воды в горные выработки 24

1.3. Современное состояние и организация водоотлива некоторых медноколчеданных рудников..... 28

1.4. Химический состав и физико-механические свойства вод медноколчеданных рудников и анализ особенностей и опыта эксплуатации насосных установок 33

1.5. Физико-механические показатели и химические свойства шахтных вод 34

ГЛАВА 2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГИДРОАБРАЗИВНОГО ИЗНОСА ШАХТНЫХ ЦЕНТРОБЕЖНЫХ НАСОСОВ 38

2.1. Общие положения 39

2.2. Особенности кинематики и динамики шламовых смесей в проточной части насоса 42

2.3. Гидроабразивный износ лопаток рабочего колеса центробежного насоса..... 47

2.4. Экспериментальное исследование гидроабразивного износа элементов проточной части центробежных насосов 49

ГЛАВА 3. СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ОСВЕТЛЕНИЯ ВОДЫ И ОЧИСТКИ ШАХТНЫХ ВОДОСБОРНЫХ ЕМКОСТЕЙ ОТ ШЛАМОВ..... 74

3.1. Классификационные схемы очистки водосборных емкостей горных производств от шламов 74

3.2. Применение гидроэлеваторных установок для очистки водосборных емкостей горных производств 80

3.3. К вопросу обоснования параметров гидроэлеваторных установок насосных станций главного водоотлива шахт..... 82

ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РЕАЛИЗАЦИИ СПОСОБА ОЧИСТКИ ВОДОСБОРНИКОВ ВЫСОКОНАПОРНЫМИ ГИДРОЭЛЕВАТОРНЫМИ УСТАНОВКАМИ И РАСЧЕТА ИХ ПАРАМЕТРОВ 87
4.1. Разработка способа гидравлической очистки водосборников высоконапорными гидроэлеваторными установками 87
4.2. Методика определения в первом приближении параметров высоконапорных гидроэлеваторных установок 89

ГЛАВА 5. АПРОБАЦИЯ ВЫСОКОНАПОРНЫХ ГИДРОЭЛЕВАТОРНЫХ УСТАНОВОК (НА ПРИМЕРЕ УЗПР ОАО «УГОК», УГМК) 102
5.1. Выбор типа и числа струйных насосов 102
5.2. Расчет параметров гидроэлеватора 105
5.3. Расчет затрат на очистку водосборников существующим способом на примере УзПР 120
5.4. Особенности водосборников главного водоотлива 126
5.5. Расчет затрат на очистку водосборников УзПР предлагаемым способом 128
5.6. Эксплуатационный расчет водоотливной установки 131
5.7. Расчет потерь электроэнергии при эксплуатации насосных установок 137
5.8. Расчет затрат на электроэнергию 143

ГЛАВА 6. ПОВЫШЕНИЕ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ ЭЛЕМЕНТОВ ШАХТНОГО ВОДООТЛИВНОГО ОБОРУДОВАНИЯ 152
6.1. Защита водоотливного оборудования специальными композитами 152
6.2. Повышение долговечности шахтного водоотливного оборудования применением специальных материалов 158
6.3. О разработке специальных конструкций износостойких шахтных центробежных насосов 161

Заключение 167
Библиографический список 169

ВВЕДЕНИЕ

Светлой памяти
Алексея Илларионовича Веселова
посвящается

Интенсивная разработка шахт и рудников, внедрение высокопроизводительных, эффективных технологий с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями привели к быстрому нарастанию глубины подземных рудников и появлению существенного объема абразивных механических примесей в шахтной воде, что поставило рудничный водоотлив перед сложной проблемой очистки водосборников от шламовых смесей и защиты насосов от гидроабразивного износа. В этих условиях в общем балансе энергопотребления на долю водоотлива приходится 20-40 % расхода всей электроэнергии подземного горного предприятия, поэтому повышение эффективности комплексов водоотлива и снижение расходов электроэнергии позволят значительно повысить технико-экономические показатели функционирования комплексов водоотлива и снизить затраты на добычу одной тонны полезного ископаемого.

Опыт эксплуатации водоотливных установок медноколчеданных рудников, оборудованных центробежными секционными кислотоупорными насосами типа ЦНС(К), показал, что их фактическая наработка до капремонта составляет 248-1000 часов, в то время как в «Руководстве по эксплуатации насосов ЦНС(К) 300-120...600.000 РЭ» указано 6500 часов, что объясняется наличием в откачиваемой шахтной, кислотной воде с pH 3-4 значительного объема высокоабразивных примесей горных руд и пород, не соответствующих требуемым заводом-изготовителем условиям эксплуатации насосного оборудования.

В соответствии с ТУ 24-8-650-72 шахтные секционные насосы (типа ЦНС) предназначены для перекачивания нейтральной воды с температурой не более 60°С и содержанием механических примесей до 0,2% по массе при размерах твердых частиц не более 0,2 мм. Допуска-

ется величина твердых частиц до 2 мм в количестве до 15% от содержания механических примесей.

Кислотоупорные насосы типа ЦНСК предназначены для перекачивания кислотных вод (pH < 7) с содержанием серной кислоты до 0,5% и температурой не выше 40°С. Содержание механических примесей не должно превышать 0,1% по массе, размеры твердых частиц должны быть не более 0,1 мм.

В соответствии с ТУ 3631-001-56634509-2003 секционные насосы (типа АЭНЦСК) предназначены для перекачивания воды на водоотливе с pH=3,5-8,5 и содержанием механических примесей не более 0,2% по объему и размером частиц не более 0,2 мм с микротвердостью не более 1,47 ГПа.

Однако в реальных условиях эксплуатации содержание механических примесей горных руд и пород доходит до 4 – 5% от объёма откачиваемых шахтных вод (Узельгинский, Учалинский и другие подземные рудники), что приводит к интенсивному гидроабразивному износу водоотливного оборудования и прежде всего насосов, наработка которых до капитального ремонта значительно сокращается. Это связано с большими материальными затратами и, в конечном счете, с удорожанием добычи полезного ископаемого.

Отсюда всемерное снижение гидроабразивного износа насосов водоотлива является актуальной проблемой, требующей своего решения.

За последние десятилетия в области шахтного водоотлива и в частности гидроабразивного износа водоотливного оборудования выполнен довольно значительный ряд НИР. К наиболее значительным следует отнести работы В. Г. Гейера и его последователей Е. А. Воловика, В. Б. Малеева, В. М. Яковлева и других (Украина), А. И. Бороховича, А. В. Долганова, В. В. Олизаренко (РФ). Однако рассмотренная проблема еще далека до своего окончательного решения.

В настоящей работе рассмотрены основные пути её решения, главными из которых являются мероприятия по снижению содержания механических примесей в откачиваемой насосами шахтной воде и по повышению износостойкости элементов проточной части насосов.

Глава 1
ГИДРОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ЭКСПЛУАТАЦИИ ШАХТНОГО НАСОСНОГО ВОДООТЛИВНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

1.1. Гидрогеологические характеристики и основные параметры водоотливного оборудования медноколчеданных рудников

Современная технология добычи полезных ископаемых подземным способом связана с ведением сложного и трудоемкого процесса водоотлива.

Наибольшее распространение на подземных рудниках получили центробежные насосы секционные типа ЦНС(К) [18, 19, 20, 26, 27, 29, 30, 33, 38-67, 72, 74, 76, 77, 78, 79, 81, 82, 83, 85, 94, 96, 97, 99, 100, 105, 106, 107, 109, 110, 111, 112, 116-124, 125, 126, 128, 129, 130, 146, 149, 150], что обусловливается большой надежностью их работы, высокой экономичностью по сравнению с поршневыми, возможностью использования высокоскоростных электродвигателей [86, 124].

На подземных и открытых горных работах в горных бассейнах, особенно при разработке обводненных месторождений и вскрытии глубоких горизонтов с повышенными притоками шахтных вод, значительно усложнилась проблема водоотлива. Организация бесперебойной работы водоотливных установок в этих условиях характеризуется большими расходами средств на проходку сложного водоотливного комплекса горных выработок и применением дорогостоящего электромеханического оборудования, а также электроэнергии (её расход при откачке шахтных вод составляет 40 – 45 % общего расхода горным предприятием) [12, 14, 18, 23, 25-27, 31-34, 40, 42, 43, 49, 50, 53, 54, 61, 65, 81-83, 89, 96, 97, 118-120, 124, 127, 135, 150], а также фактическим уменьшением межремонтных периодов рудничных водоотливных установок.

Технология ведения открытых, подземных горных работ напрямую связана с работой водоотлива, свыше 90 % которого осуществляется центробежными насосами, составляющими более 70 % от всего парка водоотливных установок страны. Практически все водоотливные установки, например медноколчеданных месторождений подземных рудников Южного Урала, оборудованы центробежными насосами секционными кислотоупорными ЦНС(К) [38-67, 81, 82, 96, 109-112, 117-124].

Важную роль в выполнении поставленных задач призвано сыграть электромеханическое хозяйство современного горного предприятия, и в первую очередь его водоотлив, надежная работа которого обеспечивает безопасную работу горнорабочих и эффективную работу всего предприятия в целом [12].

На протяжении последнего десятилетия интенсивная разработка медноколчеданных месторождений Южного Урала привела к быстрому нарастанию глубины подземных рудников, которая превысила 700 м и в ближайшие годы достигнет 1000 – 1400 м и более. В этих условиях в общем балансе энергопотребления рудничный водоотлив потребляет 20 – 40 % всей электроэнергии, поэтому разработка рациональных схем организации водоотлива, проектирования и внедрения новых конструкций высоконапорных и экономичных насосов, нахождение способов увеличения межремонтного периода работы водоотливного оборудования и снижения расходов электроэнергии позволят значительно повысить технико-экономические показатели водоотлива и снизить затраты труда на одну тонну добычи полезного ископаемого [38, 53, 61, 110-112]. В соответствии с вышесказанным, в настоящее время все более актуальным становятся вопросы эффективной работы рудничных водоотливных установок. Успешное решение этих вопросов во многом определяется условиями эксплуатации насосного оборудования и конструкцией насоса и в частности таким его свойством, как долговечность. Одним из показателей долговечности центробежных насосов является межремонтный ресурс.

Согласно ГОСТ 27002-83, под межремонтным ресурсом понимается наработка изделия с момента начала эксплуатации или после ремонта до наступления предельного состояния. Проблема повышения межремонтного ресурса современных конструкций центробежных насосов при эксплуатации возникла в связи со снижением качества их работы.

Основным типом водоотливного оборудования, эксплуатирующегося на медноколчеданных рудниках Южного Урала, являются водоотлив-

ные установки с насосами ЦНС(К), расположенные над зеркалом воды. Это послужило основанием выбора их в качестве главных объектов исследования. Местом проведения исследований выбраны подземные рудники Узельгинский (УзПР), Учалинский (УПР), Сибайский (СПР) ОАО «Учалинский ГОК», Гайский (ГПР) ОАО «Гайский ГОК» и др., которые по диапазону изменения условий эксплуатации и применяемому оборудованию являются наиболее представительными.

Воды подземных рудников медноколчеданных месторождений, поступающие по водоотливным канавам и перепускным скважинам в водосборники участковых и главных насосных станций, транспортируют во взвешенном состоянии от 4–50 г/л шлама – нерастворимых механических примесей как минерального, так и органического происхождения [12, 14, 22, 23, 38, 53, 61, 110-112].

Наличие взвешенных в шахтной, агрессивной воде твердых частиц горных пород, обладающих абразивными свойствами, приводит к преждевременному износу рабочих колес, корпусов, направляющих аппаратов, увеличению зазоров в уплотнениях колес и между ступенями и, как следствие, к снижению производительности, КПД насосов, повышенному расходу электроэнергии или снижению ресурса насосами рудничного водоотлива [4, 6-13, 15, 22, 23, 26, 27, 38-67, 77, 78, 80, 84, 85, 104, 114, 115, 151].

Снижение ресурса насосами рудничного водоотлива обусловлено несоответствием требований инструкции по эксплуатации ЦНСК 300-120-600, а также периодичности ремонтов, регламентированной «Руководством по эксплуатации НЦС(К) 300-120–600.000 РЭ», где указано 6500 ч [53, 109].

Периодичность ремонтов в «Руководстве по эксплуатации ЦНС(К) 300-120–600.000 РЭ» основана на средних сроках службы элементов центробежных насосов и не учитывает реальных условий эксплуатации, что требует проведения сопоставительного анализа их влияния на межремонтный ресурс элементов центробежных насосов.

Наличие воды в горных породах существенно снижает безопасность ведения горных работ, усложняет использование механизмов и влияет на аварийные ситуации. Кроме того, во многих случаях выбор способов и средств осушения существенно влияет на экономику предприятий [12, 14, 16, 22, 23, 24, 31, 34, 117, 119, 124].

Спецификой подземных рудников традиционно является их высокая производственная мощность – от нескольких до десятков тысяч

тонн в сутки при продолжительном от нескольких до пяти десятков и более лет периоде разработки месторождений – с той целью, чтобы иметь достаточные запасы руды в шахтном поле для компенсации колоссальных капитальных затрат на их строительство [12, 14, 16, 22, 23, 24, 31, 34, 117, 119, 124].

Поэтому наиболее остро встает вопрос, как эффективно организовать рудничный водоотлив. Это зависит от ожидаемого водопритока на том или ином горизонте рудника, температуры и кислотности откачиваемой воды и других факторов. Величина водопритока в горные выработки во многом зависит от геологического строения, гидрогеологических условий, характера рельефа месторождения, водоотдачи вмещающих пород и руд, расположения рудного тела относительно пройденных горных выработок, колоссальное влияние также оказывает суммарный объем выработанного пространства, трещиноватость пород и руд, различного характера тектонические нарушения и т. д. [9, 12, 14, 16, 22, 23, 24, 31, 34, 117, 119, 124].

По химическому составу шахтная вода классифицируется по водородному показателю (pH) как кислотная, нейтральная и щелочная. В работах [2, 3, 6, 31] приведена классификация шахтной воды по водородному показателю: сильнокислотная pH=0…3; кислотная pH=4…5; нейтральная pH=6…8; слабощелочная pH=8…10; щелочная pH=11…14.

В работе [12] отмечается, что с глубиной разработки месторождений кислотность шахтной воды увеличивается, а в проектах УГМК для Гайского подземного рудника [29] указывается, что кислотность шахтной воды с увеличением глубины разработки не увеличивается.

В. М. Поповым в работе [124] отмечается: «Интенсивное образование кислотных вод имеет место в периоды весеннего снеготаяния (тогда кислотность возрастает на всех горизонтах)», что требует уточнения по возрастанию кислотности шахтной воды по всем горизонтам в конкретных условиях эксплуатации для глубоких подземных рудников, отрабатывающих медноколчеданные месторождения. Если для откачки кислотных вод в «Единые правила безопасности при разработке рудных, не рудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом» (ЕПБ) [71] заложены требования как к насосам, так и к трубопроводам, то для откачки щелочных вод не предусмотрено никаких требований ни к насосам, ни к трубопроводам [34].

Характеристику шахтных вод определяет не только химический состав, но и их физико-механические свойства. Так, при большей плотно-

сти руды и вмещающих пород происходит быстрое осаждение механических взвесей в воде [12], что очень важно для процесса заиливания водосборных емкостей насосных станций. Но в опубликованных исследованиях [12] не приведены методики определения длительности процесса заиливания и периодичности очистки как главных водосборников, так и других водосборных емкостей насосных станций. В ЕПБ, издания 1975 года указывалось, что заиливание главных водосборников насосных станций не должно превышать 30 % их объема. В ЕПБ издания 2003 года данное требование отсутствует, но в работе [112] указывается на возникновение аварийной ситуации на угольных шахтах Алтая при заиливании главных водосборников насосных станций на 90 % их общего объема.

Исследованиями [12] установлено, что шахтные воды постоянно транспортируют во взвешенном состоянии от нескольких миллиграммов до 10 г и более механических примесей в одном литре воды. По данным И. И. Куренкова [12], средняя мутность шахтной воды достигает от 3 до 28,63 г/л. Мутность шахтной воды определяется прибором мутномером [12] путем сравнения испытуемой воды с эталонами, приготовленными из инфузорной земли или каолина, имитирующими разную степень мутности воды.

Согласно ГОСТ 2874-82, содержание взвешенных веществ в воде, подаваемой для хозяйственно-питьевых целей централизованными водопроводами, не должно превышать 0,0015 г/л. Следовательно, термины «мутность воды» и «содержание взвешенных веществ в воде» идентичны и могут применяться для оценки загрязненности шахтной воды.

Автором работы [12] приведено распределение количества шахт угольной промышленности по загрязненности шахтной воды механическими примесями: 33 % шахт имеют относительно «чистые» шахтные воды с содержанием примесей 50-100 мг/л; 45 % шахт имеют среднюю загрязненность с содержанием механических примесей 100-500 мг/л и 22 % шахт – повышенную загрязненность механическими примесями и содержат 500-3000 мг/л и более, что указывает на необходимость проведения дополнительных исследований в настоящее время.

В работах [12] применяется термин «условно чистые» шахтные воды, но пояснение понятия этого термина не приводится.

Содержание взвешенных частиц в шахтной воде определяется в химических лабораториях горных предприятий методом взятия проб шахтной воды: при впадении в главный водосборник и в откачиваемой воде без взмучивания из приемных колодцев насосных станций [12].

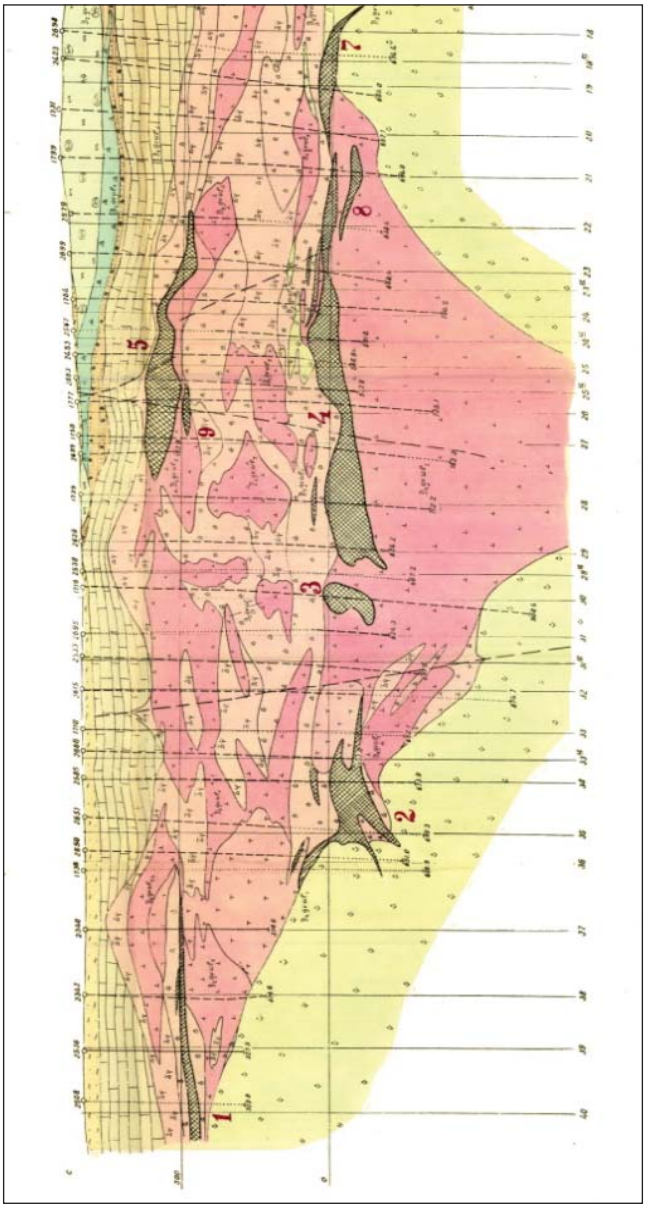


Рис. 1.1. Продольный разрез Узельгинского месторождения с указанием рудных тел № 1, 2, 3, 4, 5, 7, 8, 9

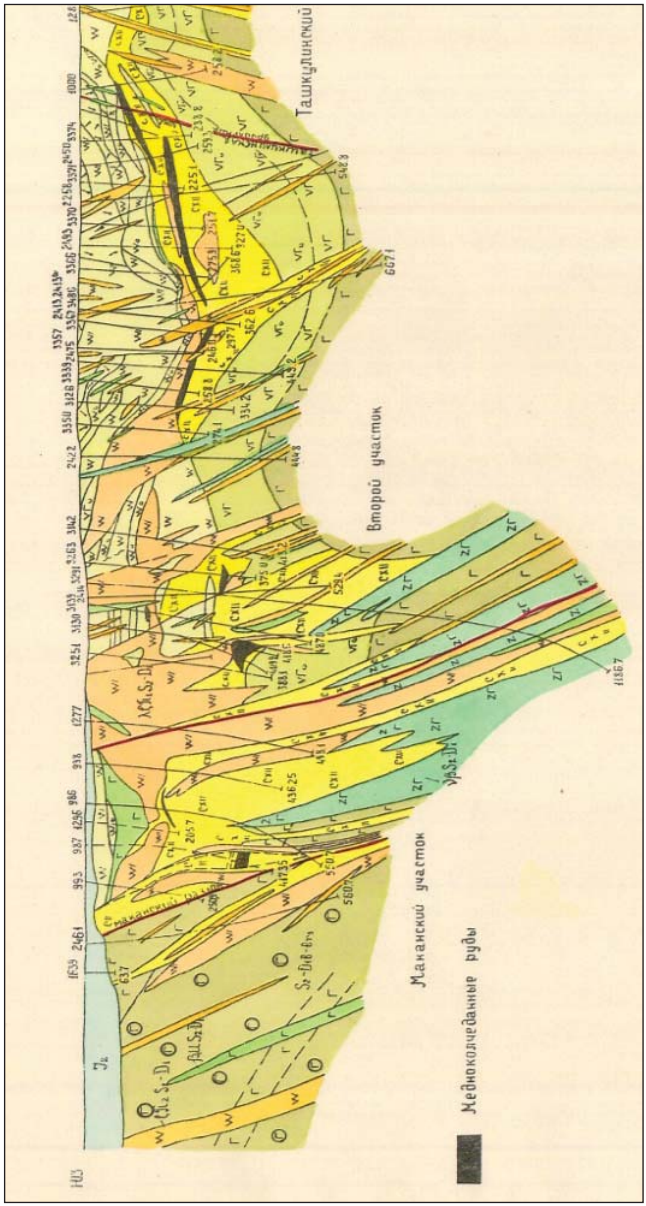


Рис. 1.2. Продольный разрез Октябрьского месторождения, Бурибаевский ГОК с указанием рудных тел

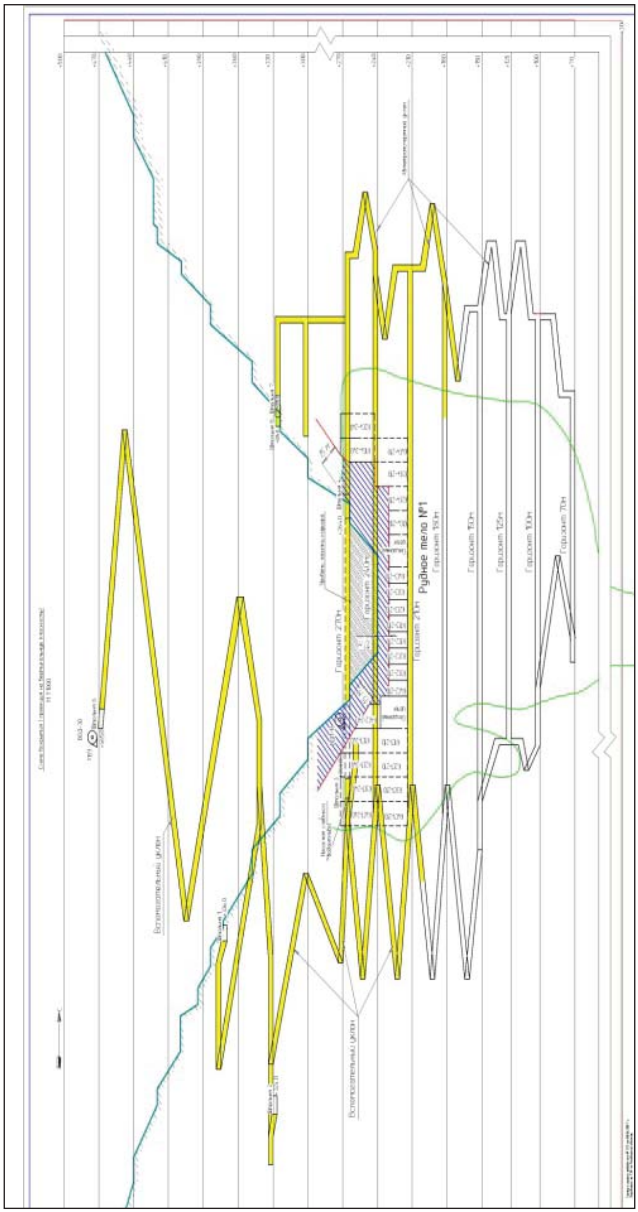


Рис. 1.3. Схема вскрытия и залежей рудных тел Молодежного месторождения (УГОК)

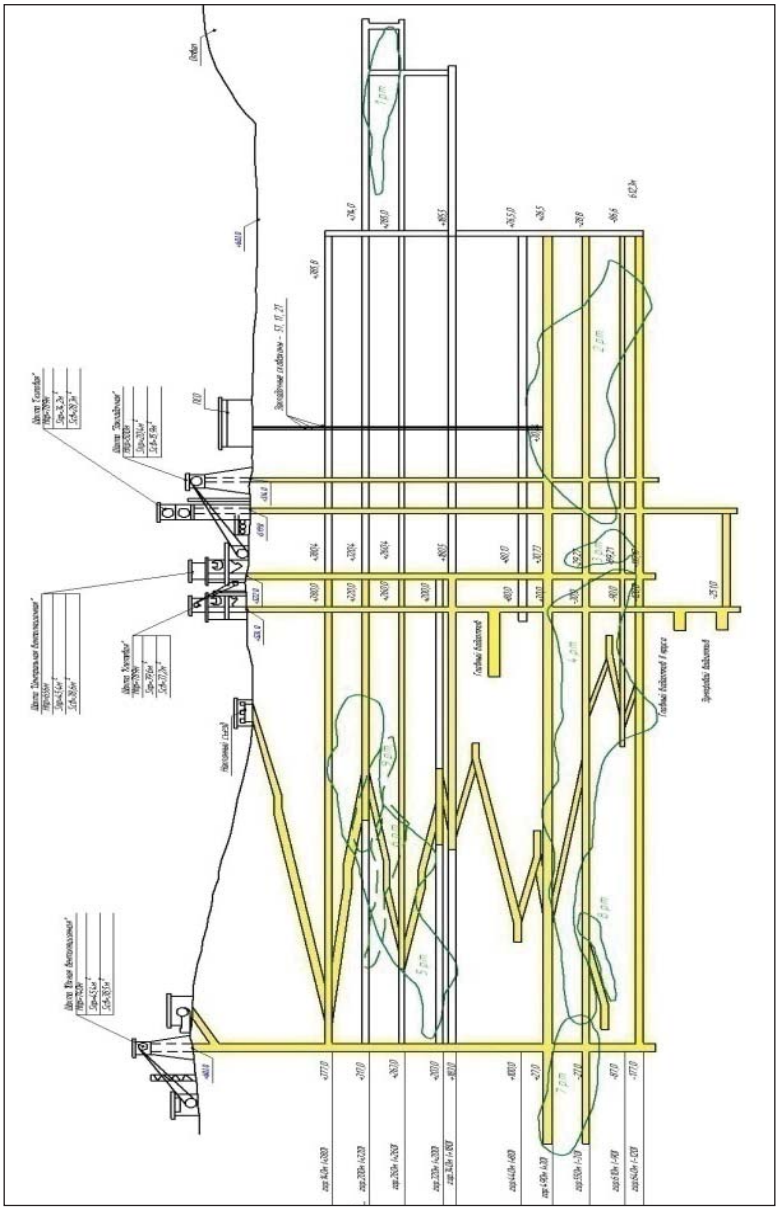


Рис. 1.4. Схема вскрытия и залежей рудных тел Узельгинского месторождения (УГОК)

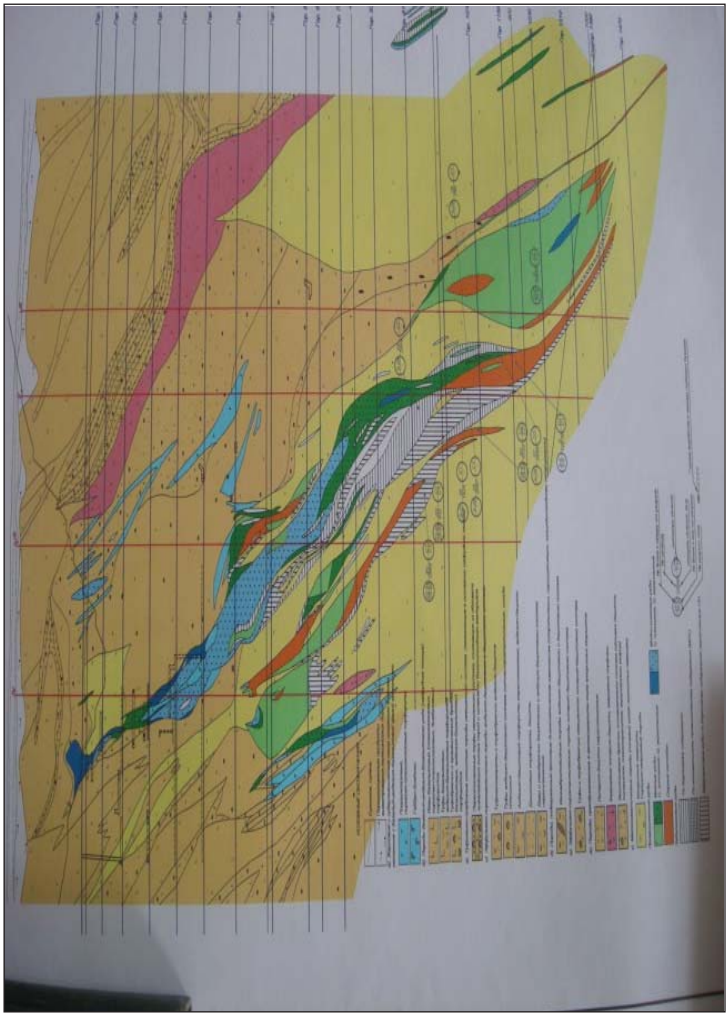


Рис. 1.5. Схема залежей рудных тел Гайского медноколчеданного месторождения (ГГОК)

Рис. 1.6. Схема вскрытия и залежей рудных тел Талганского месторождения (УГОК)

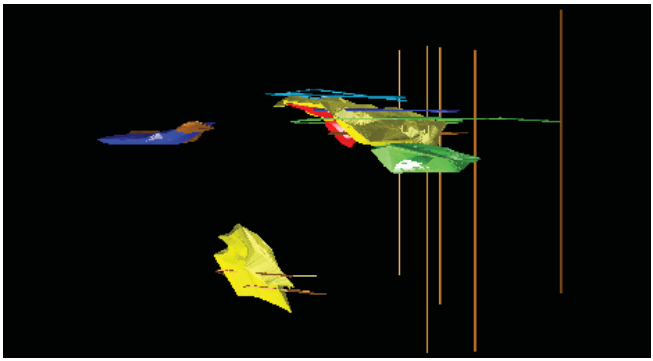


Рис. 1.7. Объемная схема рудных тел Узельгинского месторождения

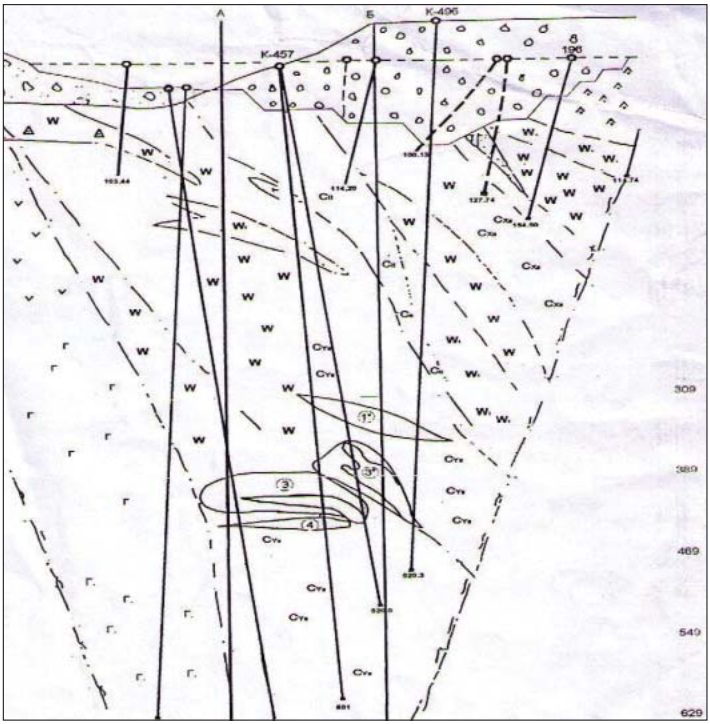


Рис. 1.8. Схематичный продольный разрез Сибайского месторождения (УГОК). Нижняя залежь с расположением рудных тел

По технологической схеме водоотлива традиционно принято воду с верхних горизонтов перепускать на нижние, в водосборники главных водоотливных установок, а они в свою очередь откачивают шахтную воду на поверхность в пруды-отстойники и т. д. Как правило, водоносный слой, расположенный на глубине порядка 0–200 м, содержит в своем составе так называемые «мягкие породы» с коэффициентом крепости по М. М. Протодьяконову до 6, а следовательно, механические примеси этих вмещающих пород и руд, попадающие в шахтную воду, а далее в насос, вызовут в нем минимальный абразивный износ, т. е. КПД насосной установки при этом будет достаточно высок [12, 14, 16, 22–24, 31, 34, 117, 119, 124].

Шахтные воды с нижних горизонтов рудника содержат более крепкие породы и руды медноколчеданных месторождений с крепостью 16…18 по шкале М. М. Протодьяконова. Шлам – результат деятельности горно-шахтных транспортных машин и оборудования, он является более абразивным (острогранность, твердость по Моосу, дисперсность и т.д.), т.е. в насосе более интенсивно происходят процессы гидроабразивного износа. К тому же по данным [117–119, 124] шахтные воды медных рудников Урала являются кислотными, что неизбежно ведет к интенсивным коррозионным процессам.

Интенсивная отработка в последние годы медноколчеданных месторождений Южного Урала осуществляется: в ОАО «Учалинский ГОК», представленный находящимися в отработке Учалинским, Молодежным месторождениями (комбинированный способ отработки), Узельгинским, Талганским, Сибайским месторождениями (подземный способ отработки); ОАО «Бурибаевский ГОК» – Октябрьским месторождением (подземный способ отработки); ОАО «Гайский ГОК» – Осенним, Кваркино, Левобережным месторождениями (открытый способ отработки) и Гайским и Летним месторождениями (подземный способ отработки), которые включают от одного, двух и более мощных рудных тел до пяти и более мелких рудных тел и удалены друг от друга на расстояния от нескольких сот метров до нескольких километров (рис. 1.1–1.8) [29, 30, 110–112, 128, 138, 139].

Вовлечение в отработку параллельно с мощными рудными телами рудных тел небольшой мощности, расположенных на разных расстояниях ототработанных и действующих горных выработок рудников, усложняет технологические схемы рудничного водоотлива за счет применения двух (рис. 1.9, *а*) и трехступенчатой схем (рис. 1.9, *б*). Отработка

рудных тел небольшой мощности требует проходки и крепления таких выработок, как водосборники, насосные камеры и др., характерных для участковых насосных станций, что требует дополнительных капитальных затрат [110, 111].

Использование на подземных рудниках медноколчеданных месторождений современного, высокотехнологичного и высокопроизводительного самоходного, бурового, погрузочно-доставочного и транспортного оборудования при ведении горных работ позволяет обеспечить в сжатые сроки отработку малых рудных тел, а устройство зумпфового водоотлива в конце транспортной выработки позволит сократить капитальные вложения.

Так, отработка шестого рудного тела Октябрьского месторождения Бурибаевского ГОКа небольшой мощности, около 300 тыс. т, расположенного ниже действующих горных выработок гор. 360 м на 12,5 м, потребовала устройства временного зумпфового водоотлива по трехступенчатой схеме (рис. 1.9). Выполнение зумпфового водоотлива в виде продолжения конвейерной транспортной выработки сокращает затраты как на проведение водосборников, так и на устройство насосной камеры и других горных выработок, характерных для участковых насосных станций.

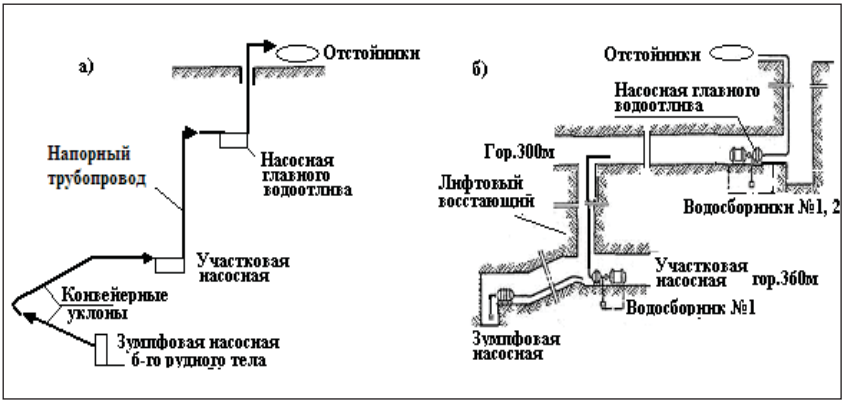


Рис. 1.9. Схема водоотлива при отработке 6-го рудного тела Бурибаевского ГОКа

Шахтная вода из конвейерных уклонов по водоотливной канавке поступает в зумпф насосной установки и быстроходными насосами

типа Х, укомплектованными электродвигателями с частотой вращения 3000 мин$^{-1}$ [111], перекачивается по трубопроводу до водосборника гор. 360 м и сбрасывается в водосборник существующей участковой водоотливной установки.

После отработки шестого рудного тела зумпфовая насосная ликвидируется.

Следовательно, на выбор технологической схемы водоотлива существенное влияние оказывают следующие факторы:

1. Горно-геологические:

- нормальный и максимальный водопритоки подземного рудника, зависящие от геологических и гидрогеологических условий залегания рудного тела и определяющие количество рабочих насосов насосной станции;

- свойства шахтной воды – кислотная, нейтральная, щелочная – требуют применения насосного оборудования соответствующего исполнения. Так, наличие кислотных вод на месторождении требует применения насосного оборудования в кислотоупорном исполнении, что также увеличивает стоимость оборудования рудничного водоотлива;

- наличие в шахтной воде шлама – загрязненность воды минеральными примесями (от 3–50 г/л), которые вызывают коррозионный или абразивный износ насосного оборудования и уменьшают срок его службы.

2. Технологические:

- последовательность отработки горизонтов месторождения определяет геодезическую высоту устройства насосной установки, а следовательно, и количество ступеней водоотлива, что требует дополнительной проходки горных выработок для насосного оборудования второй или третьей ступени;

- способы осветления шахтной воды от шлама связаны с проходкой осветляющих устройств, водосборников и своевременной их чисткой.

3. Технические:

- технические параметры насосного агрегата (подача, напор, КПД, тип и мощность электродвигателя и др.);

- запорная арматура и ее исполнение по свойствам воды – задвижки, клапаны, колена, тройники и т. д.;

- всасывающие и нагнетательные трубопроводы – материал, толщина стенки, исполнение по свойствам воды и т.д.

Комплексно выполнить учет влияния горно-геологических, технологических и других факторов при проектировании схем рудничного водоотлива возможно только на основании математической модели [111, 112].

Так, опыт эксплуатации быстроходных насосов типа Х на откачке кислых шахтных вод подземного рудника Бурибаевского ГОКа подтверждает производительную и надежную работу их по сравнению с центробежными насосами типа ЦНС(К) (см. рис. 1.9).

Шахтные воды, поступающие по водоотливным канавам и перепускным скважинам в водосборники участковых и главных насосных станций, транспортируют во взвешенном состоянии от 4–50 г/л шлама – нерастворимых механических примесей как минерального, так и органического происхождения. Основными источниками шламообразования на подземных рудниках являются: буровая мелочь (5 %), получаемая в процессе бурения горных пород при мокром пылеподавлении; просыпь горной массы из кузовов транспортных средств (50 %) и измельчаемая колесами подземных самоходных машин; часть закладочной смеси от промывки закладочных трубопроводов (10 %) и т.д. [110–112].

Наличие взвешенных в шахтной воде твердых частиц горных пород, обладающих абразивными свойствами, приводит к преждевременному износу рабочих колес, корпусов, направляющих аппаратов, увеличению зазоров в уплотнениях колес и между ступенями и, как следствие, к снижению производительности, КПД насосов, повышенному расходу электроэнергии насосами рудничного водоотлива [12, 25, 38, 44, 53].

При течении шахтной воды самотеком по длине водосборников происходит осаждение твердых частиц на дно водосборников, что приводит к зашламовыванию их и последующей очистке.

Очистка от шлама водосборников, отстойников – сложный, почти не решенный вопрос [117–119, 124], хотя разработан и предложен ряд схем и средств, обеспечивающих механизацию работ по очистке водосборников и снижение трудоемкости их очистки. Очистку водосборников УзПР производят 1 раз в год, при этом длительность её составляет до 90 смен, а объем вывозимых шламов – до 9000 м^3.

Для очистки водосборников подземных рудников в настоящее время практически не применяют скреперы [117–119, 124]. На подземных рудниках Учалинского ГОКа очистку водосборников и шламоотстойников осуществляют с использованием погрузочных самоходных машин, подземных автосамосвалов (Учалинский рудник) и вагонеток локомотивного транспорта (Узельгинский рудник). Отвлечение погрузочно-доставочных машин, автосамосвалов МоАЗ, рудничного технологического транспорта на очистку водосборников приводит к снижению производительности рудника или к увеличению парка технологических машин [110, 111].

Организация бесперебойной работы рудничного водоотлива в этих условиях характеризуется большими расходами средств на проходку сложного водоотливного комплекса горных выработок (водоотливных канав, водосборников, приемных колодцев, насосных камер и т.д.), приобретение и эксплуатацию электромеханического оборудования насосных станций, повышенным расходом электроэнергии (до 40–45 % от общего расхода [117–119, 124]) на рудничный водоотлив.

Из вышеизложенного следует, что вопросы выбора технологической схемы и оборудования рудничного водоотлива, способов и средств очистки водосборников при отработке медноколчеданных месторождений Южного Урала являются актуальными и в настоящее время.

Водоотливные установки горных предприятий оборудуются в основном центробежными насосами. Это обусловливается большой надежностью работы, высокой экономичностью, возможностью использования высокоскоростных электродвигателей, что сокращает их габариты, а также сравнительно невысокими затратами на откачку 1 м^3 воды. Важное значение имеет также бесперебойная работа центробежных насосов.

Фактором, определяющим выбор типа насоса, является расчет его подачи и напора с учетом перспективного притока шахтных вод и их химического состава.

При выборе центробежных насосов высокого давления для глубоких горизонтов шахт дополнительно учитывается наличие высоких давлений в трубопроводах и правильный выбор материалов при коррозионном влиянии шахтных вод [2, 22, 71, 124, 125, 130, 140].

Для покрытия полей *Q-H* применяют горизонтальные секционные насосы с подачей до 800 м^3/ч и насосы со спиральным отводом при подаче от 450–1500 м^3/ч [3, 16, 18, 38, 72, 74, 76, 77, 81, 82, 84, 86, 90–95, 97, 103, 105–107, 109, 113, 116, 118–120, 124, 130, 145].

При проектировании водоотливных установок горных предприятий обоснование выбора их параметров осуществляется в настоящее время главным образом в отношении номинальных технических данных по насосам (подача, напор и КПД) и трубопроводным ставам (диаметры, толщина стенок, схемы разводки). Исходными гидрогеологическими данными при этом служат, как правило, притоки воды в горные выработки (нормальные и максимальные), глубины ведения работ, кислотность воды и наличие в ней твердых частиц, их абразивность и некоторые другие [12, 53, 96, 97, 110, 112, 124, 140].

1.2. Уточнение методики расчета нормального суточного притока воды в горные выработки

Принятая в настоящее время методология проектирования комплексов главных водоотливных установок предполагает расчет и выбор основного насосного оборудования по нормальному суточному притоку воды в горные выработки с последующей его проверкой по максимальному притоку Q_{max}. Согласно требованиям ПБ [140], подача рабочих насосов водоотливных установок должна обеспечивать откачку нормального суточного притока не более чем за 20 ч. Отсюда значение $Q_{норм}$ является главным и определяющим при проектировании водоотливных установок и от него зависит выбор не только рабочих насосов, но и всего комплекса водоотливного оборудования шахт, рудников, а следовательно, и эффективность его эксплуатации.

Расчет этого параметра традиционно осуществляется на основе коэффициента водообильности [12, 14, 16, 23, 31, 81-84, 113, 124] $K_В$, который равен отношению количества откачиваемой воды за некоторый период к количеству добываемого за тот же период полезного ископаемого. Таким образом, зная фактический коэффициент водообильности и проектную (годовую) производительность горного предприятия по полезному ископаемому; можно рассчитать ожидаемый годовой приток воды. В табл. 1.1 приведены фактические значения $K_В$ для угольных месторождений и регионов РФ за период с 1975 по 2000 г.

Таблица 1.1

Угольный бассейн	К (по годам)						pH
	1975	1980	1985	1990	1995	2000	
Кузнецкий	1,87	1,75	1,56	1,42	1,4	1,38	7,2-8,4
Челябинский	1,45	1,94	1,53	1,27	1,42	4,53	6,9-8,4
Южно-Уральский	2,97	3,0	2,63	2,63	2,4	2,21	6,5-8,2
Минусинский	1,95	2,24	0,73	0,74	0,85	0,83	7,2-8,3
Дальвостокуголь	0,56	0,68	0,75	0,85	0,85	0,85	8,0-8,3
Иркутский	2,31	2,78	1,84	1,53	1,52	1,52	7,1-8,5
Печорский	1,96	1,27	1,31	1,64	1,63	1,63	7,3-8,5
Подмосковный	5,81	7,81	6,12	5,27	5,27	5,26	6,3-8,1
Канско-Ачинский	0,27	0,37	0,53	0,21	0,13	0,12	7,5-8,0
Свердловская область	6,29	7,69	9,23	8,79	11,5	15,44	7,2-8,3
Приморский край	2.62	1,34	1,06	1,67	1,63	1,6	7,8-8,3
Сахалин	6.0	4,1	3,82	3,24	1,49	0,5	7,2-8.3

На основе использования K_B нормальный суточный приток определяется по формуле:

$$Q_{норм} = \frac{K_B \cdot A_г}{365},$$

где $A_г$ – годовая производительность шахты, млн.т/год.

Вследствие постоянных изменений гидрогеологических и горнотехнологических условий значения параметров, входящих в эту формулу, могут значительно изменяться, причем случайным образом, однако в расчет принимается среднее значение величины $Q_{норм}$.

Анализ таблицы показывает, что значения $K_В$ не могут быть определены детерминированным путем, а только посредством статистико-вероятных наблюдений и расчетов.

Однако при выборе водоотливного оборудования значения коэффициента водообильности принимаются усредненными по бассейнам и годам по месторождениям (или бассейнам) в целом. Поэтому расчет $Q_{норм}$ по величине $K_В$ носит ориентировочный характер даже при условии корректирования ее гидрогеологическими службами. Ошибки при ее определении могут быть как в сторону уменьшения, гак и увеличения. В первом случае это может привести к созданию аварийной ситуации вплоть до затопления горных работ, а во втором – к неэффективному использованию выбранного водоотливного оборудования.

Кроме того, в условиях рыночных отношений, когда производительность предприятий не является плановой, а определяется конъюнктурой рынка, расчет $Q_{норм}$ по величине $K_В$ неизбежно связан с дополнительными погрешностями.

Поэтому формирование величины $Q_{норм}$ на основе коэффициента водообильности, предполагающее постоянство этой величины (в рамках принятого цикла), представляется неправомерным. Отсюда возникает необходимость в подходах, учитывающих изменчивость $Q_{норм}$ как случайной величины, зависящей от множества факторов.

В соответствии с этим определение величины $Q_{норм}$ правомерно осуществлять на основе статистико-вероятного анализа случайного процесса, отражающего фактические зависимости притоков воды в горные выработки за предшествующий, достаточно значительный период.

Кроме того, выбор насосного оборудования по максимальному притоку осуществляется в настоящее время обычно исходя из его двухмесячного времени действия в течение года (периоды весеннего и осенне-

го паводков). Однако практика шахтного водоотлива показывает, что максимальные притоки по своим характеристикам могут значительно различаться по разным месторождениям. Так, например, по Узельгинскому руднику (рис. 1.10) время действия максимального притока составляет около двух месяцев (апрель, май), а по шахте «Северопесчанская» (рис. 1.11) – около пяти месяцев (апрель-сентябрь). Анализ притоков воды по некоторым другим месторождениям также показывает большой разброс данных, трудно поддающихся какой-либо унификации в их оценке. Все это приводит к тому, что формирование исходных данных по притокам воды в горных выработках более правомерно осуществлять индивидуально по конкретному месторождению или предприятию на основе статистических данных за предшествующий, достаточно длинный период.

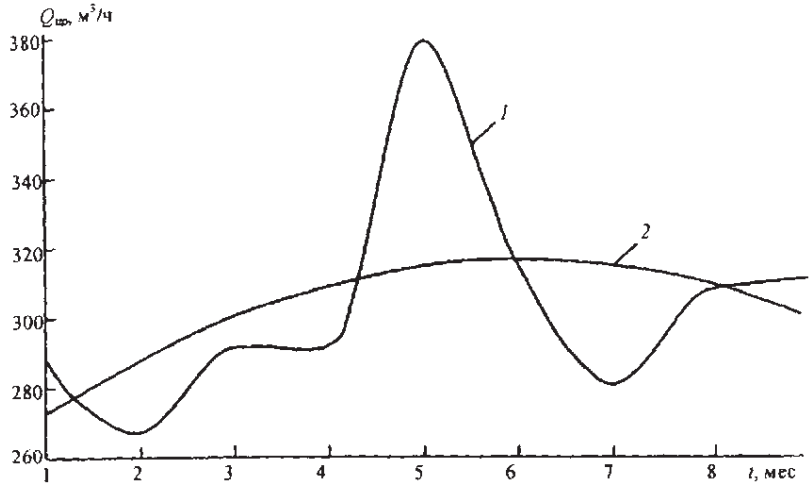


Рис.1.10. Зависимость притоков воды по Узельгинскому руднику: 1 – экспериментальная; 2 – аппроксимированная

На основе математической обработки статистических данных по притокам определяется уравнение регрессии $Q_{пр}(t) = f(t)$ с доверительными интервалами. Причем (это особенно важно в условиях данной задачи) границы этих интервалов устанавливаются в зависимости от изменчивости (коэффициента вариации) исходного статистического ряда.

Результаты выполненной таким образом математической обработки могут служить базой для более достоверного обоснования значения

нормального суточного притока воды в горные выработки. Анализ данных результатов свидетельствует в пользу того, что положительное значение доверительного интервала может быть принято за основу в оценке $Q_{норм}$ (предпочтительный способ при принятой вероятности и заданной погрешности в получении результатов).

Физический смысл предложенного подхода заключается в статистической оценке значений устойчивого максимума притоков воды (в течение достаточно длительного отрезка времени в годовом цикле), по которому предлагается определить $Q_{норм}$ с целью более обоснованного расчета и выбора всего комплекса шахтного водоотливного оборудования.

Поэтому он может быть назван методом устойчивого максимума притоков.

В качестве примера использования данного метода рассмотрим статистические данные по месяцам годового цикла притоков воды по шахте «Северопесчанская» (рис. 1.11).

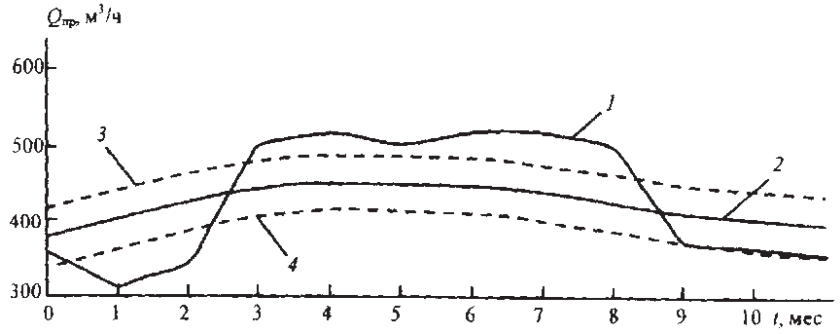


Рис. 1.11. Зависимость притоков воды по шахте «Северопесчанская»:
1 – зависимость $Q_{пр}(t)$; 2 – линия регрессии; 3, 4 – доверительные интервалы

В результате математической обработки данных получено уравнение регрессии (линия 2) и с учетом коэффициента вариации статистического ряда вероятностью 0,95 и заданной погрешностью 3 % получены доверительные интервалы (линии 3, 4). При этом за основу при оценке величины $Q_{норм}$ принята положительная граница интервала (линия 3), что соответствует рассматриваемой стратегии определения основного исходного параметра при проектировании главных водоотливных установок.

1.3. Современное состояние и организация водоотлива некоторых медноколчеданных рудников

1.3.1. Медноколчеданные месторождения Урала

Медноколчеданные месторождения Урала с промышленной концентрацией сульфидов меди, цинка, кобальта и других металлов тянутся меридионально вдоль восточных склонов Уральских гор на протяжении 500 км. Оруденения представляют собой линзообразные залежи или рассеянные серно-колчеданные вкрапленности. Породы рудоносной свиты имеют крутое падение, что определяет применение многообразных систем разработки рудных тел и многоступенчатых схем организации работы водоотлива.

Проведенные наблюдения на 20 шахтах медных рудников Урала дают основание утверждать, что водообильность их невысокая. Притоки воды колеблются от 30…100 м^3/ч (Турьинский рудник) до 80…130 м^3/ч (Красноуральские, Кировградские рудники).

Непосредственная связь поверхностных вод через трещины и тектонические нарушения иногда вызывает увеличение притоков воды до 250–500 м^3/ч, что обусловливает необходимость наличия значительного резерва насосного оборудования водоотливных установок.

Водоотлив медных рудников Урала, как правило, оборудован секционными насосами в кислотном исполнении с подачей 100…300 м^3/ч и высотой нагнетания до 600 м в зависимости глубины шахты [117–119, 124].

1.3.2. Водоотлив Александринского рудника

Водоотливной комплекс Александринского рудника работает по трехступенчатой схеме (табл. 1.2).

Таблица 1.2

Парк насосов водоотлива Александринского подземного рудника ОАО «АГОК»

Тип насоса	Количество	Место установки (насосная камера)
ЦНС-105-245	3	Клетевой ствол, гор. 170 м
ЦНС-60-99	3	Клетевой ствол, гор. 230 м
ЦНС-38-110	2	Клетевой ствол, гор. 300 м (зумпфовый водоотлив)

Итого: по АПР 8 насосов водоотливного комплекса.

Ожидаемый приток на гор. 300 м – 10 м^3/ч. Вода – пресная. Расчетный приток – 12 м^3/ч. Манометрический напор на гор. 230 м равен 84 м.

Ожидаемый приток на гор. 230 м – 36 м^3/ч, включая приток гор. 300 м. Расчетный приток 43 м^3/ч. Манометрический напор гор. 170 м 80 м.

Ожидаемый приток на гор. 170 м – 73 м^3/ч, включая приток гор. 300 м и гор. 230 м. Расчетный приток 88 м^3/ч. Манометрический напор 200 м.

Два нагнетательных трубопровода, один резервный, $D_у$ = 133 х 4,5, проложены по стволу лифтового подъемника и выдают шахтную воду на поверхность. Остаточный напор 40 м. На случай изменения химического состава шахтных вод нужно применять оборудование в кислостойком исполнении.

1.3.3. Водоотлив Учалинского подземного рудника

Весь водоприток ниже гор. 460 м перепускается на гор. 564 м к водосборникам насосной станции ш. «Клетевая», откуда вода перекачивается в водосборники насосной главного водоотлива гор. 460 м [128, 138, 139].

Нормальный приток 360 м^3/ч, а максимальный – 1200 м^3/ч. Время откачки нормального, суточного водопритока четырьмя насосами с подачей 300 м^3/ч – 7,2 ч. Время откачки максимального водопритока – 16 ч шестью насосами [48, 111, 112, 138, 139] (табл. 1.3).

Таблица 1.3

Парк насосов водоотлива Учалинского подземного рудника ОАО «УГОК»

Тип насоса	Количество	Место установки (насосная камера)
ЦНСК300-600	7	Клетевой ствол, гор. 460 м
ЦНСК300-240	5	Клетевой ствол, гор. 144 м
ЦНСК105-294	3	Клетевой ствол, гор. 300 м (зумпфовый водоотлив)

Итого: по УПР 15 насосов водоотливного комплекса.

Для откачки дренажных вод, поступающих из выработок гор. 120 м, вода перепускается по скважинам на гор. 144 м и далее по водоотливной канавке совместно с водой околоствольного двора – в водосборники. Вода по двум ставам труб Ø=219 мм по скважинам выдается на поверхность [138, 139].

1.3.4. Водоотлив Узельгинского подземного рудника

Откачка шахтной воды осуществляется по ступенчатой схеме (табл. 1.4).

Таблица 1.4

Парк насосов водоотлива Узельгинского подземного рудника ОАО «УГОК»

Тип насоса	Количество	Место установки (насосная камера)
ЦНСК-300-420	9	Клетевой ствол, гор. 340 м
ЦНСК-300-360	4	Клетевой ствол, гор. 640 м
ЦНСК-60-165	2	Клетевой ствол, гор. 771 м (зумпф)

Итого: по УзПР 15 насосов водоотливного комплекса.

Вода из зумпфовой насосной ствола ш. «Клетевая» поступает в водосборники главного водоотлива гор. 640 м, откуда перекачивается в водосборники перекачной насосной станции гор. 340 м. Из насосной гор. 340 м вода перекачивается на поверхность в шламоотстойные пруды, а после отстаивания перекачивается на станцию нейтрализации УзПР [128, 138, 139].

1.3.5. Водоотлив Молодежного подземного рудника

Нормальный приток шахтных вод – 60 м^3/ч; 1440 м^3/сут; 525600 м^3/год.

Максимальные притоки наблюдаются в мае величиной 300–400 м^3/ч.

Комплекс главной водоотливной установки оборудуется на дне карьера. Водоотлив осуществляется по трубопроводам, проложенным по вспомогательному наклонному съезду.

Водоотлив двухступенчатый. К установке принимаются насосы типа ЦНС(К) (табл. 1.5) [128, 138, 139].

Таблица 1.5

Парк насосов водоотлива Молодежного подземного рудника ОАО «УГОК»

Тип насоса	Количество	Место установки насосная
ЦНСК-300-360	4	Клетевой ствол, гор. 270 м
ЦНСК-60-99	4	Клетевой ствол, гор. 210 м (участковый водоотлив)
ЦНСК-60-165	4	Клетевой ствол, гор. 150 м (участковый водоотлив)
ЦНСК-60-264	4	Клетевой ствол, гор. 70 м (участковый водоотлив)

Итого: по МПР 16 насосов водоотливного комплекса.

Исходя из ожидаемых притоков подача и напор водоотливных установок:

- на гор. 270 м – Q = 480 м^3/ч, H = 282 м;
- на гор. 210 м – H = 72 м;
- на гор. 150 м – 144 м;
- на гор. 70 м – 240 м при подаче Q = 120 м^3/час.

1.3.6. Водоотлив Сибайского подземного рудника

Схема водоотлива Сибайского подземного рудника выполнена по двухступенчатой схеме с перепуском шахтных вод с вышележащих горизонтов через систему водоперепускных скважин на гор. 309 м и 629 м, оборудованных насосами главного водоотлива (табл. 1.6, 1.7) [30, 128].

Таблица 1.6

Водопритоки за 2014 год, м^3

Период времени	По вентиляционному стволу	С гор. 350 м
Год	845402,4	2257191,9
Месяц	70450,2	188099,3
Сутки	2316,2	6184,1
Час	96,5	257,7

Водоприток в выработки Сибайского ПР составляет 354,2 м^3/ч.

Таблица 1.7

Парк насосов водоотлива Сибайского ПР ОАО «УГОК»

Тип насоса	Количество	Место установки (насосная камера)
ЦНСК-300-360	5	Клетевой ствол, гор. 309 м
ЦНСК-300-360	5	Клетевой ствол, гор. 629 м

Итого: по СПР 10 насосов водоотливного комплекса.

1.3.7. Водоотлив Гайского подземного рудника

Откачка шахтной воды осуществляется по ступенчатой схеме (табл. 1.8).

Таблица 1.8.

Парк насосов водоотлива Гайского подземного рудника ОАО «ГГОК»

Тип насоса	Количество	Место установки (насосная камера)
ЦНСК-300-360	7	Клетевой ствол, гор. 260 м
ЦНСК-300-420	3	Клетевой ствол, гор. 440 м (участковый водоотлив)
ЦНСК-300-480	5	Клетевой ствол, гор. 685 м (участковый водоотлив)
ЦНСК-300-480	4	Клетевой ствол, гор. 1070 м
ЦНСК-300-300	4	Клетевой ствол, гор. 1310 м
ЦНСК-60-99 Х 50-32-250 К	4 2	Клетевой ствол, гор. 1390 м (зумпфовый водоотлив)

Итого: по ГПР 29 насосов водоотливного комплекса.

Вода из зумпфовой насосной гор. 1390 м ствола ш. «Клетевая» поступает в водосборники участковой насосной гор. 1310 м, с перекачиванием воды в водосборники перекачной насосной станции гор. 1070 м.

Из насосной гор. 1070 м вода перекачивается на гор. 685 м насосной станции главного водоотлива. Из насосной гор. 685 м вода перекачивается на гор. 260 м, а затем на поверхность и далее, после отстаивания насосной станцией, перекачивается на станцию нейтрализации Гайского рудника (табл. 1.8) [29].

1.3.8. Водоотлив Октябрьского подземного рудника

Основу водоотливного комплекса подземного рудника составляет насосная станция главного водоотлива, расположенная в околоствольном дворе гор. 300 м. Вода кислая. Схема водоотлива трехступенчатая (табл. 1.9). Ожидаемые нормальные водопритоки в зумпфовую насосную 8 м^3/ч;

- в насосную участкового водоотлива гор. 360 м – 27 м^3/ч;
- в водосборник главного водоотлива гор. 300 м – 147 м^3/ч [110].

Таблица 1.9

Парк насосов Октябрьского подземного рудника ОАО «БГОК»

Тип насоса	Количество	Место установки (насосная камера)
ЦНСК-300-360	3	Клетевой ствол, гор. 300 м
Х80-50-250К	2	Клетевой ствол, гор. 360 м (участковый водоотлив)
Х80-50-250К	2	Клетевой ствол, гор. 360 м, конвейерный уклон, (зумпфовый водоотлив)

Итого: по БПР 7 насосов водоотливного комплекса.

По результатам проведенного исследования организации водоотлива Учалинского, Молодежного, Узельгинского, Сибайского, Александринского, Гайского подземных рудников, ведущих отработку медноколчеданных месторождений, основным типом насосов главного водоотлива приняты насосы центробежные, секционные, кислотоупорные типа ЦНС(К) 300-240–600.

1.4. Химический состав и физико-механические свойства вод медноколчеданных рудников и анализ особенностей и опыта эксплуатации насосных установок

Гидрогеологические условия Учалинского месторождения характеризуются распространением двух водоносных горизонтов: грунтовые воды четвертичных отложений и коры выветривания, трещинные воды, воды рыхлых отложений, сдренированные карьером [128, 138, 139].

Гидрогеологическая обстановка на южном участке месторождения определяется нахождением вблизи карьера ложа оз. Малые Учалы и очистных бассейнов [128, 138, 139].

Физико-механические показатели и химический состав шахтных вод Учалинского подземного рудника приведены в табл. 1.10.

Таблица 1.10

Физико-механические показатели и химический состав шахтных вод УПР

Водородный показатель pH	Наименование ингредиента					Жесткость воды, моль/дм^{3}экв
	Взвешенные вещества, г/дм^3	Медь, мг/дм^3	Цинк, мг/дм^3	Железо, мг/дм^3	Марганец, мг/дм^3	
3–7	3000–7000	30–50	300–1000	50–400	30–100	20–30

Дисперсность взвешенных веществ в шахтной воде составляет 0,1–2,0 мм.

Объем перекачиваемых водоотливными установками шахтных вод, шламов и их характеристика, м^3/год:

Общий объем перекачиваемой шахтной воды – 2767470

Объем шахтной воды из водосборника гор. 144 м – 903850

Объем шахтной воды из водосборника гор. 460 м – 1863620

Объем шламов из водосборников №1 и 2 гор. 144 м – 3240

Объем шламов из водосборников №1 и 2 гор. 460 м –	12300
Объем шламов из водосборников гор. 564 м –	140
Плотность шламов, т/м^3 –	2,6–3,0
Плотность пульпы, г/л –	1450–2300
Плотность пульпы, г/см^3 –	2,6.

1.5. Физико-механические показатели и химические свойства шахтных вод

Сводные данные по физико-механическим показателям и химическому составу вод подземных рудников Южного Урала приведены в табл. 1.11.

Дисперсность взвешенных веществ в шахтной воде составляет 0,1–2,0 мм. Изучение представленных данных свидетельствует о том, что воды подземных рудников медноколчеданных месторождений непрерывно перемещают во взвешенном состоянии от нескольких миллиграмм до 12 г и более (шламов) механических примесей в литре воды, а в воде УПР количество шламов составляет от 3–50 г/л.

В табл. 1.12 приведены данные ситового анализа механических примесей (шлама), взвешенных в воде подземных рудников.

По данным В. М. Попова [117–118, 124], наличие большого количества механических примесей в шахтных водах вызывает повышенный износ щелевых уплотнений насосов, разгрузочных устройств и вследствие этого преобразование кольцевой концентрической щели в серповидную. Увеличение зазоров уплотнений в насосе от 0,4–2 мм ведет к возрастанию объемных потерь от 0,4–5 м^3/ч, снижению объемного КПД на 5–8 % и повышению расхода электроэнергии на 4–6 %. Наличие взвешенных в воде механических примесей, из которых минеральных частиц оказывается до 60–80 %, приводит к быстрому абразивному износу проточной части насосов, увеличению радиальных зазоров в уплотнениях колес и между ступенями и (как следствие этого) к снижению производительности и КПД насосов, возрастанию осевых усилий, а это, в свою очередь, приводит к преждевременному износу деталей насоса, перерасходу электроэнергии и снижает надежность работы водоотливной установки в целом [12].

Наличие абразивных частиц в воде также ускоряет процесс разрушения водоотливной арматуры, вследствие чего нарушается её герметичность, а наличие в шахтной воде кислот ускоряет коррозионный износ водоотливного оборудования, так как защитный слой окисленного металла непрерывно разрушается абразивными частицами, транспортируемыми во взвешенном состоянии в воде.

Таблица 1.11

Физико-механические показатели и химический состав вод подземных рудников Южного Урала

Подземный рудник, гор.	Взвеш. вещества, мг/дм^3	Сухой ост. мг/дм^3	pH	Жест. воды, моль/дм^3 экв	Cl	SO_4	Ca	Mn	Na	Fe	Cu	Zn
ГПР, 260 м 685 м 830 м	- -	12720 8831 6676	3,0 4,2 5,4	- - -	580,3 423,1 502,8	7360,4 4475,2 3562,0	865 692 513	133,2 148,1 38,2	- - -	1014,6 698,2 413,	195,9 165,0 90,3	227,8 68,1 64,51
УПР, 144 м 460 м	3000-7000 150-200 50000	- -	3-7 4,2 7,2	20-30 49,5 26,5	- 135,1 146,0	- 4111,4 1314,2	- 320	30-100 407,4 11,9	-82,8 142,5	50-400 27,3 0,18	30-50 44,51 0,03	300-1000 178,2 22,63
УзПР, 340 м 640 м	 2356 5540-29972	 2370 2869	 7,0 5,25	 - -	 - 56.1	 - 1942,8	 - 158,3	 - 7,42	 - 563,3	 - 0,67	 - 0,12	 - 83,2
СПР	38,6	1798,1	7,315	21,885	92,453	1002,6	10,1	0,632	-	0,697	0,036	0,57
МПР	2790-15870	1934	4,3-5,9	-	48,3	1374,8	143,5	6,8	-	0,54	0,11	65,6
БПР	587,6	2449,7	5,1	-	510,6	1055,5	-	3,1	-	8,426	12,49	5,05

Таблица 1.12

Ситовой анализ шламов Учалинского и Узельгинского ПР

№ п/п	Наименование продуктов	Класс крупности, мкм	Выход, %	№ п/п	Наименование продуктов	Класс крупности, мкм	Выход, %
Учалинский подземный рудник							
1	Водосборник №1, гор. 460 м	+74 +44 -44 итого	40,6 12,20 47,74 100,0	4	Водосборник №1, гор. 564 м	+74 +44 -44 итого	16,18 6,96 76,96 100,0
2	Водосборник №2, гор. 460 м	+74 +44 -4 итого	40,20 23,96 35,84 100,0	5	Водосборник №2, гор. 564 м	+74 +44 -44 итого	70,35 5,10 24,55 100,0
3	Водоотливная канава гор. 460 м	+74 +44 -44 итого	98,68 0,45 0,87 100,0	6	Шламосборник, гор. 564м.	+74 +44 -44 итого	16,26 3,12 80,62 100,0
Узельгинский подземный рудник							
1	Водосборник №1, гор. 340 м	+74 +44 -44 итого	26,99 6,54 66,47 100,0	10	Водосборник №2, гор. 640 м	+74 +44 -44 итого	6,50 2,93 90,57 100,0
2	Водосборник №2, гор. 340м.	+74 +44 -44 итого	1,58 4,76 93,66 100,0	11	Выход из шламоотстойника гор.640м.	+74 +44 -44 итого	0,62 2,48 96,90 100,0
3	Водоотливная канава под скважиной гор. 340 м	+74 +44 -44 итого	17,81 11,95 70,24 100,0	12	Устье с юга гор. 640 м	+74 +44 -44 итого	68,8 26,75 4,45 100,0
4	Водоперепускная скважина (ВПС) гор. 610 м	+74 +44 -44 итого	87,34 6,81 5,85 100,0	13	Вход в шламоотстойник гор. 640 м	+74 +44 -44 итого	

№ п/п	Наименование продуктов	Класс крупности, мкм	Выход, %	№ п/п	Наименование продуктов	Класс крупности, мкм	Выход, %
5	ВПС гор. 630 м	+74 +44 -44 итого	53,80 12,34 33,86 100,0	14	Водосборник №1, гор. 771 м	+74 +44 -44 итого	3,62 2,32 94,06 100,0
6	ВПС гор. 580 м	+74 +44 -44 итого	12,13 13,24 74,63 100,0	15	Водосборник №2, гор. 771 м	+74 +44 -44 итого	10,64 2,31 87,05 100,0
7	ВПС гор. 550 м	+74 +44 -44 итого	20,26 2,66 77,08 100,0	16	Шламоот-стойник гор. 771 м	+74 +44 -44 итого	4,58 2,34 93,08 100,0
8	Вентиляци-онно-транс-портный штрек-север гор. 550 м	+74 +44 -44 итого	3,64 20,22 46,14 100,0	17	Водоотливная канава гор. 771 м	+74 +44 -44 итого	0,09 0,06 99,85 100,0
9	Водосборник №1, гор. 640 м	+74 +44 -44 итого	12,6 7,79 79,61 100,0				

Выполненный анализ гидрогеологических и горнотехнических условий эксплуатации шахтных центробежных насосов позволил сформулировать основные задачи, поставленные в настоящей работе. С учетом того, что одним из основных (недостающих звеньев) нерешенных компонентов общей проблемы повышения эффективности эксплуатации водоотлива медноколчеданных рудников является недостаточный уровень разработки способов очистки водосборников от шлама и как следствие повышенный гидроабразивный износ насосов, вопросы обеспече-ния энергосберегающих условий эксплуатации рудничных водоотливных установок для конкретных технологических схем с учетом повышенного гидроабразивного износа насосов, а также заиливания водосборников с целью снижения энергетических затрат и увеличения межремонтных периодов составляют основные цели и задачи настоящей работы.

Глава 2
ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГИДРОАБРАЗИВНОГО ИЗНОСА ШАХТНЫХ ЦЕНТРОБЕЖНЫХ НАСОСОВ

Повышение качества водоотливных установок, а также их производительности и времени их эксплуатации имеет существенное значение и является одним из источников экономии средств горнодобывающих предприятий [12].

Снижение периода эксплуатации рудничных водоотливных установок происходит вследствие износа отдельных деталей или целых узлов, что помимо дополнительных затрат на их ремонт и простой в ремонте в случае несвоевременного его проведения снижает их производительность. В последнем случае в них происходит повышенный износ отдельных узлов и всего насоса в целом, что неизбежно снижает его КПД, повышает электропотребление на водоотлив 1 м^3 шахтной воды, а также снижает их надежность и безопасность работы [12].

При эксплуатации водоотливного оборудования приходится встречаться главным образом с гидроабразивным изнашиванием, так как при откачке шахтных вод в них всегда содержатся во взвешенном состоянии нерастворимые твердые частицы минерального происхождения, проходящие через рабочие органы насоса, запорную арматуру и трубопроводы.

Интенсивность разрушения деталей возрастает за счет одновременного воздействия абразивной частицы и жидкой фазы, которые постоянно контактируют с проточной частью насоса.

В данной главе мы заострим внимание на особенностях гидроабразивного износа насосов от гранулометрического состава абразивных примесей, присутствующих в откачиваемой шахтной воде. Этот вопрос приобретает особое значение для водоотлива медноколчеданных рудников, имеющего наиболее тяжелые условия эксплуатации:

1. На медноколчеданных рудниках нашла широкое применение система разработки выработанных пространств твердеющей закладкой,

которая в свою очередь способствует появлению в большом количестве взвешенных механических примесей в шахтной воде, а следовательно, гидроабразивный износ водоотливного оборудования, эксплуатирующегося в данных условиях, значительно увеличивается.

2. Одновременно с гидроабразивным износом элементов проточной части водоотливной установки происходит убыль массы её деталей, что приводит к увеличению объемных утечек и падению КПД, а следовательно, к значительному перерасходу электроэнергии на откачку одного кубометра воды.

В технической литературе по шахтному водоотливу рекомендуют борьбу с абразивным износом насосов производить главным образом за счет:

1) обеспечения условий работы насосов, соответствующих требованиям их заводов-изготовителей;

2) изготовления элементов насоса из материалов, обладающих повышенной коррозионной стойкостью и износостойкостью, включая современные полимерные, углепластиковые, стеклопластиковые и другие композитные материалы;

3) применения раздельных схем откачки неосветленных и осветленных вод.

Отсюда ясно, что полноценное использование техники, удлинение срока ее службы и межремонтных периодов работы машин, при условии длительного сохранения ими КПД, возможно лишь при знании закономерностей износа их или возможностей количественной оценки потери веса деталями от абразивного действия механических примесей, транспортируемых в шахтной воде на поверхность. Это позволит выбрать правильные методы защиты водоотливного оборудования от абразивного износа [12, 13, 26, 27, 38, 39, 41, 44, 45, 46, 51, 53, 57, 58, 59, 65, 77, 78, 80, 98, 115, 141].

2.1. Общие положения

Шахтные лопастные насосы являются весьма долговечными машинами и при нормальных условиях эксплуатации могут работать более 20-30 лет. Однако в практике нередко встречаются случаи, когда насос изнашивается значительно быстрее, и через каждые1-2 года, а иногда и чаще приходится производить его капитальный ремонт. Такой износ обычно вызывается кавитацией и абразивным воздействием твердых примесей, содержащихся в перекачиваемой жидкости, или совместным их действием.

В центробежных насосах (рис. 2.1) – это входные участки лопастей рабочего колеса с тыльной стороны *A*, внутренняя поверхность входного обода *B* и зазор уплотняющей кромки *C*. В зазоре развивается особая форма кавитации, так называемая щелевая, вызываемая местными отжимами потока, где создается дополнительное понижение давления.

В осевых насосах (рис. 2.2) кавитационные разрушения возникают на входном участке лопастей рабочего колеса с тыльной стороны *A*, на концах пера лопасти *B*, на нижней части поверхности сферической камеры рабочего колеса *C*, на торцах лопастей (щелевая кавитация) *D* и на поверхности втулки *E*. Для снижения интенсивности щелевой кавитации рекомендуется округлять торцевые кромки лопасти (деталь II) или устраивать концевое ребро (деталь I).

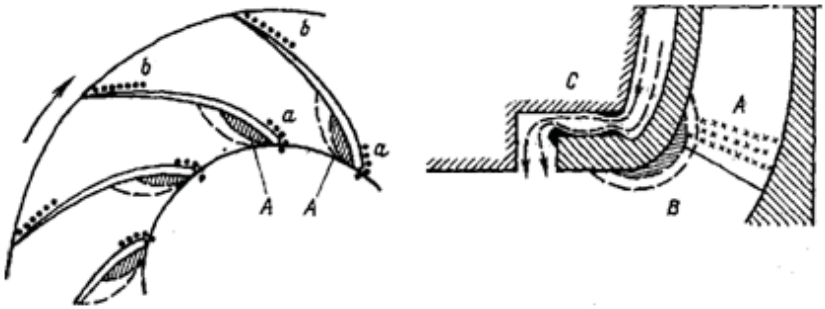


Рис. 2.1. Места наиболее интенсивного износа центробежных насосов
A, B, C – кавитационного; *a, b* – абразивного

Если перекачиваемая насосом жидкость (вода) содержит твердые частицы, то они оказывают абразивное (изнашивающее) воздействие на элементы насоса. Величина абразивного износа, как видно из приведенной формулы (2.1), в основном зависит от содержания в воде шламов, относительной скорости в насосе и показателя абразивной изнашиваемости материала.

Как показывает опыт эксплуатации, в центробежных насосах (см. рис. 2.1) наиболее интенсивному абразивному износу подвергаются лопасти рабочего колеса у входной кромки а и на выходном участке *b* с рабочей стороны. Попадание твердых частиц приводит к быстрому износу (разработке) уплотняющих зазоров. В осевых насосах (см. рис. 2.2)

наиболее интенсивному абразивному износу подвергаются входные кромки *a* и выходные участки *b* лопастей рабочего колеса с рабочей стороны, а также лопатки выправляющего аппарата *e*.

Переносимые с жидкостью твердые частицы вызывают еще одну форму абразивного износа: попадая в сальники и подшипники, они приводят к ускоренному местному истиранию вала. С целью облегчений ремонта часто в этих местах на вал надевается втулка (рубашка), которую можно менять. С этой же целью у насосов предусматриваются сменные, уплотняющие кольца.

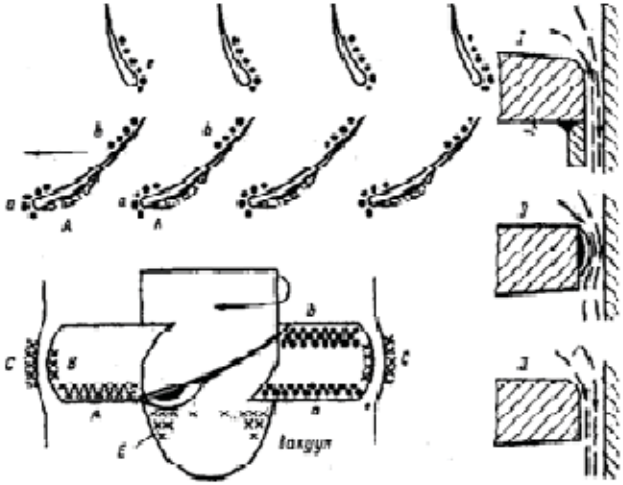


Рис. 2.2. Места наиболее интенсивного износа осевых насосов
A, *B*, *C*, *D*, *E* – кавитационного; *a, b,e* – абразивного

В работе [83] приведена следующая зависимость для определения потери массы материала рабочего колеса при абразивном изнашивании, кг:

$$\Delta = E_{абр} \cdot S \cdot В_{абр} \cdot В_{абр} \cdot t, \qquad (2.1)$$

где $E_{абр}$ интенсивность износа, Вт/м^2;

S – площадь поверхности износа, м^2;

$B_{абр}$ – удельная потеря объема, м^3/(с×Вт);

$\rho_{мат}$ – плотность материала, кг/м^3;

t – время, с.

Однако автор делает при этом замечание, что действительные количественные соотношения должны быть значительно сложнее, поскольку зависимость (2.1) учитывает не все факторы процесса гидроабразивного износа насосов. Поэтому приведенную формулу он предполагает к использованию только в первом приближении при расчетах. Так как целью настоящей работы является детальное рассмотрение гидроабразивного износа насосов, то наиболее целесообразно начинать его с вопросов кинематики и динамики шламовых смесей (гидросмесей) в проточной части машин.

2.2. Особенности кинематики и динамики шламовых смесей в проточной части насоса

При откачке загрязненных шахтных вод (шламовых смесей) проходящая через проточную часть насоса текучая среда является двухфазной: твердые механические частицы с плотностью $\rho_т$ и вода с плотностью ρ.

Следовательно, на твёрдые частицы и равные им объёмы жидкости при неравенстве плотностей $\rho_т \neq \rho$ будут действовать разные силы, что приведёт к соответствующей разнице и между их кинематическими параметрами (сепарации гидросмеси). Так как подача и напор (давление) насоса определяются в основном кинематикой потока в рабочем колесе, то наличие твёрдого компонента в жидкости приведёт к изменению напорной характеристики, что, в свою очередь, обусловит изменение всех остальных характеристик. Важная особенность гидродинамики двухфазной смеси в проточной части насоса связана с разными физическими свойствами компонентов. При протекании жидкости через рабочее колесо происходит приращение как кинетической, так и потенциальной энергии. Причём последняя у центробежных насосов составляет значительную величину [92]. Твёрдые частицы, обладающие меньшей упругостью, чем жидкость, обладают значительно меньшей аккумулирующей способностью потенциальной энергии. В пределах соблюдения закона Гука удельная энергия упругой деформации [91]

$$k = \frac{\sigma^2}{2 \cdot E}, \tag{2.2}$$

где σ – напряжение в деформируемом теле (давление в жидкости);

E – модуль упругости.

При равенстве напряжений для компонентов:

$$\frac{k}{k_{\mathrm{T}}} = \frac{E_{\mathrm{T}}}{E} \tag{2.3}$$

где с индексом «Т» указаны величины для твердых частиц, без индекса – для жидкости.

Для рассматриваемых условий отношение $E_{\text{т}}/E \geq 10$. Поэтому твердые частицы при протекании через насос по сравнению с жидкостью приобретают меньшую потенциальную энергию. Вместе с тем, находясь в поле действия тех же сил, что и жидкость, твердые частицы с большей плотностью должны получать и большее приращение кинетической энергии, а следовательно, по существу, обгонять жидкость. У частиц с плотностью $\rho_{\text{т}}<\rho$ будет обратная картина. При наличии положительной разности в скоростях между твердыми частицами и жидкостью частицы будут передавать часть своей кинетической энергии жидкости. Однако, происходит это в результате силового взаимодействия между компонентами, а не преобразования кинетической энергии частиц в потенциальную, как у жидкости. Объясняется это отсутствием конвективного ускорения у твердых тел. Последнее очень важно при анализе кинематики и динамики компонентов гидросмеси в подводе и отводе насоса.

Движение невязкой жидкости в рабочем колесе описывается уравнением Эйлера [120]:

$$\mathrm{g} + a_n + a_k - \frac{1}{\frac{1}{\rho}\cdot \mathrm{grad}P} = \frac{dW}{dt} \tag{2.4}$$

где g, a_n, a_k – соответственно векторы единичных массовых сил тяжести, переносной и кориолисовой;

P – абсолютное давление в жидкости;

t – время; W – относительная скорость.

На твердую частицу массой $p_{\text{Т}}$, V_{T} вследствие наличия градиента давления как по Z, так и по радиусу R, кроме вышеуказанных сил действует также архимедова сила:

$$G_0 = \rho \cdot g \cdot V \cdot T; \tag{2.5}$$

и центростремительная:

$$F_0 = \rho \cdot V_{\mathrm{T}} \cdot \omega^2 \cdot R; \tag{2.6}$$

где ω – угловая скорость вращения колеса;

R – расстояние от оси вращения до центра тяжести частицы.

Из-за наличия градиента давления вдоль оси межлопастного канала на частицу будет действовать гидродинамическая сила

$$P_{\vartheta} = \int_S P_n \, dS \tag{2.7}$$

где P_n – нормальное напряжение жидкости к поверхности частицы S.

При движении твердой частицы в невязкой жидкости с ускорением необходимо учитывать присоединенную массу. Для шарообразной частицы диаметром d эта масса

$$m' = \frac{1}{2}\frac{\rho \cdot \pi \cdot d^3}{6} \tag{2.8}$$

С учетом изложенного и данных работ Малеева В. Б. [97] уравнение движения шарообразной твердой частицы в невязкой жидкости, отнесенное к единице массы $\rho_T \cdot V_T$, будет:

$$g\left(1 - \frac{\rho}{\rho_T}\right) + a_k + \frac{P_{\vartheta}}{\rho_T \cdot V_T} = \frac{dW_T}{dT\left(1 + \frac{1}{2}\frac{\rho}{\rho_T}\right)}. \tag{2.9}$$

Спроектировав слагаемые уравнения (2.8) на направление перемещения частицы ρ_T и проинтегрировав в пределах от R_1 до R_2, получим

$$W_T^2 = W_{T1}^2 + \left(\left(1 - \frac{\rho}{\rho_T}\right)(U^2 - U_1^2) - 2g(Z_q - Z)\left(1 - \frac{\rho}{\rho_T}\right) - \frac{2}{\rho_T V_T}\int_0^{l_T} P_{\vartheta} dl_T\right)\frac{\rho_T}{\rho_T + 0{,}5\rho} \tag{2.10}$$

где $U = \omega R$ – окружная скорость колеса на текущем радиусе.

В уравнении (2.9) индексом 1 отмечены параметры при входе в колесо, без индекса – в произвольной точке колеса.

Решая аналогично уравнение (2.4), получим [71]:

$$W^2 = W_1^2 + (U^2 - U_1^2) - 2g(Z_1 - Z) - \frac{2}{\rho}(P - P_1) \tag{2.11}$$

Сравним между собой значения скоростей компонентов по уравнениям (2.9) и (2.10). Для перемещаемых в нашем случае твердых материалов их относительная скорость движения в жидкости близка к нулю [92]. Поэтому можно принять, что при входе в колесо насоса $W_1 \approx W_{T1}$. При постоянной ширине рабочего колеса $W < W_1$. Тогда из уравнения (2.11) имеем:

$$(U^2 - U_1^2) - 2g(Z_1 - Z) - \frac{2}{\rho}(P - P_1) < 0 \tag{2.12}$$

Причем, вследствие малости $2g(Z_1 - Z)$, как правило,

$$(U^2 - U_1^2) < \frac{2}{\rho}(P - P_1).$$

В уравнении (2.10) удельная энергия, создаваемая единичной твердой частицей в рабочем колесе $\frac{2}{\rho_T V_T}\int_0^{l_T} P_B\, dl_T$, как и удельная энергия гравитационных сил $2g\left(Z_q - Z\right)\left(1 - \frac{\rho}{\rho_T}\right)$, – весьма малые величины. Поэтому определяющим сумму слагаемых, заключенных в квадратных скобках уравнения (2.10), является первое из них. Следовательно, для твердых частиц $\rho_T > \rho$ [97].

$$\left(1 - \frac{\rho}{\rho_T}\right)(U^2 - U_1^2) - 2g\left(1 - \frac{\rho}{\rho_T}\right) - \frac{2}{\rho_T V_{T0}}\int_0^{l_T} P_\vartheta\, dl_T > 0 \quad (2.13)$$

Как видно из неравенств (2.11) и (2.12) уравнений (2.10) и (2.11), относительная скорость у частиц с $\rho_T > \rho$ будет большей, чем у жидкости. Для частиц с плотностью $\rho_T < \rho$ неравенство (2.13) будет обратным, а следовательно и $W_T < W$. Из приведенного анализа также видно, что разность между скоростями компонентов будет тем большей, чем больше разность их плотностей.

Выполненный анализ позволяет установить полную картину взаимного отношения скоростей между треугольниками скоростей компонентов двухфазной гидросмеси в рабочем колесе насоса. На рис. 2.3, а приведены треугольники скоростей для случая $\rho_т > \rho$. Как видно из рисунка, относительная скорость, ее составляющая $W_{RT} > W_R$, угол $\beta_T > \beta$. При этом окружная составляющая абсолютной скорости у твердых частиц меньше, чем у жидкости, т. е. $C_{UT} < C_U$. Естественно, что и угол абсолютной скорости $\alpha_T > \alpha$. По результатам выполненного анализа нетрудно представить и соотношение между треугольниками скоростей компонентов для случая, когда плотность частиц меньше, чем у жидкости (рис. 2.3, б). Треугольники скоростей компонентов полностью определяют траектории их движения в рабочем колесе и в какой-то степени в отводе. Поэтому от них зависит рациональная форма проточной части насоса, а треугольник скоростей твердого компонента, кроме того, определяет и интенсивность абразивного износа проточной части. Треугольники скоростей оказывают также влияние на вид характеристик насоса.

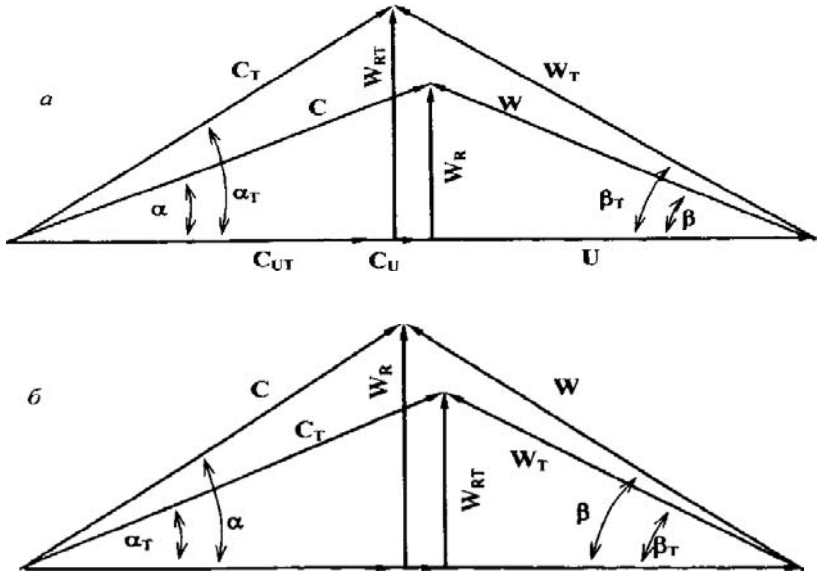


Рис. 2.3. Треугольники скоростей компонентов гидросмеси в рабочем колесе: *а* – при $\rho_T > \rho$, *б* – при $\rho_T < \rho$

В межлопастных каналах колеса существуют вихри с направлением вращения противоположным вращению колеса. Угловая скорость вихря пропорциональна подаче. Таким образом, твердые частицы с плотностью $\rho_т > \rho$ за счет большей относительной скорости, чем у жидкости, подобно лопастям рабочего колеса активно действуют на жидкость и создают в ней приращение напора. Однако вследствие большого профильного сопротивления частиц передача энергии сопровождается значительной диссипацией, что является причиной уменьшения КПД насоса при работе на гидросмеси. Полученные результаты позволяют судить не только о кинематике твердых частиц проточной части, но и о ее износе. Чем больше масса частицы, тем меньше должна быть кривизна траектории ее абсолютного движения в рабочем колесе насоса, тем меньше время ее пребывания в колесе, тем меньше вероятность соприкосновения ее с лицевой стороной лопатки. Наоборот, чем меньше масса частицы, тем больше должна быть кривизна траектории ее абсолютного движения, тем дольше частица находится в колесе, тем вероятнее

ее соприкосновение с лицевой стороной лопатки. При одинаковой плотности частиц наиболее мелкие будут перемещаться ближе всего к лицевой поверхности лопатки, наиболее крупные – в наибольшем от нее удалении. Исходя из этого, мелкие частицы будут наиболее интенсивно изнашивать лицевую поверхность лопатки, особенно на выходе из колеса, крупные – на входе в колесо.

2.3. Гидроабразивный износ лопаток рабочего колеса центробежного насоса

Наряду с дисками (особенно передним) лопатки рабочего колеса при взаимодействии их с загрязненной шахтной водой всегда подвергаются гидроабразивному изнашиванию. Очевидно, что этот износ обусловлен тангенциальными и нормальными составляющими силами косого удара твердых частиц о изнашиваемую поверхность.

В работе [97] приводятся зависимости потери массы металла лопаток Δ единицей изнашиваемой поверхности:

$$\Delta = \rho_т \cdot V_т \cdot S \cdot (1 - S) \cdot [f_1 \cdot (sin2\alpha - 2\mu \cdot sin^2\alpha) + f_2 \cdot sin^2\alpha], \quad (2.14)$$

где f_1 и f_2 – коэффициенты, учитывающие прочностные свойства изнашиваемого материала и абразивные свойства твердых частиц;

S – концентрация твердых частиц;

α – угол встречи твердых частиц с изнашиваемой поверхностью.

Данная зависимость основана в том числе и на результатах опытного исследования износов шахтных центробежных насосов, проведенных А. И. Махининым путем анализа состояния 1473 насосов, поступивших на централизованный ремонт в течение 5 лет [99, 100]. При предварительном анализе было однозначно установлено, что срок службы насосов в основном зависит от состояния рабочего колеса и вала.

Дальнейший теоретический анализ привел к тому, что убыль материала изнашиваемой лопатки может быть выражена как зависимость

$$\Delta_л = (\pi \cdot \frac{d^3}{12}) \cdot \rho_т \cdot W_т^2 \cdot f_1 \cdot n \cdot \cos\alpha, \quad (2.15)$$

где d – диаметр твердых частиц;

$W_т$ – скорость твердых частиц;

f_1 – коэффициент пропорциональности;

n – число твердых частиц, попадающих на поверхность лопаток рабочего колеса;

α – угол встречи твердых частиц с изнашиваемой поверхностью.

В работе доказано, что случайная величина n, имеет закон распределения Пуассона и определяется формулой:

$$n = \frac{6 \cdot S \cdot F \cdot t \cdot W_t \cdot sin\alpha}{\pi \cdot d^3} \cdot e^{-4S} \qquad (2.16)$$

Подставив выражение (2.16) в (2.15), получим формулу для определения интенсивности износа лопатки рабочего колеса:

$$\Delta_л = f_1 . \rho_T \cdot \frac{W_T^3}{4} \cdot S \cdot e^{-4S} \cdot sin\alpha \qquad (2.17)$$

Согласно вихревой теории центробежных насосов векторы относительных скоростей частиц жидкости смещены от касательной поверхности лопатки, а при перемещении потока гидросмеси несущей средой является вода, несомой – твердые частицы. Поэтому абсолютная скорость жидких частиц $C_В$ (рис. 2.4) в рассматриваемой точке межлопаточного пространства больше средней абсолютной скорости гидросмеси $C_{СМ}$, а последняя больше абсолютной скорости твердых частиц $C_Т$.

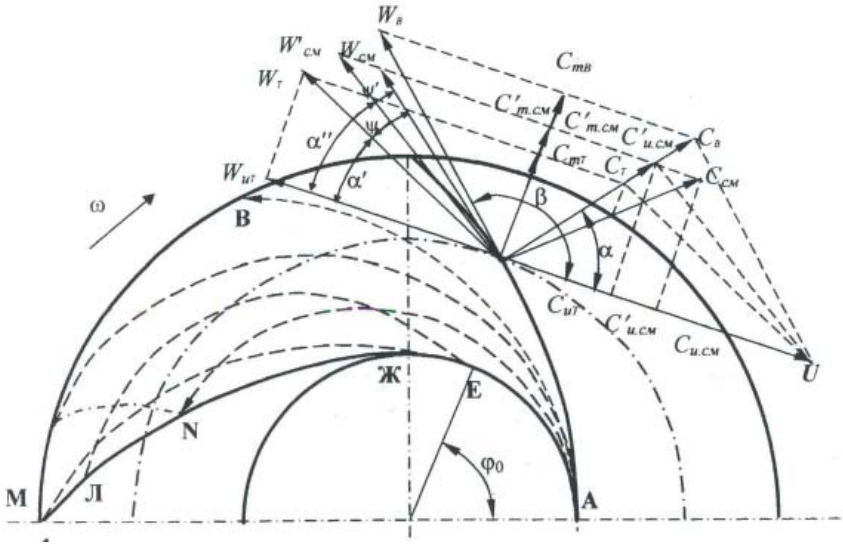


Рис. 2.4 Векторная диаграмма распределения скоростей в межлопаточном пространстве рабочего колеса центробежного насоса, работающего на загрязненной шахтной воде

На диаграмме линейная скорость U, абсолютная $C_{см}$ и относительные $W_{см}$ скорости гидросмеси образуют треугольник скоростей для гидросмеси по струйной теории центробежных насосов Л. Эйлера. По вихревой теории Г. Ф. Проскуры этот треугольник скоростей представляется иначе. Из-за влияния осевого вихря, возникающего при конечном числе лопаток, он представляется векторами U, $C_{см}$ и $W_{см}$. Соответственно треугольник скоростей жидких частиц составляется векторами, U, $C_{см}$ и $W_{см}$, а твердые частицы – векторами U, $C_{см}$ и $W_{см}$. Угол встречи твердых частиц с поверхностью лопатки $\psi_{т}$ образуется между векторами скорости $W_{т}$ и касательной лопатки в данной точке.

Удельный износ лопатки:

$$\Delta_{ул} = \frac{\Delta_{л}}{\rho_{м} Q_{т}} \tag{2.18}$$

где $\rho_{м}$ – плотность материала лопатки.

Технический ресурс лопатки, определяющий ресурс рабочего колеса:

$$T_{к} = \frac{\delta_{л} \rho_{м}}{3600 \Delta_{л}} \tag{2.19}$$

где $\delta_{л}$ – толщина лопатки.

Из изложенного следует, что интенсивность износа рабочих колес находится в сложной функциональной зависимости от величины подачи центробежного насоса (расход гидросмеси $Q_{см}$, воды $Q_{в}$ и твердого материала $Q_{т}$) и предопределена сочетанием других параметров рабочего режима. Износ рабочего колеса в значительной степени зависит от угла выхода лопатки. С его увеличением долговечность лопатки значимо возрастает.

2.4. Экспериментальное исследование гидроабразивного износа элементов проточной части центробежных насосов

С целью установления зависимостей гидроабразивного износа проведено экспериментальное исследование ряда центробежных шахтных насосов.

Гидроабразивный износ насосов изучался на протяжении 2007–2011 гг. на Узельгинском подземном руднике ОАО «УГОК», УГМК на насосах типа ЦНСК 300-360 и 300-420.

Основной целью исследований являлось установление закономерности гидроабразивного износа отдельных узлов насоса и скорости их изнашивания от гранулометрического состава абразивных частиц и количества их в одном кубометре воды, откачиваемой насосами, а также определение мест наибольшего износа деталей насоса.

Абсолютный износ определялся как разница между массой детали до испытания и после него.

Скорость абразивного изнашивания за промежуток двух соседних испытаний вычислялась по формуле:

$$\Delta m_{\text{т}} = \frac{m_1 - m_2}{\text{T}},$$

где m_1 и m_2 – масса детали до и после испытания, г;

T – продолжительность испытания, ч.

Эксплуатация водоотливных установок, откачивающих загрязненную воду из карьеров, угольных разрезов, шахт, обогатительных фабрик и других горных предприятий, сопровождается гидроабразивным износом центробежных насосов, запорной арматуры, а также всасывающих и нагнетательных трубопроводов. Поэтому решение вопросов снижения абразивного износа водоотливного оборудования способствует повышению производительности, увеличению срока эксплуатации, неизбежно повышает КПД насосов, снижает электропотребление и, как следствие, является одним из источников экономии средств горнодобывающих предприятий [12, 13, 51].

При эксплуатации водоотливного оборудования приходится встречаться главным образом с абразивным изнашиванием, так как при откачивании вод в них всегда содержатся во взвешенном состоянии нерастворимые твердые частицы минерального происхождения, проходящие через проточную часть насоса.

На основании вышесказанного можно сделать вывод о том, что продуктивная эксплуатация водоотливного оборудования, удлинение его срока службы, при длительном сохранении им КПД, имеет место лишь при знании закономерностей износа их или возможностей количественной оценки потери массы элементами насосов от абразивных сред, транспортируемых в воде на поверхность, что позволит применять эффективные способы защиты водоотливного оборудования от гидроабразивного износа.

С целью проверки интенсивности гидроабразивного изнашивания насосов проведено их экспериментальное исследование (табл. 2.1–2.4).

Таблица 2.1

Результаты анализа проб воды

№	Наименование пробы, шахтной воды, наработка, ч	Водородный показатель среды, ед. pH	Плотность пробы, г/см^3	Содержание твёрдого, %	Тип насоса
1.	г.340 м, всас, 215 ч	7,0	1,019	0,45	ЦНСК 300-420
2.	г.340 м, всас, 364 ч	7,25	1,020	0,79	
3.	г.340 м, всас, 734 ч	7,25	1,020	1,11	
4.	г.640 м, всас, 167 ч	7,25	1,018	0,42	ЦНСК 300-360
5.	г.640 м, всас, 289 ч	7,05	1,029	0,64	
6.	г.640 м, всас, 574 ч	7,3	1,035	2,39	

Зависимости гидроабразивного износа от наработки проверяли в условиях УзПР ОАО «УГОК», УГМК на центробежных насосах типа ЦНСК 300–420 [105, 109], установленных в насосных камерах гор. 340 м, и ЦНСК 300–360 – гор. 640 м.

Основной целью исследований являлось установление закономерности гидроабразивного износа отдельных узлов насоса и скорости их изнашивания от гранулометрического состава абразивных частиц и их количества в одном кубометре воды, откачиваемой насосами, и определение мест наибольшего износа его элементов, изменение его КПД в процессе работы.

Для определения износа элементов насосов в зависимости от числа ступеней, наработки в часах и свойств шахтных вод (табл. 2.1–2.4) исследовали работу насосов, производя взвешивание их элементов перед началом работы и после наработки насосами машино-часов, соответствующих проведению текущих ремонтов в насосной камере главного водоотлива соответствующего горизонта УзПР и в цехах РМЗ ОАО «УГОК» в период проведения капитальных ремонтов этих насосов.

Перед демонтажом насосов на текущие и капитальные ремонты производилось взятие проб воды в объеме 1 л из приемных колодцев на определение ее физико-химических свойств.

Также был проведен ситовый анализ твердого, содержащегося в пробах воды (рис. 2.5–2.7), представленный в табл. 2.2–2.4.

Таблица 2.2

Ситовой анализ шлама пробы воды №6

Класс крупности		Выход		Суммарный выход	
		г	%	по +	по -
0,5		0,07	4,6	4,6	100
-0,5	0,25	0,04	2,6	7,2	5,4
-0,25	0,125	0,11	7,2	14,4	92,8
-0,125	0,1	0,03	1,9	16,3	85,6
-0,1	0,074	0,04	2,6	18,9	83,7
-0,074	0,04	0,58	38,2	57,1	81,1
-0,04	0	0,65	42,9	100	42,9
Итого		1,52	100	-	-

Рис. 2.5. Фото пробы шлама №6

Таблица 2.3

Ситовой анализ шлама пробы воды №12

Класс крупности		Выход		Суммарный выход	
		г	%	по +	по -
0,5		0,03	1,3	1,3	100
-0,5	0,25	0,12	5,1	6,4	98,7
-0,25	0,125	0,07	3	9,4	93,6
-0,125	0,1	0,14	6	15,4	90,6
-0,1	0,04	0,46	19,7	35,1	84,6
-0,074	0,04	0,18	7,7	42,8	64,9
-0,04	0	1,34	57,2	0	57,2
Итого		2,34	100	-	-

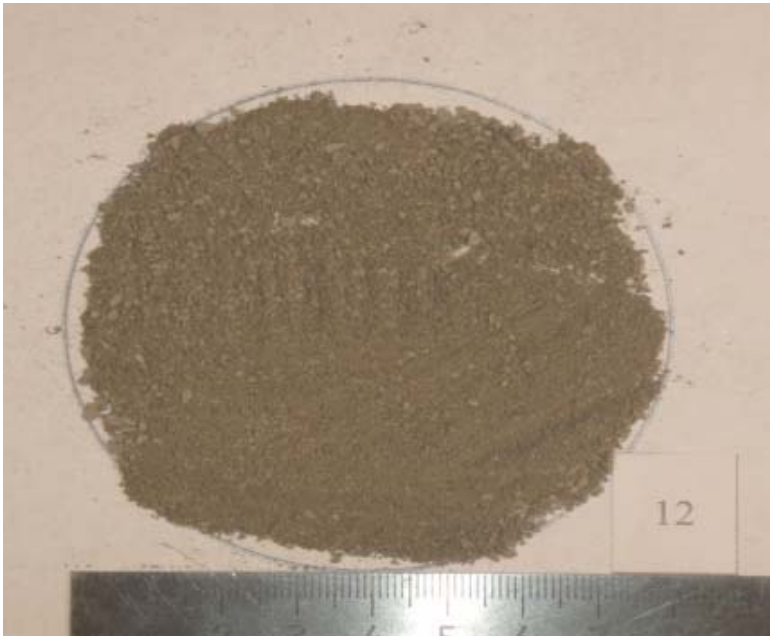


Рис. 2.6. Фото пробы шлама №12

Таблица 2.4

Ситовой анализ шлама пробы воды №4

Класс крупности		Выход		Суммарный выход	
		г	%	по +	по -
0,5		0,03	1,	1,3	100
-0,5	0,25	0,12	5,1	6,4	98,7
-0,25	0,125	0,07	3	9,4	93,6
-025	0,1	0,14	6	15,4	90,6
-0,1	0,074	0,4	19,7	35,1	84,6
-0,074	0,04	0,18	7,7	42,8	64,9
-0,04	0	1,34	57,2	100	57,2
Итого		2,34	100	-	-

Рис. 2.7. Фото пробы шлама №4

С целью установления закономерностей интенсивности гидроабразивного износа элементов ЦНС(К) 300-360–420 проведено экспериментальное исследование в условиях эксплуатации насосов в УзПР.

Для определения удельного износа деталей насосов производили их взвешивание и замеры площадей изношенных поверхностей до и после наработки, в периоды проведения текущих ремонтов [19, 20, 57, 78, 85, 94, 106, 107, 109] в насосных камерах главного водоотлива УзПР и капитальных ремонтов на ремонтно-механическом заводе (РМЗ), испытанию подверглось девять насосов.

Удельный гидроабразивный износ J центробежного насоса зависит от многих факторов [4, 12, 13, 15, 17, 23, 26, 27, 31, 34, 39, 41, 44-46, 51, 53, 57-59, 65, 77, 78, 80, 83, 85, 87, 99, 100, 110, 112, 114-117, 119, 124, 130, 131, 135, 141, 149, 153, 156]: гранулометрического состава твердых частиц и их механических свойств (твердость, абразивность, крупность и др.), плотности и агрессивности шахтной воды, подачи насоса и развиваемого им напора, площади изнашиваемой поверхности (площадь контакта твердых частиц с твердыми стенками деталей насоса) $f_{изн}$, времени наработки t.

Осредненные результаты экспериментальных исследований представлены в табл. 2.5–2.8 и на рис. 2.8–2.32, где приведены графические зависимости удельного гидроабразивного износа J от наработки для основных элементов проточной части шахтных насосов типа ЦНС(К).

Удельный гидроабразивный износ J г/(м^2·ч) можно вычислить по формуле:

$$J = \frac{\Delta m}{t \cdot f_{изн}}; \qquad (2.20)$$

где Δm – абсолютная убыль массы элементов проточной части насосов, зависит от вышеперечисленных факторов, а выявление зависимости от этих факторов требует проведения дальнейших исследований, г;

$f_{изн}$ – площадь изнашиваемой поверхности, м^2;

t – время работы насоса, ч.

Полученные методом наименьших квадратов [21] экспериментальные зависимости удельного гидроабразивного износа элементов проточной части насосов соответствуют высокоабразивным примесям таких горных руд и пород, как медная руда, дацитовые породы, спилиты и базальты и т.д., имеющих коэффициент крепости по М.М. Протодьяконову 13–16 и находящихся в откачиваемой шахтной воде, обладающей агрессивными свойствами (табл. 2.9).

Таблица 2.5

Осредненные результаты полученных масс элементов насосов ЦНСК 300-360, установленных в насосной гор. 640 м, УзПР

Наименование элементов насоса		Наработка насосов, ч, и убыль массы элементов, г										
		0	60	106	172	265	370	420	460	500	540	575
Рабочее колесо	1 ст.	0	183	396	809	1295	1761	2085	2289	2594	2806	3067
	2 ст.	0	169	372	712	1186	1548	1867	2021	2251	2587	2796
	3 ст.	0	143	305	615	982	1395	1617	1818	2045	2209	2567
	4 ст.	0	132	276	518	821	1197	1389	1497	1742	1961	2383
	5 ст.	0	109	229	418	679	966	1124	1215	1467	1547	1843
	6 ст.	0	79	162	312	512	748	843	998	1096	1184	1463
Кольцо направляющего аппарата	1 ст.	0	130	279	497	826	1209	1494	1674	1914	2251	2458
	2 ст.	0	114	246	462	771	1131	1363	1533	1706	1913	2193
	3 ст.	0	96	231	407	668	983	1205	1375	1551	1765	1992
	4 ст.	0	83	189	317	506	781	985	1134	1318	1484	1717
	5 ст.	0	62	135	227	374	591	706	889	1076	1356	1516
	6 ст.	0	53	106	196	336	496	616	724	826	1054	1198
Кольцо уплотняющее	1 ст.	0	0,004	0,009	0,018	0,042	0,068	0,098	0,115	0,127	0,163	0,31
	2 ст.	0	0,0035	0,0083	0,0156	0,033	0,052	0,075	0,087	0,107	0,131	0,26
	3 ст.	0	0,0031	0,0079	0,0141	0,028	0,045	0,061	0,071	0,091	0,119	0,209
	4 ст.	0	380,0028	0,0068	0,0119	0,023	0,041	0,055	0,064	0,079	0,104	0,198
	5 ст.	0	0,0024	0,0062	0,0113	0,021	0,035	0,049	0,061	0,075	0,098	0,174
	6 ст.	0	0,0022	0,0059	0,0109	0,0198	0,031	0,04	0,05	0,066	0,087	0,165
Корпус направляющего аппарата	1 ст.	0	571	1236	2524	4040	5496	6509	7143	8106	8762	9572
	2 ст.	0	529	1163	2221	3704	4832	5824	6307	7027	8071	8724
	3 ст.	0	447	953	1919	3065	4359	5048	5672	6380	6894	8006
	4 ст.	0	413	861	1616	2563	3735	4333	4672	5435	6120	7435
	5 ст.	0	342	716	1305	2118	3014	3507	3791	4577	4826	5762
	6 ст.	0	247	505	974	1597	2334	2630	3114	3420	3694	4566
Кольцо уплотняющее	1 ст.	0	0,0029	0,0068	0,0127	0,027	0,0425	0,0612	0,071	0,087	0,137	0,212
	2 ст.	0	0,0021	0,0052	0,0112	0,022	0,0378	0,054	0,062	0,079	0,128	0,198
	3 ст.	0	0,00195	0,0049	0,0095	0,019	0,0342	0,048	0,057	0,074	0,114	0,187
	4 ст.	0	0,00184	0,0043	0,0086	0,0183	0,0316	0,044	0,054	0,068	0,109	0,172
	5 ст.	0	0,00168	0,0039	0,0081	0,0176	0,031	0,04	0,051	0,065	0,097	0,162
Рубашка вала		0	48	100	170	268	398	453	504	567	647	769
Крышка всасывания		0	1409	2958	5388	8928	12954	14685	16376	18542	21073	23596
Крышка нагнетания		0	1056	2487	4671	7854	11312	12963	14297	16062	18918	20956

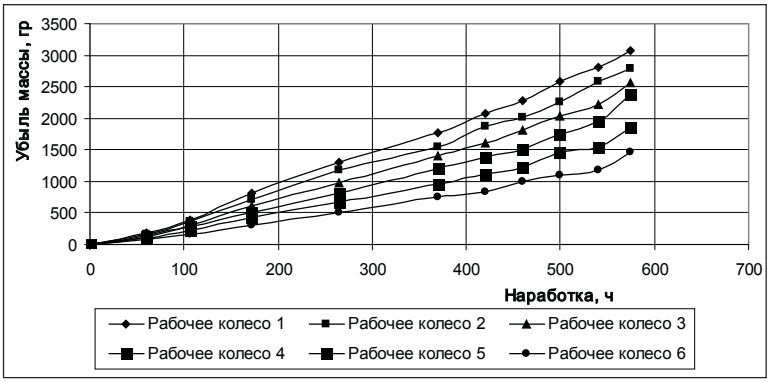


Рис. 2.8. Зависимость потери массы рабочих колес ЦНС(К) 300-360 от наработки

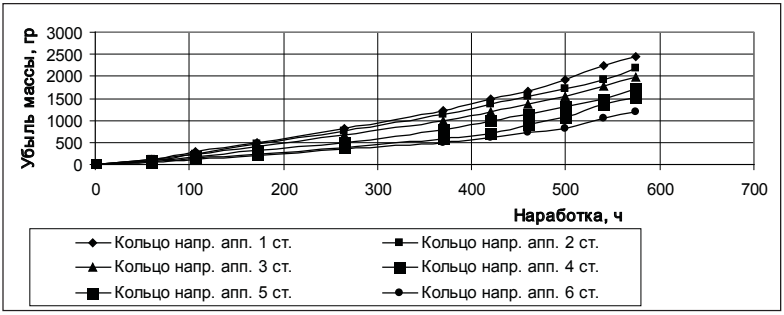


Рис. 2.9. Зависимость потери массы колец направляющего аппарата ЦНС(К) 300-360 от наработки

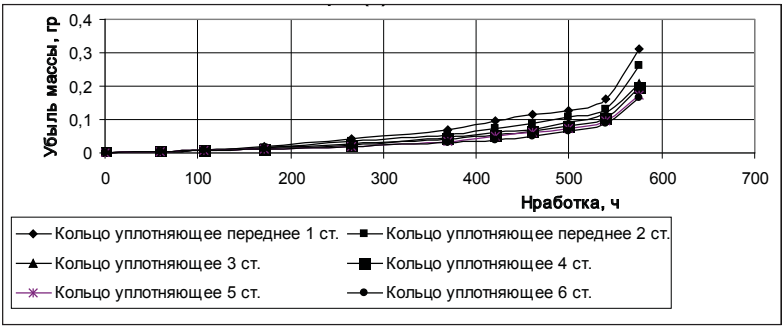


Рис. 2.10. Зависимости потери массы колец уплотняющих передних насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки на отказ

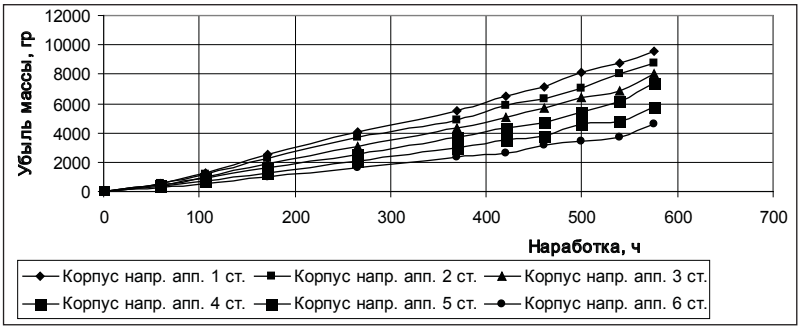


Рис. 2.11. Зависимости потери массы корпусов направляющих аппаратов насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки на отказ

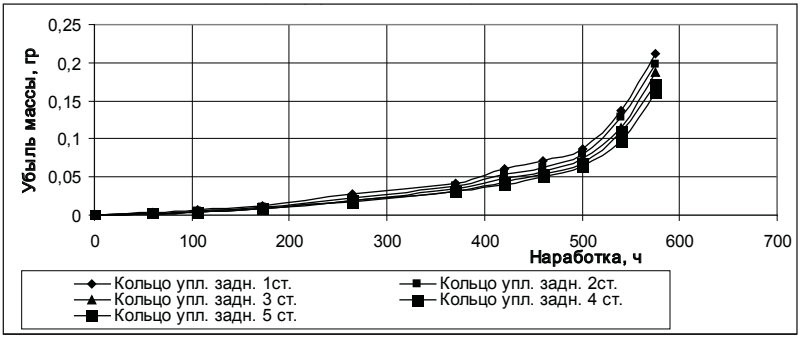


Рис. 2.12. Зависимости потери массы колец уплотняющих задних насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки на отказ

Рис. 2.13. Зависимости потери массы рубашки вала насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки на отказ

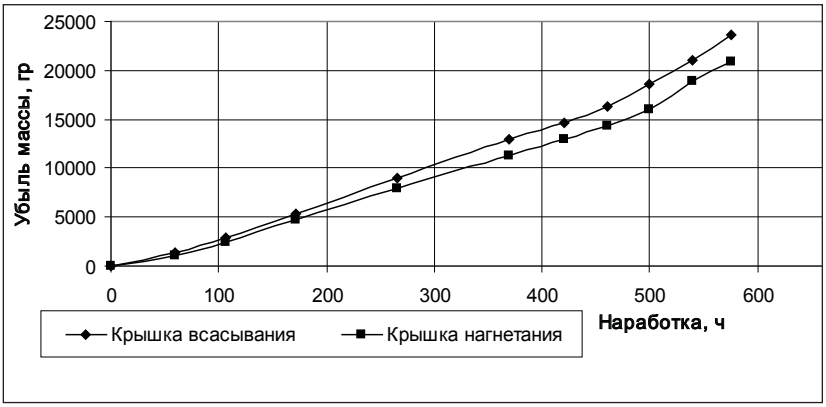


Рис. 2.14. Зависимости потери массы крышек всасывания и нагнетания насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки на отказ

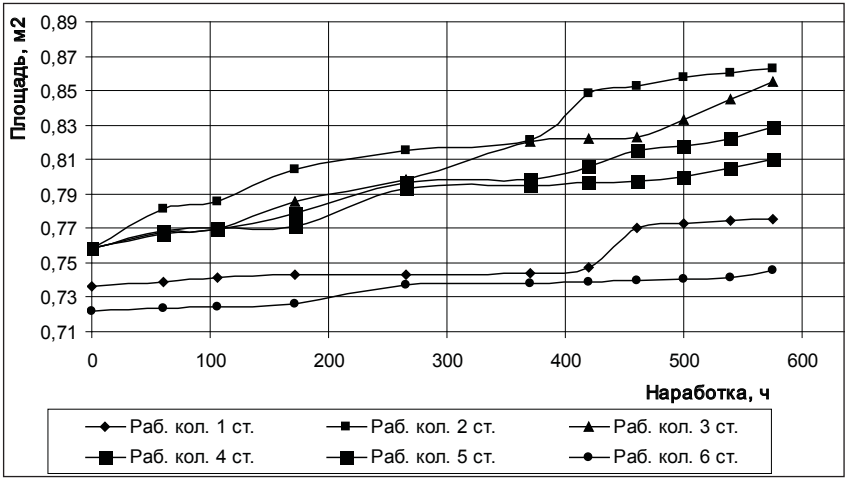


Рис. 2.15. Зависимости площади изнашиваемой поверхности рабочих колес насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

Таблица 2.6

Осредненные результаты полученных площадей элементов насосов ЦНСК 300-360, установленных в насосной гор. 640 м, УзПР

Наименование элементов насоса		Наработка насосов, ч, и площадь изнашиваемой поверхности ЦНСК 300-360, м^2										
		0	60	106	172	265	370	420	460	500	540	575
Рабочее колесо	1 ст.	0,736	0,769	0,737	0,7429	0,7431	0,7439	0,747	0,7706	0,7728	0,7749	0,7756
	2 ст.	0,758	0,7814	0,7858	0,8043	0,8152	0,8215	0,8488	0,8525	0,8577	0,8606	0,8632
	3 ст.	0,758	0,7676	0,7698	0,7858	0,7982	0,8206	0,8225	0,8233	0,8329	0,8452	0,8551
	4 ст.	0,758	0,7669	0,7698	0,7784	0,7969	0,798	0,8062	0,8156	0,8179	0,8224	0,8288
	5 ст.	0,758	0,7688	0,7702	0,771	0,7932	0,7951	0,7969	0,7976	0,8002	0,8051	0,8106
	6 ст.	0,722	0,7232	0,7247	0,7258	0,7372	0,7380	0,7387	0,74	0,7406	0,7418	0,7459
Кольцо направляющего аппарата	1 ст.	0,513	0,516	0,52	0,5264	0,5323	0,5389	0,5439	0,5482	0,5521	0,5527	0,553
	2 ст.	0,513	0,5155	0,5185	0,5229	0,528	0,5354	0,5398	0,5439	0,5476	0,5503	0,5562
	3 ст.	0,513	0,5152	0,5174	0,5205	0,526	0,5323	0,5369	0,5405	0,5442	0,5469	0,5516
	4 ст.	0,513	0,5148	0,517	0,519	0,52	0,5283	0,5324	0,5355	0,5393	0,5429	0,5478
	5 ст.	0,513	0,5146	0,5156	0,5163	0,52	0,5244	0,528	0,5304	0,5343	0,5365	0,5397
	6 ст.	0,513	0,5144	0,5153	0,5156	0,5173	0,5212	0,5234	0,5263	0,5289	0,529	0,5302
Кольцо уплотняющее	1 ст.	0,039	0,0392	0,041	0,042	0,0428	0,046	0,047	0,049	0,05	0,051	0,052
	2 ст.	0,031	0,032	0,0331	0,0341	0,0349	0,037	0,04	0,042	0,043	0,045	0,048
	3 ст.	0,031	0,0317	0,032	0,033	0,035	0,04	0,041	0,043	0,044	0,045	0,046
	4 ст.	0,031	0,0314	0,0319	0,0325	0,0344	0,037	0,038	0,039	0,04	0,042	0,043
	5 ст.	0,031	0,0312	0,0317	0,0321	0,0328	0,035	0,0357	0,0364	0,0389	0,04	0,042
	6 ст.	0,031	0,0312	0,0318	0,0323	0,0337	0,0351	0,0355	0,0359	0,0371	0,038	0,041
Корпус направляющего аппарата	1 ст.	0,927	0,9344	0,9437	0,9654	0,9724	0,9741	0,9993	1,0005	1,0188	1,0198	1,0206
	2 ст.	0,927	0,9328	0,9396	0,9503	0,9587	0,9682	0,9898	0,9992	1,0084	1,0151	1,0172
	3 ст.	0,927	0,932	0,9373	0,9405	0,9462	0,9523	0,9608	0,9713	0,9786	0,9802	1,019
	4 ст.	0,927	0,9316	0,9362	0,9397	0,9479	0,9626	0,9725	0,9746	0,9886	0,9901	1,046
	5 ст.	0,927	0,9303	0,933	0,9386	0,9433	0,9538	0,9598	0,9623	0,9653	0,9672	0,9756
	6 ст.	0,758	0,7609	0,7628	0,7639	0,7709	0,7784	0,7848	0,7871	0,7962	0,8039	0,8108
Кольцо уплотняющее	1 ст.	0,0213	0,0219	0,0227	0,0234	0,0233	0,0253	0,0281	0,0288	0,0295	0,0323	0,0328
	2 ст.	0,0213	0,0217	0,0225	0,0232	0,0232	0,025	0,0278	0,0284	0,0291	0,0319	0,0326
	3 ст.	0,0213	0,0216	0,0223	0,0229	0,0231	0,0248	0,0275	0,0281	0,0287	0,0316	0,0324
	4 ст.	0,0213	0,0215	0,0219	0,0227	0,0228	0,0244	0,0271	0,0276	0,0284	0,0311	0,0319
	5 ст.	0,0213	0,0214	0,0217	0,0224	0,0226	0,0241	0,0267	0,0271	0,0281	0,0305	0,0312
Рубашка вала		0,11	0,1102	0,1107	0,1111	0,1128	0,113	0,1132	0,1133	0,1135	0,1141	0,1151
Крышка всасывания		1,256	1,2633	1,2678	1,2795	1,2981	1,301	1,3088	1,3139	1,3204	1,3237	1,3261
Крышка нагнетания		1,271	1,2793	1,2828	1,288	1,3042	1,3108	1,3194	1,3273	1,3352	1,3409	1,3443

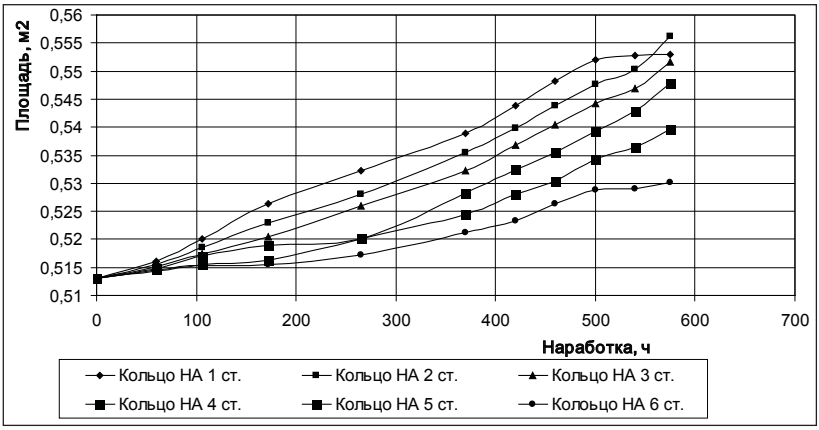


Рис. 2.16. Зависимости площади изнашиваемой поверхности колец направляющих аппаратов насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

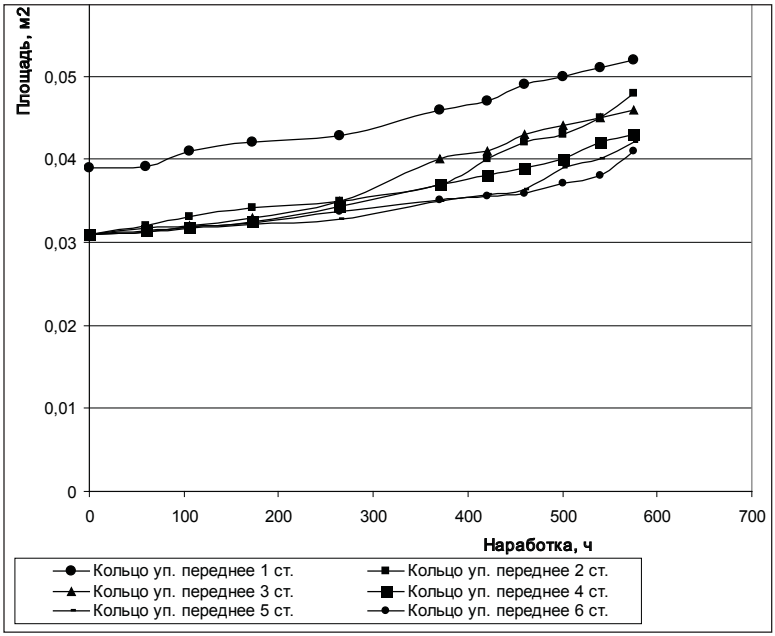


Рис. 2.17. Зависимости площади изнашиваемой поверхности колец уплотняющих передних насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

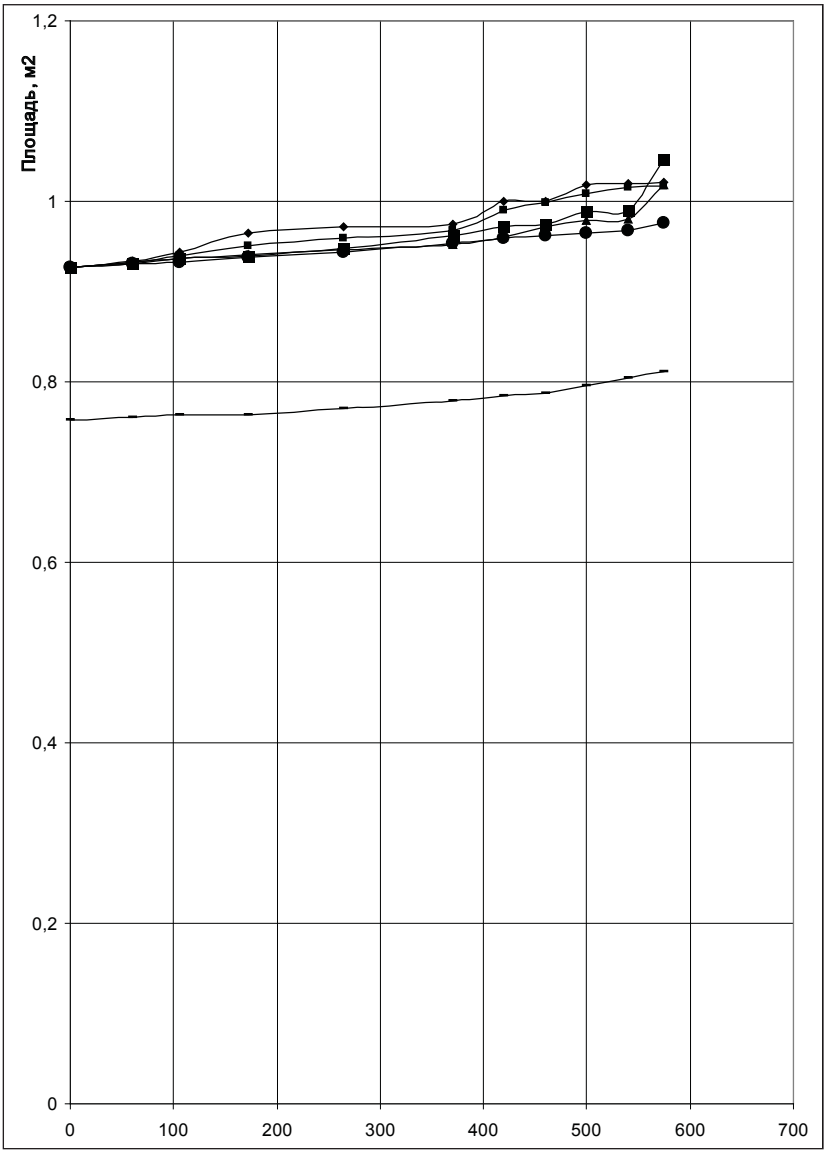


Рис. 2.18. Зависимости площади изнашиваемой поверхности корпуса направляющего аппарата насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

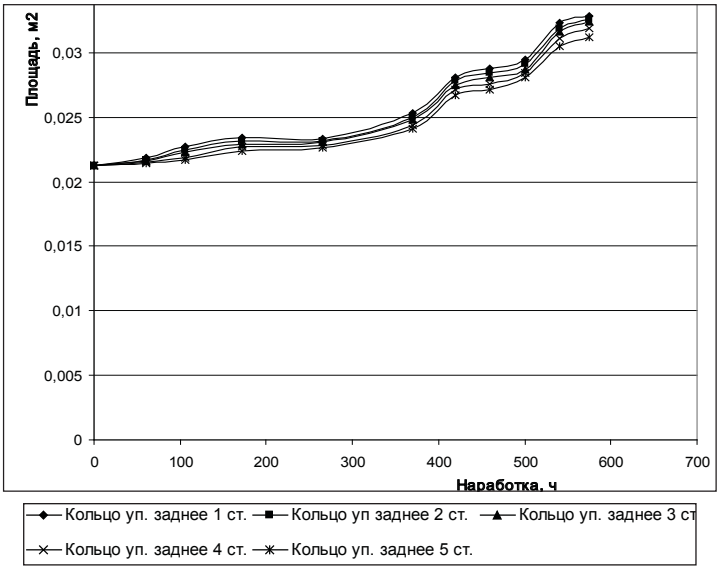


Рис. 2.19. Зависимости площади изнашиваемой поверхности колец уплотняющих задних насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

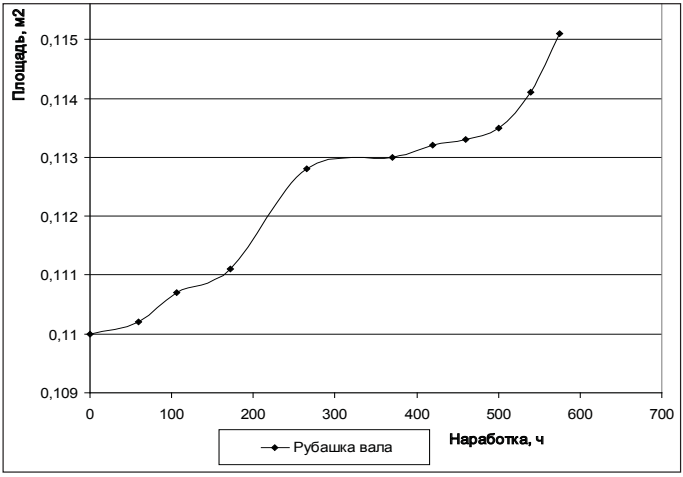


Рис. 2.20. Зависимость площади изнашиваемой поверхности рубашки вала насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

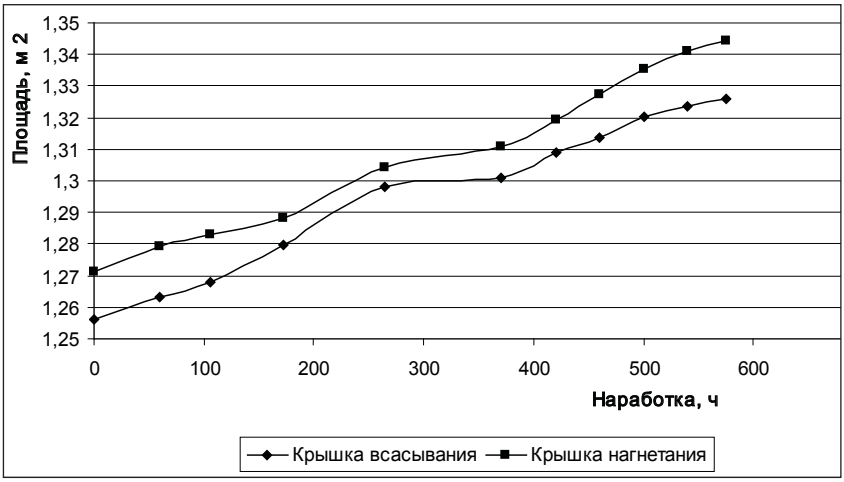


Рис. 2.21. Зависимости площади изнашиваемой поверхности крышек всасывания и нагнетания насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

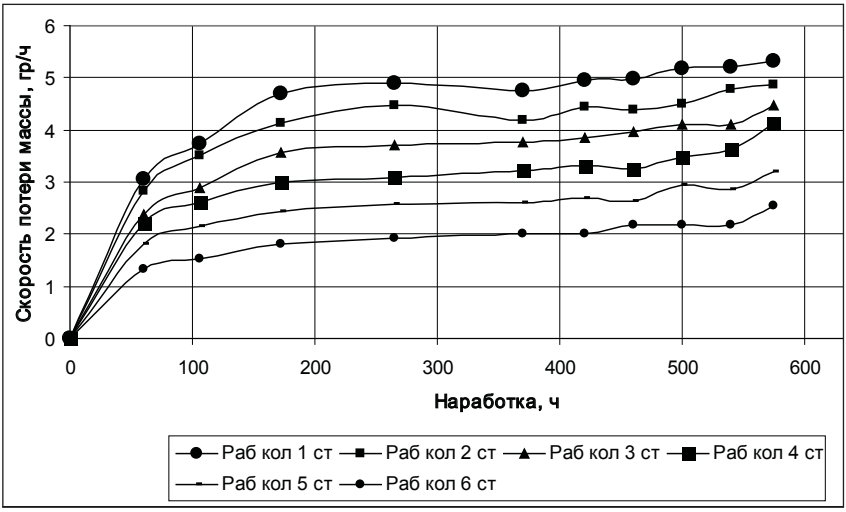


Рис. 2.22. Зависимости скорости потери массы рабочих колес насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

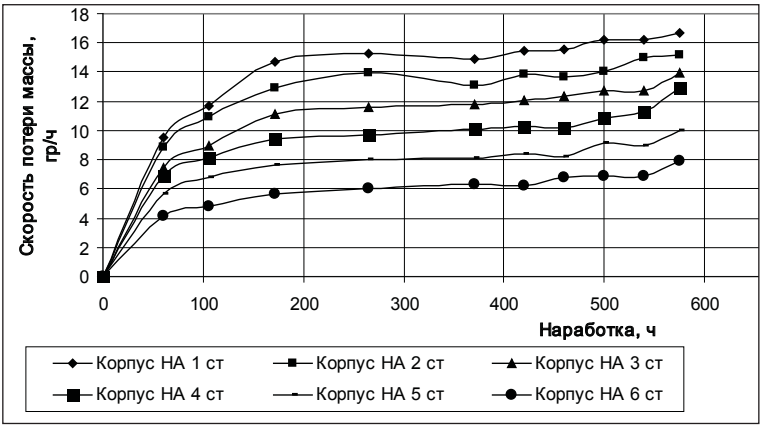


Рис. 2.23. Зависимости скорости потери массы корпуса направляющего аппарата насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

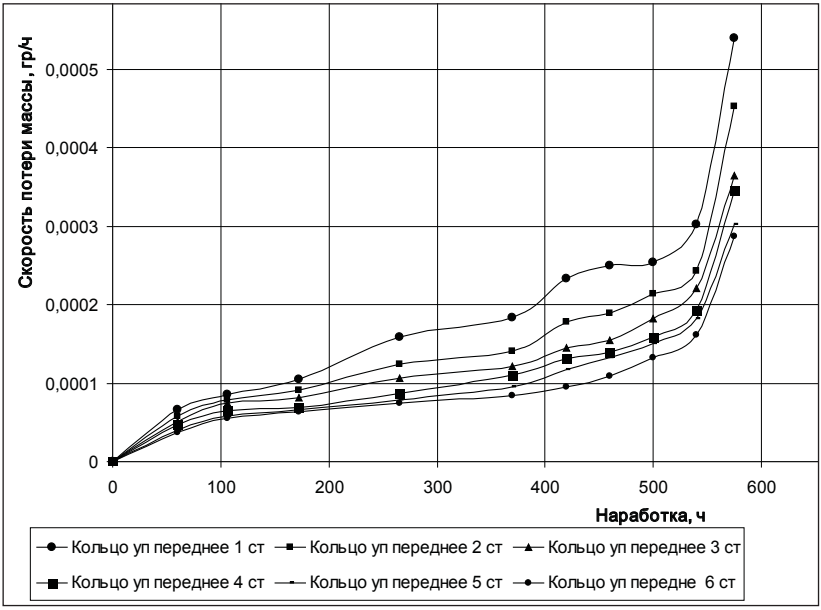


Рис. 2.24. Зависимости скорости потери массы колец уплотняющих передних насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

Таблица 2.7

Результаты определения скорости убыли массы элементов насосов ЦНСК 300-360, гор. 640 м, УзПР

Наименование элементов		Наработка насосов, ч, и скорость убыли массы, г/ч										
		0	60	106	172	265	370	420	460	500	540	575
Рабочее колесо	1 ст.	0	3,05	3,73585	4,703488	4,886792	4,759459	4,964286	4,976087	5,188	5,196296	5,333913
	2 ст.	0	2,8167	3,50943	4,139535	4,475472	4,183784	4,445238	4,393478	4,502	4,790741	4,862609
	3 ст.	0	2,3833	2,87736	3,575581	3,70566	3,77027	3,85	3,952174	4,09	4,090741	4,464348
	4 ст.	0	2,2	2,60377	3,011628	3,098113	3,235135	3,307143	3,254348	3,484	3,631481	4,144348
	5 ст.	0	1,8167	2,16038	2,430233	2,562264	2,610811	2,67619	2,641304	2,934	2,864815	3,205217
	6 ст.	0	1,3167	1,52830	1,813953	1,932075	2,021622	2,007143	2,169565	2,192	2,192593	2,544348
Кольцо направляющего аппарата	1 ст.	0	2,1667	2,63207	2,889535	3,116981	3,267568	3,557143	3,63913	3,828	4,168519	4,274783
	2 ст.	0	1,9	2,32075	2,686047	2,909434	3,056757	3,245238	3,332609	3,412	3,542593	3,813913
	3 ст.	0	1,6	2,17924	2,366279	2,520755	2,656757	2,869048	2,98913	3,102	3,268519	3,464348
	4 ст.	0	1,3833	1,78302	1,843023	1,909434	2,110811	2,345238	2,465217	2,636	2,748148	2,986087
	5 ст.	0	1,0333	1,27359	1,319767	1,411321	1,597297	1,919048	1,932609	2,152	2,511111	2,636522
	6 ст.	0	0,8833	1	1,139535	1,267925	1,340541	1,466667	1,573913	1,652	1,951852	2,083478
Кольцо уплотняющее	1 ст.	0	0,00006667	0,000085	0,000105	0,000158	0,000184	0,000233	0,00025	0,000254	0,000302	0,000539
	2 ст.	0	0,00005833	0,000078	$9,07*10^{-5}$	0,000125	0,000141	0,000179	0,000189	0,000214	0,000243	0,000452
	3 ст.	0	0,00005167	0,000075	$8,2*10^{-5}$	0,000106	0,000122	0,000145	0,000154	0,000182	0,00022	0,000363
	4 ст.	0	0,00004667	0,000064	$6,92*10^{-5}$	$8,68*10^{-5}$	0,000111	0,000131	0,000139	0,000158	0,000193	0,000344
	5 ст.	0	0,00004	0,000059	$6,57*10^{-5}$	$7,92*10^{-5}$	$9,46*10^{-5}$	0,000117	0,000133	0,00015	0,000181	0,000303
	6 ст.	0	0,00003667	0,000056	$6,34*10^{-5}$	$7,47*10^{-5}$	$8,38*10^{-5}$	$9,52*10^{-5}$	0,000109	0,000132	0,000161	0,000287
Корпус направляющего аппарата	1 ст.	0	9,516666667	11,6604	14,67442	15,24528	14,85405	15,49762	15,52826	16,212	16,22593	16,64696
	2 ст.	0	8,816666667	10,9717	12,91279	13,97736	13,05946	13,86667	13,71087	14,054	14,9463	15,17217
	3 ст.	0	7,45	8,99057	11,15698	11,56604	11,78108	12,01905	12,33043	12,76	12,76667	13,92348
	4 ст.	0	6,883333333	8,12264	9,395349	9,671698	10,09459	10,31667	10,15652	10,87	11,33333	12,93043
	5 ст.	0	5,7	6,75472	7,587209	7,992453	8,145946	8,35	8,241304	9,154	8,937037	10,02087
	6 ст.	0	4,116666667	4,76415	5,662791	6,026415	6,308108	6,261905	6,769565	6,84	6,840741	7,94087
Кольцо уплотняющее	1 ст.	0	0,00004833	0,0000642	7,38*10-5	0,000102	0,000115	0,000146	0,000154	0,000174	0,000254	0,000369
	2 ст.	0	0,000035	0,0000491	6,51*10-5	8,3*10-5	0,000102	0,000129	0,000135	0,000158	0,000237	0,000344
	3 ст.	0	0,0000325	0,0000462	5,52*10-5	7,17*10-5	9,24*10-5	0,000114	0,000124	0,000148	0,000211	0,000325
	4 ст.	0	0,00003067	0,0000406	0,00005	6,91*10-5	8,54*10-5	0,000105	0,000117	0,000136	0,000202	0,000299
	5 ст.	0	0,000028	0,0000368	4,71*10-5	6,64*10-5	8,38*10-5	9,52*10-5	0,000111	0,00013	0,00018	0,000282
Рубашка вала		0	0,8	0,9434	0,988372	1,011321	1,075676	1,078571	1,095652	1,134	1,198148	1,337391
Крышка всаса		0	23,4833	27,9057	31,32558	33,69057	35,01081	34,96429	35,6	37,084	39,02407	41,03652
Крышка нагнет.		0	17,6	23,4623	27,15698	29,63774	30,57297	30,86429	31,08043	32,124	35,03333	36,44522

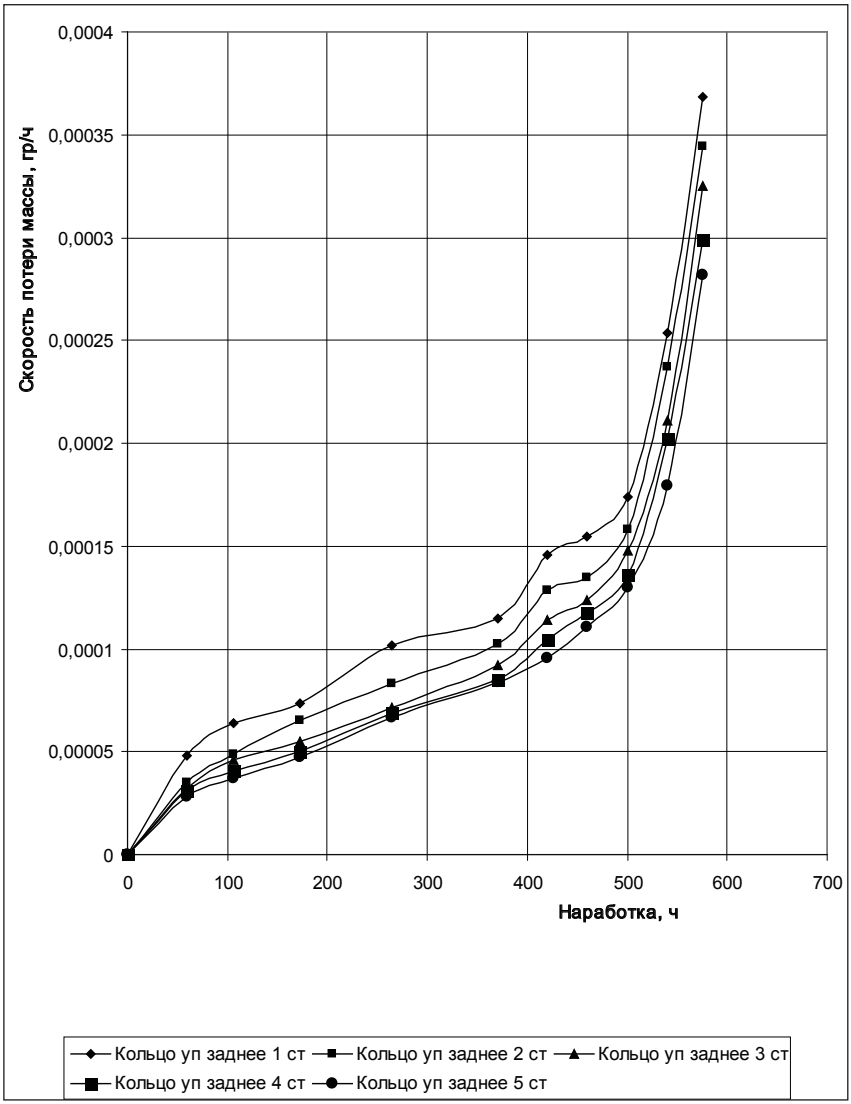


Рис. 2.25. Зависимости скорости потери массы колец уплотняющих задних насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

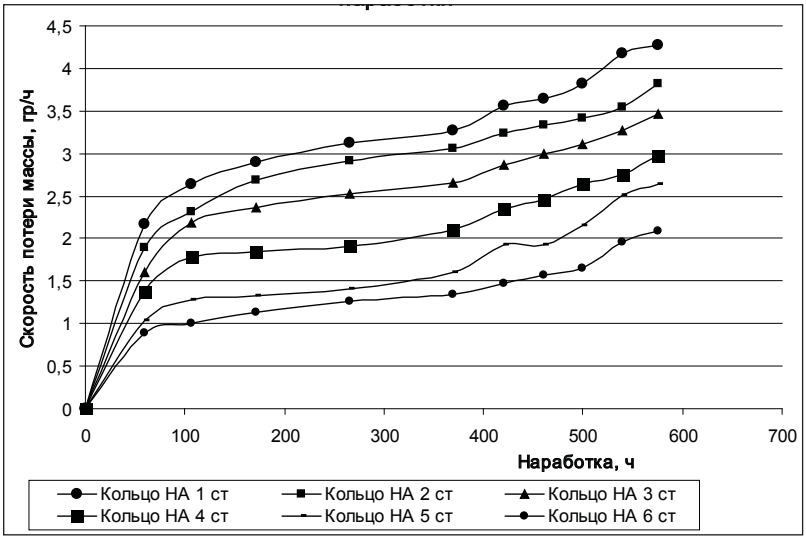


Рис. 2.26. Зависимости скорости потери массы колец направляющего аппарата насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

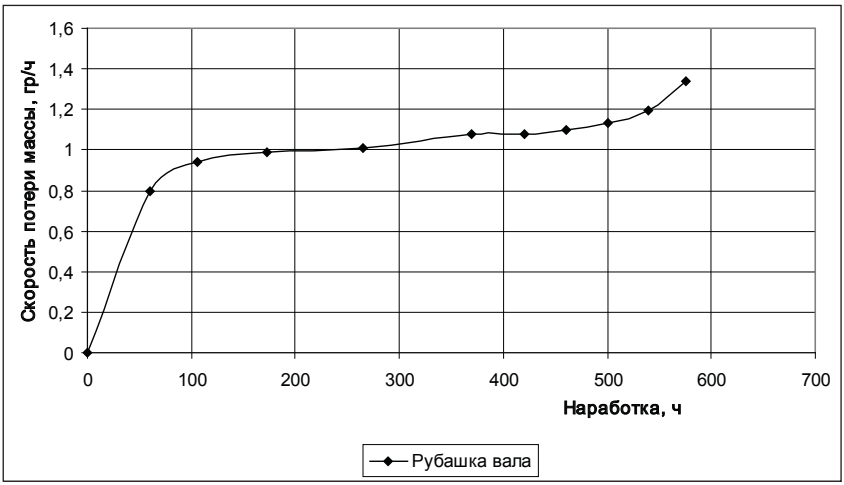


Рис. 2.27. Зависимости скорости потери массы рубашки вала насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

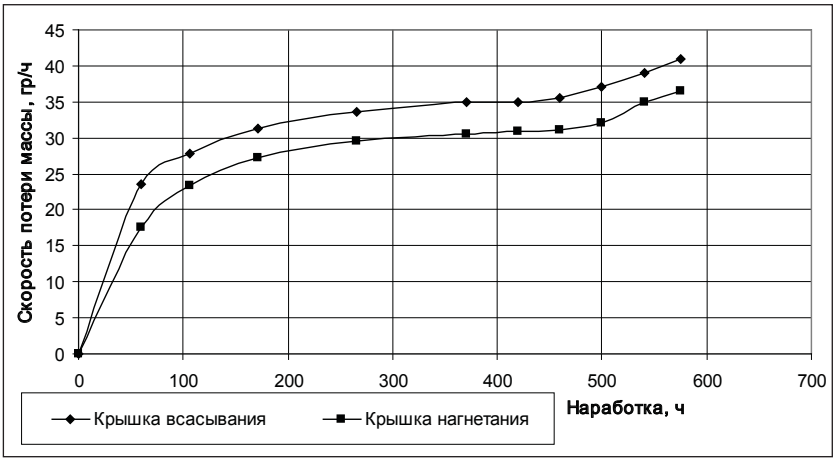


Рис. 2.28. Зависимости скорости потери массы крышек всасывания и нагнетания насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

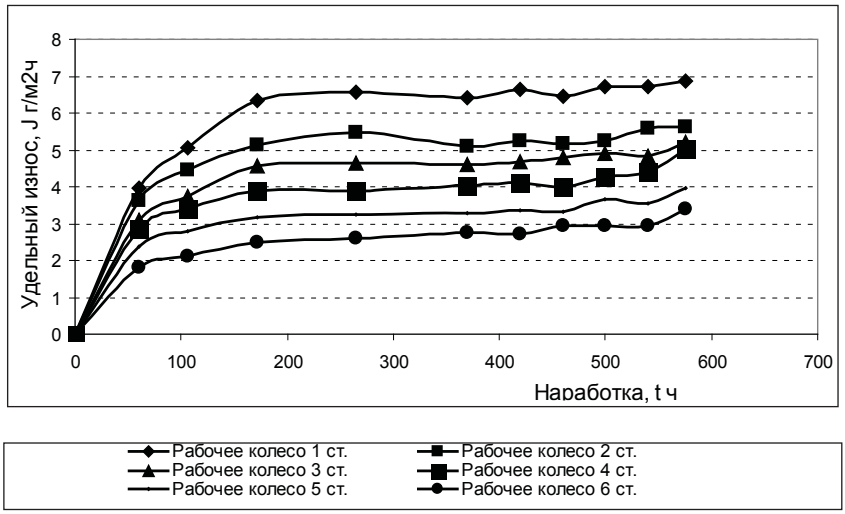


Рис. 2.29. Зависимости удельного износа рабочих колес насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

Таблица 2.8

Результаты определения износа массы элементов насосов ЦНСК 300-360, гор. 640 м, УзПР ОАО «УГОК»

Наименование элемента		Наработка насосов, ч, и износ элементов насоса, г/м²ч										
		0	60	106	172	265	370	420	460	500	540	575
Рабочее колесо	1 ст.	0	4,1271989	5,0416317	6,3312537	6,5762245	6,3979829	6,6456301	6,4574188	6,7132505	6,7057637	6,8771442
	2 ст.	0	3,6046412	4,4660651	5,1467548	5,4900291	5,0928591	5,2370854	5,1536402	5,2489215	5,5667450	5,6332353
	3 ст.	0	3,1049158	3,7378001	4,5502436	4,6425211	4,5945287	4,6808511	4,8004056	4,9105535	4,8399677	5,2208488
	4 ст.	0	2,8686921	3,3824027	3,8689978	3,8877064	4,0540541	4,1021370	3,9901273	4,2596894	4,4157119	5,0004197
	5 ст.	0	2,3629899	2,8049563	3,1520526	3,2302876	3,2836257	3,3582513	3,3115651	3,6665834	3,5583341	3,9541295
	6 ст.	0	1,8206121	2,1088752	2,4992470	2,6208295	2,7393247	2,7171285	2,9318449	2,9597624	2,9557732	3,4111112
Кольцо направляющего аппарата	1 ст.	0	4,1989664	5,0616836	5,4892380	5,8556850	6,0634024	6,5400678	6,6383262	6,9335265	7,5420997	7,7301675
	2 ст.	0	3,6857420	4,4759011	5,1368264	5,5102916	5,7092954	6,0119268	6,1272453	6,2308254	6,4375660	6,8570893
	3 ст.	0	3,1055901	4,2119159	4,5461654	4,7923093	4,9910892	5,3437281	5,5303061	5,7001103	5,9764464	6,2805436
	4 ст.	0	2,6871277	3,4487792	3,5511045	3,6719884	3,9954776	4,4050302	4,6035806	4,8878175	5,0619785	5,4510532
	5 ст.	0	2,0080321	2,4701026	2,5562027	2,7140784	3,0459521	3,6345599	3,6436816	4,0276998	4,6805426	4,8851616
	6 ст.	0	1,7172110	1,9406171	2,2101142	2,4510430	2,5720271	2,8021908	2,9905245	3,1234638	3,6897010	3,9296082
Кольцо уплотняющее	1 ст.	0	0,0017007	0,0020709	0,0024917	0,0037031	0,0039953	0,0049645	0,0051020	0,0050800	0,0059187	0,0103679
	2 ст.	0	0,0018229	0,0023656	0,0026598	0,0035681	0,0037984	0,0044643	0,0045031	0,0049767	0,0053909	0,0094203
	3 ст.	0	0,0016299	0,0023290	0,0024841	0,0030189	0,0030405	0,0035424	0,0035895	0,0041364	0,0048971	0,0079017
	4 ст.	0	0,0014862	0,0020110	0,0021288	0,0025230	0,0029949	0,0034461	0,0035674	0,0039500	0,0045855	0,0080081
	5 ст.	0	0,0012821	0,0018451	0,0020467	0,0024160	0,0027027	0,0032680	0,0036431	0,0038560	0,0045370	0,0072050
	6 ст.	0	0,0011752	0,0017503	0,0019620	0,0022171	0,0023870	0,0026828	0,0030277	0,0035580	0,0042398	0,0069989
Корпус направляющего аппарата	1 ст.	0	10,184789	12,356021	15,200351	15,677996	15,249003	15,508475	15,520501	15,912839	15,910890	16,310951
	2 ст.	0	9,4518296	11,676988	13,588120	14,579492	13,488390	14,009564	13,721847	13,936930	14,723964	14,915625
	3 ст.	0	7,9935622	9,5919834	11,862814	12,223671	12,371187	12,509417	12,694775	13,039035	13,024553	13,663865
	4 ст.	0	7,3887219	8,6761819	9,9982429	10,20329	10,486801	10,608398	10,421221	10,995347	11,446655	12,361792
	5 ст.	0	6,1270558	7,2397824	8,0835386	8,4728642	8,5405179	8,6997291	8,5641737	9,4830623	9,2401127	10,271494
	6 ст.	0	5,4102598	6,2456095	7,4130000	7,8173759	8,1039416	7,9789816	8,6006419	8,5908063	8,5094424	9,7938697
Кольцо уплотняющее	1 ст.	0	0,0022070	0,0028260	0,0031554	0,0043728	0,0045401	0,0051856	0,0053593	0,0058983	0,0078546	0,0112407
	2 ст.	0	0,0016129	0,0021803	0,0028067	0,0035784	0,0040865	0,0046249	0,0047459	0,0054296	0,0074306	0,0105628
	3 ст.	0	0,0015046	0,0020729	0,0024119	0,0031038	0,0037271	0,0041558	0,0044097	0,0051568	0,0066807	0,0100376
	4 ст.	0	0,0014264	0,0018523	0,0022026	0,0030288	0,0035002	0,0038658	0,0042533	0,0047887	0,0064904	0,0093771
	5 ст.	0	0,0013084	0,0016955	0,0021024	0,0029387	0,0034765	0,0035670	0,0040911	0,0046263	0,0058895	0,0090301
Рубашка вала		0	7,2595281	8,5220978	8,8962385	8,9656095	9,5192538	9,5280162	9,6703634	9,9911894	10,500860	11,619386
Крышка всаса		0	18,588881	22,011090	24,482674	25,953752	26,910692	26,714766	27,094908	28,085429	29,481056	30,945269
Крышка нагнетания		0	13,757524	18,289885	21,084609	22,724840	23,323904	23,392668	23,416285	24,059317	26,126731	27,110926

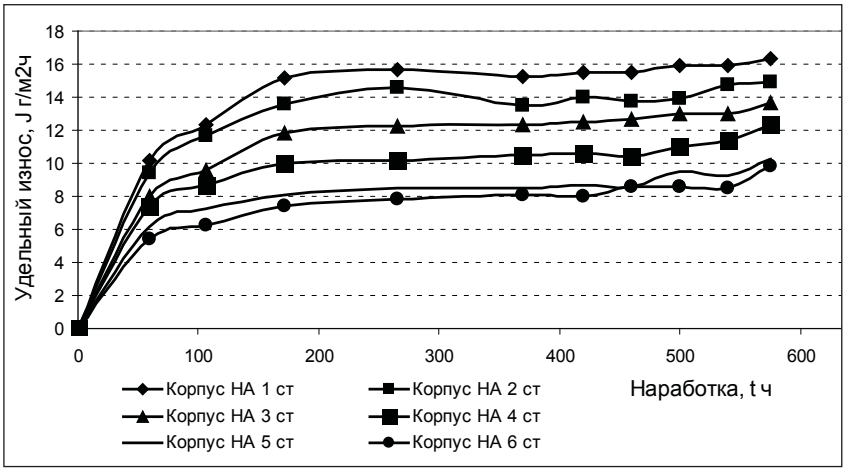


Рис. 2.30. Зависимости удельного износа корпусов направляющих аппаратов насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

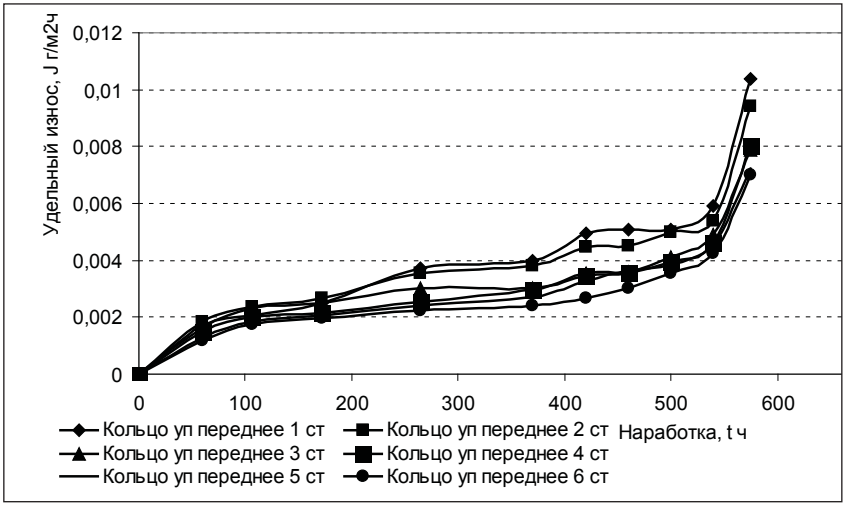


Рис. 2.31. Зависимости удельного износа передних уплотнительных колец насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

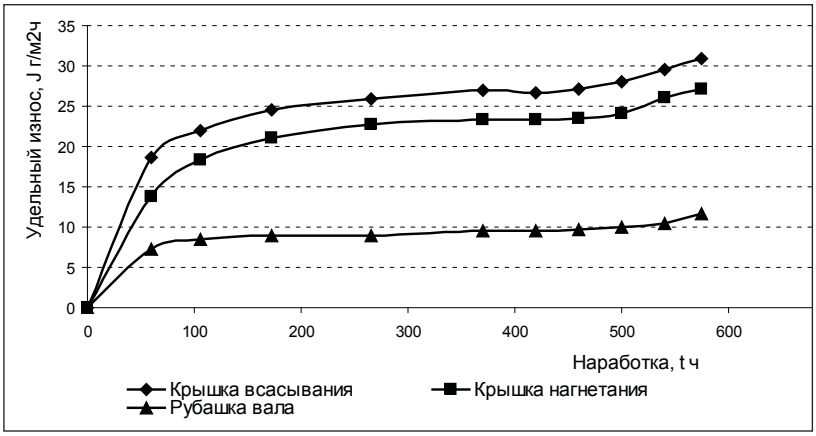


Рис. 2.32. Зависимости удельного износа крышек всасывания, нагнетания и рубашки вала насосов ЦНС(К) 300-360 от наработки

Таблица 2.9

Уравнения регрессии удельного износа основных элементов проточной части насосов типа ЦНС(К)

Наименование элемента насоса	Зависимость	Корреляционное отношение R^2
Рабочее колесо 1	$J_1 = 2 \cdot 10^{-7} t^3 - 0{,}0002t^2 + 0{,}0653t$	0,97
Рабочее колесо 6	$J_6 = 8 \cdot 10^{-8} t^3 - 0{,}00008t^2 + 0{,}0275t$	0,95
Корпус напр. аппарата 1	$J_1 = 4 \cdot 10^{-7} t^3 - 0{,}0005t^2 + 0{,}1605t$	0,96
Корпус напр. аппарата 6	$J_6 = 2 \cdot 10^{-7} t^3 - 0{,}0002t^2 + 0{,}0814t$	0,95
Переднее уплот. кольцо 1	$J_1 = 2 \cdot 10^{-10} t^3 - 10^{-7} t^2 + 3 \cdot 10^{-5} t$	0,91
Переднее уплот. кольцо 6	$J_6 = 10^{-10} t^3 - 10^{-7} t^2 + 3 \cdot 10^{-5} t$	0,96
Крышка нагнетания	$J_{кн} = 7 \cdot 10^{-7} t^3 - 0{,}0007t^2 + 0{,}2287t$	0,97
Крышка всасывания	$J_{кв} = 8 \cdot 10^{-7} t^3 - 0{,}0009t^2 + 0{,}2777t$	0,94
Рубашка вала	$J_{рв} = 3 \cdot 10^{-7} t^3 - 0{,}0003t^2 + 0{,}1063t$	0,91

Графики показывают:

• удельный износ рабочих колес по ступеням насосов различается незначительно;

• удельный износ корпусов направляющих аппаратов насосов в 2–2,5 раза выше износа рабочих колес;

• удельный износ крышек всасывания, нагнетания и рубашек вала, насосов в среднем в 4,55 раза выше износа рабочих колес;

• в насосах типа ЦНС(К), эксплуатирующихся в условиях УзПР, неравномерность удельного износа элементов проточной части насосов при их равной твердости поверхности деталей и свойств металла объясняется неравномерным контактом острогранных абразивных частиц с поверхностью при их проходе через насос, а так как при переходе этих частиц из одной секции в следующую и т.д. происходит частичное затупление острых граней абразива, то в дальнейшем частично снижается удельный износ его деталей, но с увеличением наработки гидроабразивный износ увеличивается.

При малой наработке насоса влияние шлама на абразивный износ незначительно. Наиболее подвержены износу уплотняющие и регулировочные кольца, они заменялись при каждой разборке насоса. С увеличением наработки насоса удельный износ элементов проточной части существенно зависит от количества и крупности шлама.

Глава 3
СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ОСВЕТЛЕНИЯ ВОДЫ И ОЧИСТКИ ШАХТНЫХ ВОДОСБОРНЫХ ЕМКОСТЕЙ ОТ ШЛАМОВ

3.1. Классификационные схемы очистки водосборных емкостей горных производств от шламов

Горные производства, в состав которых входят карьеры, шахты, обогатительные фабрики, склады привозных руд и т. д., в период своей работы имеют прямой или косвенный контакт с водой в различных её проявлениях.

Эксплуатация водоотливных установок, откачивающих загрязненную воду из карьеров, угольных разрезов, шахт, подземных рудников, обогатительных фабрик и других горных предприятий, сопровождается гидроабразивным износом центробежных насосов, запорной арматуры, а также всасывающих и нагнетательных трубопроводов. Поэтому решение вопросов снижения абразивного износа насосного оборудования способствует повышению его производительности, увеличению срока эксплуатации, неизбежно повышает его КПД, снижает электропотребление и, как следствие, является одним из источников экономии средств горнодобывающих предприятий [4, 12, 14, 16, 23, 27, 31, 38-67].

При эксплуатации насосного оборудования приходится встречаться главным образом с абразивным изнашиванием, так как при откачивании вод в них всегда содержатся во взвешенном состоянии нерастворимые твердые частицы минерального происхождения (песок, глина, частицы горных пород, полезного ископаемого и т. д.), проходящие через проточную часть насоса.

В этой связи снижение гидроабразивного изнашивания насосов и уменьшение затрат, связанных с эксплуатацией водоотливного оборудования, имеют важное народнохозяйственное значение.

В литературных источниках по вопросам водоотлива горных производств рекомендуют борьбу с гидроабразивным изнашиванием насосного оборудования производить следующим образом [53, 110]:

1) приспосабливать центробежные насосы для водоотлива не осветленной от твердой составляющей воды;

2) выполнять предварительное осветление вод от твердого с последующим откачиванием осветленных вод насосами.

Интенсивное гидроабразивное изнашивание насосов, эксплуатирующихся на горных производствах, обусловлено следующими факторами:

- работа насосного оборудования на неосветленной воде (несоответствие плановых и фактических условий эксплуатации насосного оборудования);
- несовершенство технологии очистки водосборников от шлама.

Для обеспечения эффективности эксплуатации насосного оборудования горных производств требуется научно обоснованная классификация способов очистки шламовых емкостей от твердого.

Эта классификация предназначена:

- для обоснованного выбора способа очистки водосборника от шлама при соответствующих условиях эксплуатации насосов;
- для обеспечения степени осветления перекачиваемых вод от механических примесей до величин, соответствующих инструкциям заводов-изготовителей насосного оборудования;
- для принятия эффективной схемы сбора и транспортировки шламов из водосборника при условии минимума капитальных и эксплуатационных затрат;
- для выбора способа очистки водосборника от твердого, обеспечивающего данную процедуру в автоматическом режиме.

Классификация позволяет четко определить тот способ очистки шламовых емкостей от твердого, который наиболее приемлем для соответствующего типа насосной установки, а также дает основания для выбора оптимального способа очистки на стадии разработки конструкторской документации для использования соответствующего типа насосной установки того или иного горного предприятия либо выполнения необходимой реконструкции ранее принятых способов очистки с целью получения необходимого эффекта от принятого способа очистки вод [47, 52, 61, 67].

При разработке классификационной схемы способов очистки накопителей шламов и емкостей горных производств от твердого использо-

ван принцип минимума затрат. На рис. 3.1 представлена разработанная авторами [47, 52, 61, 67] классификация способов очистки водосборников главного водоотлива от шламовых смесей.

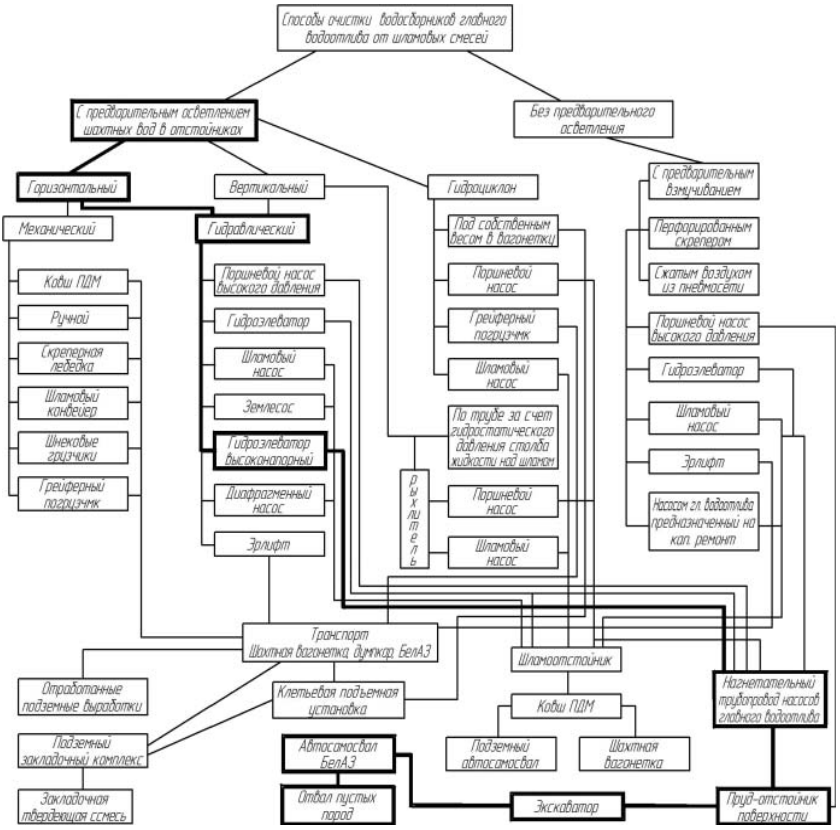


Рис. 3.1. Классификация способов очистки шламовых емкостей

Ввиду того, что вода является непрерывной составляющей любого горного предприятия при ведении открытых и подземных горных работ, всегда есть подземные воды, непрерывно прибывающие в карьер или систему подземных горных выработок, а их объем зависит от: количества атмосферных осадков в данном районе, горно-геологических ха-

рактеристик месторождения, рельефа местности и т. д. [39]. Обогатительным фабрикам вода в значительном объеме необходима для эффективного обогащения полезных ископаемых. Это, в свою очередь, свидетельствует о том, что все необходимые технологические операции по добыче и переработке полезных ископаемых на каждом из вышеперечисленных предприятий сопровождаются появлением мельчайших частиц твердого (шлама), который попадает в воду и далее в насосы, что, безусловно, вызывает повышенный их абразивный износ.

Поэтому для снижения абразивного износа насосного оборудования применяют два способа:

- предварительное осветление воды до ее откачивания насосом;
- применение насосного оборудования, способного эффективно эксплуатироваться в данных условиях.

Очистка от шлама водосборников – сложный, почти не решенный вопрос [124], хотя разработан и предложен ряд схем и средств, обеспечивающих механизацию работ по очистке водосборников и снижение трудоемкости их очистки. Так, очистку водосборников Узельгинского подземного рудника производят 2 раза в год, при этом длительность очистки составляет до 90 смен, а объем вывозимых шламов – до 9000 м^3 [111].

Из вышеизложенного следует, что вопросы выбора технологической схемы и оборудования рудничного водоотлива, способов и средств очистки водосборников при отработке медноколчеданных месторождений Южного Урала являются актуальными и в настоящее время.

В свою очередь, осветление вод, содержащих шламовые смеси, возможно осуществить в горизонтальном, вертикальном отстойнике либо гидроциклоне. Использование соответствующего типа отстойника целесообразно для определенных горных предприятий. Так, для эксплуатирующихся шахт, подземных рудников и карьеров наиболее предпочтительны горизонтальные отстойники ввиду минимума капитальных затрат на их строительство и удобства дальнейшего обслуживания, а для обогатительных фабрик предпочтительным является применение вертикальных отстойников либо гидроциклонов, которые, обладая достаточной компактностью, прекрасно вписываются в соответствующие корпуса фабрик.

При использовании горизонтальных отстойников способы очистки шламовых емкостей подразделяют на механические и гидравлические.

Характерным недостатком механических способов очистки шламовых емкостей является их периодичность и низкая эффективность, что,

в свою очередь, приводит к недостаточному осветлению откачиваемых насосами вод и, как следствие, повышенному абразивному их износу. Так, для очистки водосборников на рудниках в настоящее время практически не применяют скреперы [124]. На рудниках Учалинского и Гайского ГОКов очистку водосборников и шламоотстойников производят погрузочно-доставочными машинами, подземными автосамосвалами и вагонетками рудничного транспорта. Отвлечение этих машин на очистку водосборников приводит к снижению производительности рудника и соответственно к увеличению парка технологических машин.

Гидравлические способы очистки шламовых емкостей с горизонтальными отстойниками способствуют непрерывности удаления шламовых смесей, что, несомненно, является показателем эффективности осветления откачиваемых вод, обеспечивающих минимальный гидроабразивный износ насосного оборудования. При достижении одинакового эффекта осветления вод от твердого гидравлическими способами мы наблюдаем различные затраты на обеспечение каждого конкретного способа очистки. Так, например, использование для этих целей поршневых насосов высокого давления, обладающих высокой стоимостью [87, 88], и гидроэлеватора, обладающего минимальной стоимостью, так как он может быть изготовлен собственными силами в ремонтно-механической мастерской, имеющейся в составе любого горного предприятия.

Степень осветления откачиваемых насосами вод в вертикальных отстойниках и гидроэлеваторах является традиционно очень высокой, но капитальные и эксплуатационные затраты, связанные с использованием этих способов, значительны.

На горных предприятиях находят применение способы очистки шламовых емкостей без предварительного осветления, но с предварительным взмучиванием выпавшего осадка перфорированным скрепером или сжатым воздухом, подаваемым из пневмосети, для чего применяют поршневые насосы высокого давления [87, 88], гидроэлеваторы, шламовые насосы [6-8, 141, 151, 156], эрлифты либо насосы главного водоотлива, предназначенные на капитальный ремонт.

Следующим этапом вышеперечисленных способов осветления вод и очистки шламовых емкостей является транспортировка твердого к месту разгрузки. В данной классификации рассматриваются два способа транспорта шламов – цикличный и непрерывный.

Так как после предварительного осветления вод, содержащих механические примеси различной крупности, в отстойниках шлам находится в обводненном состоянии (разжиженном), следовательно, его транспортировка в таком состоянии (вагонетка, автосамосвал, ковш погрузочно-доставочной машины и т.д.) является неэффективной, так как происходит его расплескивание во время движения транспорта. Это приводит к длительному задалживанию как обслуживающего персонала, так и соответствующего способу транспорта технологического оборудования, что, в свою очередь, ведет к повышенным расходам на очистку шламовых емкостей. При данных способах очистки задействован обслуживающий и вспомогательный персонал для выполнения организационных работ в период чистки. Данный способ очистки и транспорта шламов является неэффективным ввиду его периодичности, высокой трудоемкости и опасности в виду использования ручного труда, но, самое главное, из-за несвоевременности очистки шламовых емкостей эффект осветления откачиваемых вод значительно уменьшается, что, в свою очередь, обусловливает интенсивный абразивный износ насосного оборудования со всеми вытекающими из этого негативными последствиями.

Непрерывная очистка шламовых емкостей от твердого – наиболее актуальная задача, так как рациональным способом повышения эффективности эксплуатации рудничных водоотливных установок медно-колчеданных месторождений является применение в технологических схемах главного водоотлива рудников высоконапорных гидроэлеваторных установок, периодически откачивающих шламовые смеси из отстойников водосборников на дневную поверхность (или на промежуточные горизонты при многоступенчатом водоотливе).

Таким образом, можно сделать вывод, что в результате анализа существующих способов очистки вод от шлама установлено, что требованиям, предъявляемым к ним, наиболее полно удовлетворяет водоструйный насос – гидроэлеватор, основным достоинством которого является надежность и возможность полной откачки шлама из водосборника при простоте обслуживания. При этом обеспечивается работа насоса главного водоотлива на осветленной воде, а также полное удаление шламов из водосборника, что позволит повысить технико-экономические показатели водоотливных установок, увеличить срок их службы, существенно снизить затраты на очистку водосборников от шлама.

3.2. Применение гидроэлеваторных установок для очистки водосборных емкостей горных производств

Применение гидроэлеваторных установок (ГЭУ) в горной промышленности для откачки шламов и загрязненных вод осуществляется в настоящие время, главным образом, на участковом, проходческом водоотливе, для очистки зумпфов и т. п., там, где требуются установки с небольшими напорами и подачей.

На рис. 3.2 приведена гидравлическая схема ГЭУ передвижной проходческой установки [154].

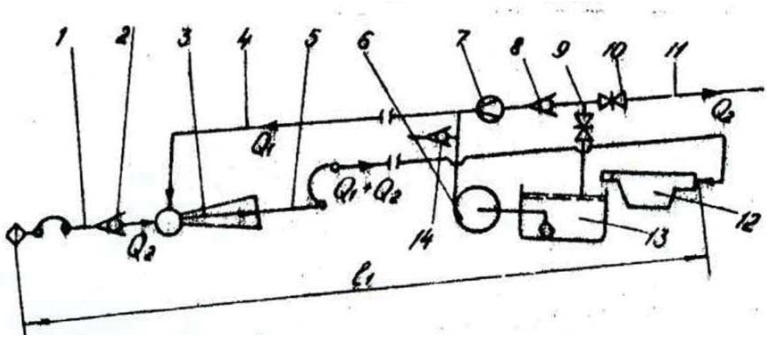


Рис. 3.2. Гидравлическая схема гидроэлеваторной передвижной водоотливной установки

Установка состоит из гидроэлеватора *3*, откачивающего воду из забоя по подводящему трубопроводу *1* с обратным клапаном *2* и подающего по напорному трубопроводу *5* транспортируемую и рабочую воду через предварительный отстойник *12* в емкость *13*; центробежного насоса *6*, откачивающего воду по трубопроводу *11* на вышележащий горизонт и подающего рабочую воду к насадку гидроэлеватора по трубопроводу *4*; предварительного отстойника непрерывного действия *12*, в котором осаждаются твердые частицы крупностью более 0,2 мм; емкости *13*, являющейся приемной для насоса.

Габариты элементов установки позволяют размещать ее в проводимой выработке и перемещать по мере продвигания забоя.

Настройка рабочего режима насоса осуществляется дросселем *7* и задвижкой *10* по уровню воды в емкости. Регулирование установки производится задвижкой на сливном трубопроводе *9*.

Первоначально гидроэлеватор располагается на расстоянии 6...7 метров от забоя. По мере его продвигания сначала наращивается подводящий трубопровод гидроэлеватора, а затем ближе к забою перемещается и гидроэлеватор. Для предотвращения слива воды из емкости при наращивании трубопроводов *4* и *5*, на напорном трубопроводе насоса устанавливается кран или клапан *14*. Объем воды в емкости, необходимый для запуска установки, должен быть не меньше объема трубопроводов *4* и *5*.

Максимальное расстояние между емкостью и гидроэлеватором определяется техническими параметрами насоса и гидроэлеватора, а также углом наклона выработки к горизонту. Перекачкой насос и емкость перемещаются ближе к забою, когда напора гидроэлеватора недостаточно для откачки воды в отстойник.

Эффективность установки оценивается приведенными затратами на водоотлив, определяемыми по зависимости:

$$Е_{пр} = Е_{пер} + Е_{эл} + Е_{ам} + Е_{к} \times К_{н}\ ; \qquad (3.1)$$

где $Е_{пер}$ – стоимость переносок оборудования;

$Е_{эл}$ – стоимость электроэнергии, затрачиваемой но откачку притока за время проведения выработки;

$Е_{ам}$ – амортизационные отчисления на оборудование;

$Е_{к}$ – капитальные затраты на оборудование водоотлива;

$Е_{н}$ – нормативный коэффициент эффективности.

Капитальные затраты и амортизационные отчисления подсчитываются после предварительного выбора насоса и другого оборудования установки по исходным данным:

$Q_{пр}$ – приток воды в забой;

l – длина проводимой выработки;

α – угол наклона выработки к горизонту;

$T_{пр}$ – продолжительность проведения выработки (мес.).

Перемещение и взаимное расположение гидроэлеватора и перекачной насосной установки определяется условиями проведения выработки. При наличии свободного рельсового пути насосный агрегат и емкости целесообразно располагать на нем и перемещать по мере его укладки, поддерживая минимальное расстояние от забоя до емкости. Использование при этом гидроэлеватора с высоким значением коэффициента подачи существенно снижает расход электроэнергии на откачку воды. При размещении насосного агрегата и емкостей на почве выработки возрастает трудоемкость их перемещения. В этом случае целесообразно

использовать гидроэлеватор с высоким значением коэффициента напора для увеличения шага переноски насоса и емкостей. Однако, с увеличением коэффициента напора гидроэлеватора снижается коэффициент его подачи и, поэтому при снижении трудовых затрат на переноску увеличивается расход электроэнергии на откачку воды.

Наименьшие приведенные затраты на водоотлив зависят от оптимальных для конкретных условий, стоимости переносок оборудования (их числа) и соответствующей стоимости расходуемой электроэнергии. Оптимальное число переносок, или, что то же самое, оптимальный шаг переноски, определяется в результате исследования функции (3.1) на экстремум, минимальное значение которой является критерием оптимизации.

По данным работы [154], использование передвижных гидроэлеваторных установок для водоотлива при проведении наклонных выработок на шахтах: «Трудовская» ПО «Донецкуголь», им. Г. Г. Капустина ПО «Лисичанскуголь» и «Родинская» ПО «Красноармейскуголь» – способствовало улучшению условий работы проходчиков и повышению производительности их труда. Результаты работы использованы также при разработке перекачных гидроэлеваторов для участковых водоотливных установок с не заиливающимися водосборниками на шахтах «Родинская» и «Трудовская». Строительство и эксплуатация этих установок обеспечивает экономический эффект (часть эффекта получена за счет использования перекачных гидроэлеваторов, исключающих применение ручного труда по очистке водозаборных колодцев).

Однако следует отметить, что результаты данных исследований и разработок не могут быть применены в полном объеме на насосных станциях главного шахтного водоотлива, где требуются иные подходы и другие схемные решения по очистке водосборников от шламовых смесей.

3.3. К вопросу обоснования параметров гидроэлеваторных установок насосных станций главного водоотлива шахт

Включение высоконапорных гидроэлеваторных установок, предназначенных для очистки водосборников от шламовых смесей, в технологические схемы насосных станций главного водоотлива шахт и рудников требует получения новых и уточнения существующих зависимостей для определения параметров струйных насосов (гидроэлеваторов).

Для решения этого вопроса сделаем несколько замечаний и допущений.

Для взаимосвязи параметров гидроэлеваторной установки, подающей шламовые смеси через напорные трубопроводы рабочих насосов на дневную поверхность или на вышележащие горизонты (при многоступенчатом водоотливе), необходимо прежде всего обоснование общей подачи гидроэлеватора, состоящей, как известно, из подачи насоса $Q_с$, создающего струю, поступающую в камеру смешения гидроэлеватора через сопло, и подачи шламовых смесей, поступающих из отстойника водосборника Q (рис. 3.3).

Так как расчет оптимальных параметров напорных трубопроводов рабочих насосов насосных станций главных водоотливных установок ведется по номинальной подаче рабочего насоса $Q_н$, то, очевидно, что и общая подача гидроэлеваторной установки должна быть соизмеримой с этой величиной или равной ей. В условиях нашей задачи примем общую подачу гидроэлеватора:

$$Q_с + Q = Q_н \tag{3.2}$$

где Q – подача, поступающая в приемную камеру (ПК) гидроэлеватора из шламосборника (отстойника водосборника водоотливной установки), м^3/с.

Примем следующие допущения (в первом приближении):

- плотности жидкостей Q и $Q_с$ считаем одинаковыми;
- камеру смешения принимаем цилиндрической формы;
- силы трения между жидкостью и стенками камеры не учитываем.

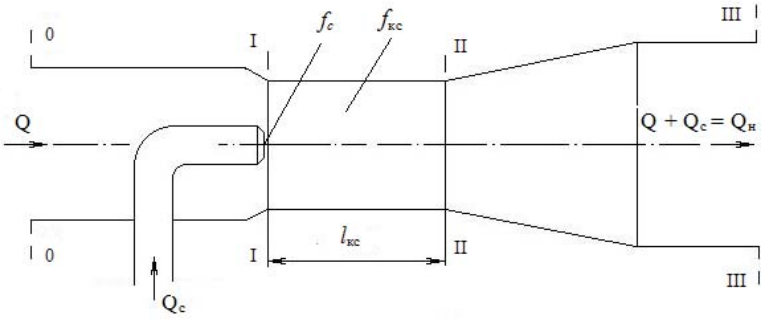


Рис. 3.3. Гидравлическая схема гидроэлеваторной установки насосной станции главного водоотлива

С учетом этих условий и допущений найдем соотношения, определяющие рациональные параметры гидроэлеваторной установки рудничной водоотливной станции. Рассмотрим параметры камеры смешения (площадь $f_{кс}$, длина $l_{кс}$) (см. рис. 3.3), так как именно в ней происходит преобразование энергии жидкости и она является основным элементом гидроэлеваторной установки [16, 23, 31, 33, 75, 81, 83, 101, 112, 132, 142-145, 149].

В общем случае перепад напора в камере смешения между сечениями I-I–II-II, м:

$$\Delta H_{кс} = \frac{P_2}{\rho \cdot g} - \frac{P_1}{\rho \cdot g}, \tag{3.3}$$

где P_1, P_2 – давления в сечениях I – II (см. рис. 3.3).

С учетом приведенных выше допущений и (3.3) на основе уравнения количества движения запишем:

$$\rho \cdot Q_c \cdot v_c + \rho \cdot Q \cdot v_1 - \rho \cdot Q_н \cdot v_2 = f_{кс} \cdot \rho \cdot g \cdot \Delta H_{кс}, \tag{3.4}$$

где v_c; v_1; v_2 – скорости соответственно на выходе из сопла, на входе в камеру смешения (сечения I – I), на выходе из камеры смешения (сечение II – II).

Эти скорости могут быть выражены следующим образом:

$$v_c = \frac{Q_c}{f_c}; \quad v_1 = \frac{Q}{(f_{кс} - f_c)}; \; v_2 = \frac{Q_н}{f_{кс}}; \tag{3.5}$$

где f_c – площадь сечения струи, м^2.

Подставляя в уравнение (3.4) выражения для скоростей (3.5) и решая его относительно $f_{кс}$, при этом, полагая, что $\frac{f_{кс}}{f_c} = S$ – геометрический параметр гидроэлеватора, получим, м^2

$$f_{кс} = \frac{1}{g \cdot f_c \cdot \Delta H_{кс}} \cdot \left[Q_c^2 + \frac{Q^2}{S-1} - \frac{Q_н^2}{S} \right]; \tag{3.6}$$

С учетом принятой формы поперечного сечения камеры смешения её диаметр $d_{кс}$ выразится следующим образом:

$$d_{кс} = \sqrt{\frac{4}{\pi \cdot f_c \cdot g \cdot \Delta H_{кс}} \cdot \left[Q_c^2 + \frac{Q^2}{S-1} - \frac{Q_н^2}{S} \right]}; \tag{3.7}$$

Для случаев, когда необходимо определение параметра $\Delta H_{кс}$, решение уравнения (3.6) выполним относительно этой величины, предварительно приняв, что режимный параметр в условиях нашей задачи це-

лесообразнее принять как отношение $\frac{Q_н}{Q_с} = q_1$ (принятое в общем случае для гидроэлеваторов значение этого параметра $q = \frac{Q}{Q_с}$). С учетом того, что $q_1 = 1 + q$, после преобразований получим, м²

$$\Delta H_{кс} = \frac{v_c^2}{g} \cdot \left[\frac{1}{S} + \frac{1}{S \cdot (S-1)} \cdot (q_1 - 1)^2 - \frac{1}{S^2} \cdot q_1^2\right]; \quad (3.8)$$

КПД гидроэлеваторной установки ($\eta_{гу}$) рудничной насосной станции определится как отношение полезной энергии жидкости к подведенной и без учета потерь на основе предыдущих выражений и допущений.

$$\eta_{гу} = (q_1 - 1) \cdot \left[\frac{2}{S} + \frac{S-2}{(S-1)^2 \cdot S} \cdot (q_1 - 1)^2 - \frac{1}{S^2} \cdot q_1^2\right]; \quad (3.9)$$

Согласование параметров гидроэлеваторной шламовой установки с параметрами насосной станции водоотлива шахты важно также и с точки зрения обеспечения безкавитационных режимов работы установки.

В этом плане, прежде всего, представляет интерес оценка кавитационного запаса установки, который в общем случае возможно определить по выражению, м

$$\Delta h_{кав}^{кр} = (1 + \xi_{вх}) \cdot \frac{v_{1max}^2}{2 \cdot g}; \quad (3.10)$$

где v_1 – соответствует турбулентному режиму работы гидроэлеватора;

$\xi_{вх}$ – коэффициент сопротивления входного участка в камеру смешения;

v_{1max} – максимальная скорость транспортируемого потока на входе в камеру смешения, м/с.

Коэффициент кавитации σ [92] для условий гидроэлеваторной установки может быть записан как отношение

$$\sigma = \frac{\Delta h_{кав}^{кр}}{\left(\frac{v_c^2}{2 \cdot g}\right)}; \quad (3.11)$$

После подстановки в это выражение (3.10) и соответствующих преобразований получим

$$\sigma = (1 + \xi_{вх}) \cdot \frac{q^2}{S^2 - 2S + 1}; \quad (3.12)$$

Использование предложенных здесь подходов и уравнений необходимо для обоснования проектных параметров гидроэлеваторных уста-

новок водоотливных насосных станций. Следует иметь в виду, что обеспечение расчетной работы самого гидроэлеватора требует правильного подбора размеров и тщательности его изготовления, при этом существенное значение имеют такие элементы, как форма сопла, расстояние от сопла до камеры смешения, форма приемной камеры, форма диффузора и т. д.

Внедрение гидроэлеваторных установок повышенной напорности в схемы рудничных водоотливных станций будет способствовать более полной механизации трудоемкого процесса очистки водосборников от шламовых смесей.

Глава 4
РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РЕАЛИЗАЦИИ СПОСОБА ОЧИСТКИ ВОДОСБОРНИКОВ ВЫСОКОНАПОРНЫМИ ГИДРОЭЛЕВАТОРНЫМИ УСТАНОВКАМИ И РАСЧЕТА ИХ ПАРАМЕТРОВ

4.1. Разработка способа гидравлической очистки водосборников высоконапорными гидроэлеваторными установками

Авторами предложена схема главного водоотлива с высоконапорной гидроэлеваторной установкой.

Известна шахтная водоотливная установка, содержащая рабочие насосы, всасывающие и нагнетательные трубопроводы с задвижками и обратными клапанами, водосборник с отстойником [23]. Недостатком такой водоотливной установки является трудоёмкий и малопроизводительный способ периодической очистки водосборника от постоянно накапливающегося в нём шлама, которая осуществляется или погрузочной машиной, или скреперной установкой с дальнейшим использованием вагонеток и всей транспортной системы околоствольного двора и транспорта поверхностного комплекса шахты.

Рабочие процессы такой очистки имеют невысокий уровень механизации с большой долей малопроизводительного труда, что связано со значительными материальными затратами и антисанитарными условиями труда.

Наиболее близким к предлагаемому техническому решению относится шахтная водоотливная установка, содержащая рабочие насосы, всасывающие и нагнетательные трубопроводы с задвижками и обратными клапанами, водосборник с отстойником, по дну которых проложены трубопроводы с отверстиями, через которые посредством гидравлической или пневматической энергии производится взмучивание шла-

мовых смесей с их последующей откачкой из водосборника на поверхность шахты одним из рабочих насосов [117].

Недостатком данной водоотливной установки является то, что при перекачке через рабочий насос шламовых смесей детали его проточной части подвергаются интенсивному гидроабразивному износу, вследствие чего он становится полностью непригодным для дальнейшей эксплуатации. Насос или заменяется на новый, или подвергается капитальному ремонту с полной заменой деталей, подвергнувшихся абразивному износу, что связано со значительными материальными затратами.

Целью данной разработки является повышение эффективности процесса очистки водосборников и долговечности рабочих насосов шахтных водоотливных установок.

Указанная цель достигается тем, что установка имеет дополнительную линию, включающую насос повышенной напорности, гидроэлеватор, содержащий напорный и смесительный трубопроводы, установленный в отстойнике и соединенный своим напорным трубопроводом с дополнительным насосом, а всасывающим смесительным трубопроводом – с нагнетательным трубопроводом рабочего насоса. На рис. 4.1 показана принципиальная схема предлагаемой водоотливной установки, содержащей рабочие насосы *1*, водосборник *2*, всасывающие *3* и нагнетательные *4* трубопроводы рабочих насосов, дополнительный насос *5*, задвижки *6* в напорной линии гидроэлеватора *7*, задвижки на нагнетательных трубопроводах рабочих насосов *8*, всасывающий трубопровод дополнительного насоса *9*, напорный трубопровод *10*, отстойник *11*.

Схема функционирует следующим образом. В нормальном режиме водоотливной установки включен один или более, в зависимости от потребности, рабочих насосов *1*, подающих воду из водосборника *2* через всасывающие *3* и нагнетательные трубопроводы *4* на поверхность шахты или в водосборник промежуточного водоотливного горизонта (при многоступенчатой схеме водоотлива). Дополнительный насос *5* при этом отключен, а задвижка *6* в напорной линии гидроэлеватора *7* находиться в положении «закрыто». В режиме очистки водосборника от шлама рабочие насосы *1* отключены, задвижки *6* находятся в положении «закрыто». Насос *5* включен в работу и задвижка *6* открыта. Вода из водосборника по всасывающему трубопроводу *9* поступает в насос *5*, а из него под напором в сужающий насадок гидроэлеватора 7, всасывающая труба которого засасывает шламовые смеси из отстойника *11* и подает их совместно с водой, подаваемой насосом *5*, через напорный

трубопровод *10* в нагнетательный трубопровод *4* и далее на поверхность шахты.

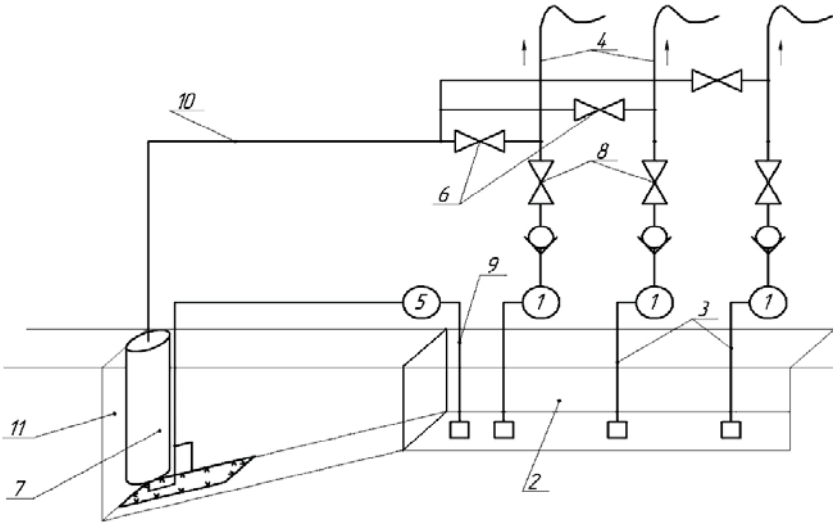


Рис. 4.1. Схема главного водоотлива рудника с высоконапорной гидроэлеваторной установкой

Поскольку соединение напорной линии гидроэлеватора и нагнетательного трубопровода *4* выполнено на участке, расположенном выше задвижек *8*, шламовые смеси проходят только по трубопроводной сети, в обход рабочих насосов. Отсюда, рабочий процесс очистки водосборника полностью механизируется, и, следовательно, эффективность его повышается, а долговечность рабочих насосов ввиду отсутствия в них гидроабразивного износа увеличивается, что свидетельствует о достижении поставленной цели.

4.2. Методика определения в первом приближении параметров высоконапорных гидроэлеваторных установок

4.2.1. Выбор типа и числа насосов

Ориентировочный напор для подъема шламовых смесей по напорному ставу определяется геодезической высотой подачи воды, а также

величиной потерь напора в напорном трубопроводе от гидроэлеватора до рабочих насосов и потерями напора при движении откачиваемой воды по нагнетательному ставу в стволе:

$$H^{/} = H_г + \Delta H_1 + \Delta H_2; \quad (4.1)$$

где $H_г$ – геодезическая высота подачи воды насосом главного водоотлива первой ступени, м

$$H_г = H_{вс} + H_{гор} + H_{сл}; \quad (4.2)$$

ΔH_1 – потери напора в нагнетательном трубопроводе от гидроэлеватора до напорного става рабочих главного водоотлива, м;

ΔH_2 – потери напора в нагнетательном трубопроводе от насосов главного водоотлива до зеркала воды на верхнем, конечном уровне, т. е. глубина водоотливного горизонта шахты плюс высота слива на поверхности, м.

Напорность дополнительного насоса должна не менее чем в 3,5–4 раза превышать геодезическую высоту подачи шламовых смесей [23, 24, 31, 33, 34, 75, 81-84, 101, 112, 113, 132, 134, 142-144, 154].

С помощью каталогов с характеристиками насосов (полями их рабочих режимов) и ориентируясь на $Q_{мин}$ и $H_д$ предварительно выбираем насосы для соответствующих горизонтов (ступеней водоотлива) УзПР ($H_г$=340 м). Определим отношение напорности струйного насоса к высоте нагнетания шламовых смесей:

$$\frac{H_{дн}}{H_{г640}} = 3{,}5 \ldots 4 \quad (4.3)$$

Технические и индивидуальные характеристики дополнительных насосов.

В связи с тем, что характеристика насоса приведена на одно колесо, требуется определить необходимое число колес:

$$Z_{640} = \frac{H^{/}}{H_к}. \quad (4.4)$$

Выбранный насос проверяется на устойчивость работы:

$$H_{г640} \leq (0{,}9 - 0{,}95) \cdot H_0,$$

где H_0 – напор выбранного насоса при нулевой подаче, м, для секционных насосов:

$$H_0 = H_{ко} \cdot Z, \quad (4.5)$$

где $H_{ко}$ – напор на одно колесо при нулевой подаче, м.

4.2.2. Определение параметров гидроэлеватора

Для взаимосвязи параметров гидроэлеваторной установки, подающей шламовые смеси через напорные трубопроводы рабочих насосов на дневную поверхность, необходимо прежде всего обоснование общей подачи гидроэлеватора, состоящей, как известно, из подачи насоса $Q_с$, создающего струю, поступающую в камеру смешения гидроэлеватора через сопло и подачи шламовых смесей из отстойника водосборника Q.

Так как расчет оптимальных параметров напорных трубопроводов рабочих насосов насосных станций главных водоотливных установок ведется по номинальной подаче рабочих насосов $Q_н$, то очевидно, что и общая подача гидроэлеваторной установки должна быть соизмерима с этой величиной или равной ей. В условиях нашей задачи примем общую подачу гидроэлеватора:

$$Q_с + Q = Q_н, \quad (4.6)$$

где Q – подача, поступающая в приемную камеру гидроэлеватора из шламосборника (отстойника водосборника водоотливной установки), м^3/с.

Примем следующие допущения (в первом приближении):

- плотность жидкостей Q и $Q_с$ считаем одинаковой;
- камеру смешения принимаем цилиндрической формы;
- силы трения между жидкостью и стенками камеры не учитываются.

С учетом этих условий и допущений найдем соотношения, определяющие рациональные параметры гидроэлеваторной установки рудничной водоотливной станции. Рассмотрим параметры камеры смешения (площадь $f_{кс}$, длина $l_{кс}$). Так как именно в ней происходит преобразование энергии жидкости, то она является основным элементом гидроэлеваторной установки.

1. Расчет площади сечения сопла $f_с$, м^3/с:

$$Q_с = \varphi \cdot f_с \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot H_с}, \quad (4.7)$$

где φ – коэффициент расхода, $\varphi = 0{,}95$;

$Q_с$ и $H_с$ – подача и напор струйного насоса;

$$f_с = \frac{Q_с}{\varphi \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot H_с}}, \quad (4.8)$$

Так как $f_c = \frac{\pi \cdot d_c^2}{4}$, то

$$d_c = \sqrt{\frac{f_c \cdot 4}{\pi}}, \tag{4.9}$$

4.2.3. Определение параметров камеры смешения

С учетом принятой формы поперечного сечения камеры смешения её диаметр $d_{кс}$ рассчитывается следующим образом:

$$d_{кс} = \sqrt{\frac{4}{\pi \cdot f_c \cdot g \cdot \Delta H_{кс}} \cdot \left[Q_c^2 + \frac{Q^2}{S-1} - \frac{Q_н^2}{S}\right]}, \tag{4.10}$$

где S – геометрический параметр гидроэлеватора;

$S = 4$ как наиболее выгодное значение для наших условий;

$\Delta H_{кс}$ – перепад напора в камере смешения гидроэлеватора равен ориентировочному напору для подъема шламовых смесей по напорному ставу $H^{/}$, м.

Так как формула (4.10) получена в предположении равенств плотностей осветленной воды (подача Q_c) и загрязненной (подача Q), то при значительной разнице этих плотностей расчет параметров гидроэлеваторной установки требуется провести во втором приближении с учетом этой разницы [132]. Если результаты расчета во втором приближении будут удовлетворительно совпадать с результатами первого приближения, то они могут быть приняты как окончательные.

Площадь сечения камеры смешения, м^2:

$$f_{кс} = \frac{\pi \cdot d_{кс}^2}{4} \text{ м}^2 \tag{4.11}$$

4.2.4. Определение геометрических параметров гидроэлеватора

Определяем рациональное отношение сечений:

$$n_{640} = \frac{f_{кс\,640}}{f_{c\,640}}, \tag{4.12}$$

Исходя из этого, подбираем значения коэффициента инжекции *u* [104].

Находим длину свободной струи, м (см. рис. 4.2):

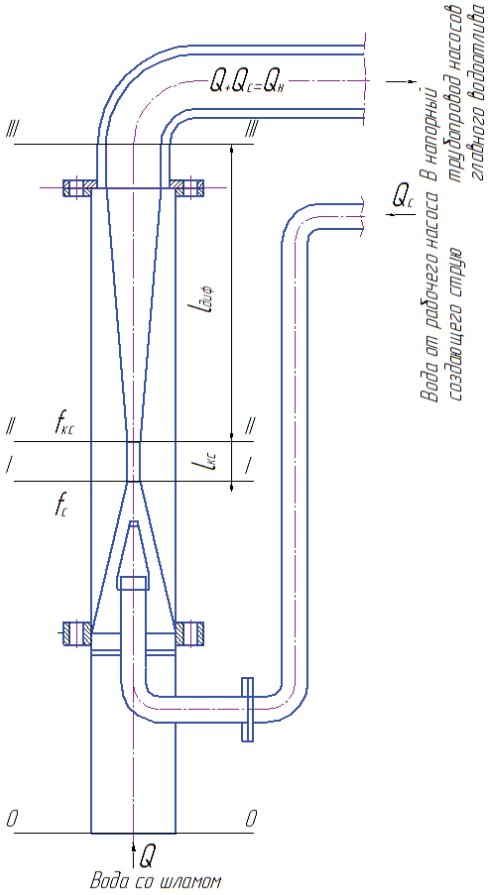


Рис. 4.2. Схема гидроэлеватора

$$l_{c1\ 640} = \frac{0,37+u}{4,4 \cdot a} \cdot d_c, \tag{4.13}$$

где a – значение опытной константы свободной струи для водоструйных насосов, $a = 0,16$ [132].

Диаметр свободной струи на расстоянии l_{c1} от выходного сечения рабочего сопла, мм:

$$d_{\text{св.стр}} = 1{,}55 \cdot d_{\text{с}} \cdot (1 + u), \tag{4.14}$$

Поскольку $d_{\text{кс}} < d_{\text{св.стр}}$, то входной участок камер смешения должен быть выполнен в виде конического перехода от $d_{\text{св.стр}}$ до $d_{\text{кс}}$.

При угле разворота конуса 90° длина входного участка камеры смешения

$$l_{\text{с2}} = \frac{d_{\text{св ст}} - d_{\text{кс}}}{2}. \tag{4.15}$$

Расстояние (м) от входного сечения рабочего сопла до входного сечения цилиндрической камеры смешения:

$$l_{\text{с}} = l_{\text{с1}} + l_{\text{с2}}, \tag{4.16}$$

Длина цилиндрической камеры смешения:

$$l_{\text{кс 640}} = (6 \ldots 10) \cdot d_{\text{кс}}, \tag{4.17}$$

Длина диффузора определяется исходя из угла разворота 8° по формуле

$$l_{\text{диф 640}} = \frac{d_{\text{д}} - d_{\text{кс}}}{2} / tg4^0, \tag{4.18}$$

где $d_{\text{д}}$ – диаметр выходного сечения диффузора, м.

4.2.5. Определение параметров нагнетательного и всасывающего трубопроводов гидроэлеваторной установки

Определяем параметры нагнетательного и всасывающего трубопроводов.

Определим параметры трубопровода на участке от дополнительного насоса до гидроэлеватора.

Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода $d_{\text{н}}$ рассчитывается по формуле

$$d_{\text{н.ст}} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_{\text{н}}}{\pi \cdot v_{\text{н}}}}, \tag{4.19}$$

где $Q_{\text{н}}$ – номинальная подача насоса, м^3/с;

$v_{\text{н}}$ – скорость движения воды в нагнетательном ставе, $v_{\text{н}}$ = 2 – 3 м/с.

Примем ближайший больший диаметр по ГОСТ 8732-78.

Определяем фактическую скорость движения воды в принятом к установке трубопроводе, м/с:

$$v_{\text{ф}} = \frac{4 \cdot Q_{\text{н}}}{\pi \cdot d_{\text{н.ст}}^2}, \tag{4.20}$$

Толщина стенки трубопровода определяется его прочностью и давлением воды в ставе и рассчитывается по формуле, мм

$$\delta = \frac{P \cdot d_{н.ст}}{2 \cdot \sigma_{доп}} + a_1, \quad (4.21)$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа, определяется рабочим давлением при испытании трубопровода

$$P = P_{раб} \cdot 1{,}25 = \rho \cdot g \cdot H^{/} \cdot 1{,}25, \quad (4.22)$$

где $P_{раб} = \rho \cdot g \cdot H^{/}$, МПа – рабочее давление в трубопроводе;

ρ – плотность шахтной воды, кг/м^3;

g = 9,81 м/с^2;

$\sigma_{доп}$ – допускаемое напряжение на растяжение металла трубопровода, МПа,

$$\sigma_{доп} = 0{,}4 \cdot \sigma_{в}, \quad (4.23)$$

где $\sigma_{в}$ – временное сопротивление разрыву материала, МПа.

a_1 – поправка на коррозию (a_1 = 1…2 мм).

На основании схемы разводки трубопровода и полученных значений диаметров и скоростей определяем потери напора соответственно для всасывающего $\Delta H_{в}$ и нагнетательного $\Delta H_{н}$ участков [14, 23, 24, 31, 33, 34, 81, 82, 84, 112, 113, 117–119, 124, 145, 146]:

- приемная сетка и приемный клапан (1), ξ =2,5;
- колено угловое 90° (3), ξ =1,129;
- колено (закругленное $\frac{r}{d}$ = 0,4) 90° (1), ξ =0,14;
- колено 45° (2), ξ =0,236;
- задвижка (2), ξ =0,1;
- обратный клапан (2), ξ =3,2;
- тройник с поворотом потока (1), ξ =1,5;
- тройник без поворота потока (2), ξ =1.

Потери в нагнетательном трубопроводе ΔH от гидроэлеватора до нагнетательного трубопровода рабочих насосов определяют по формуле

$$\Delta H = \left(\sum_{i=1}^{n} \xi + \lambda \cdot \frac{L}{d_{ст}} + 1\right) \cdot \frac{v_{ф}^2}{2 \cdot g}, \quad (4.24)$$

где n – количество однотипных фасонных частей трубопровода;

ξ – коэффициент сопротивления i-й фасонной части;

λ = 0,03 – коэффициент гидравлического трения, для условий в шахте;

L – фактическая длина нагнетательного трубопровода, м;

$d_{ст}$ – стандартный внутренний диаметр нагнетательного трубопровода, м;

$v_ф$ – скорость воды, во всасывающем и нагнетательном трубопроводе, м/с.

Потери в нагнетательном трубопроводе от дополнительного насоса до гидроэлеватора ΔH также определяются по формуле (4.24).

Таким образом, минимально необходимый действительный напор насоса $H_м$

$$H_{м640} = H_г + \Delta H_{в(г)} + \Delta H_{н(г)} + \Delta H_{в(д.н.)} + \\ + \Delta H_{н(д.н.)} + \Delta H_{(р.н.)}, \quad (4.25)$$

4.2.6. Расчет характеристики сети и определение фактического режима работы насосной установки

Уравнение характеристики сети трубопровода для точки режима работы насоса:

$$H_м = H_г + R_{тр} \cdot Q_н^2, \quad (4.26)$$

где $R_{тр}$ – суммарный коэффициент сопротивления сети трубопровода.

Выразим отсюда суммарный коэффициент сопротивления сети трубопровода:

$$R_{тр640} = \frac{H_м - H_г}{Q_н^2}. \quad (4.27)$$

4.2.7. Фактический кавитационный запас системы струйного насоса

С целью обеспечения безкавитационной работы допускаемый кавитационный запас насоса $\Delta h_{доп}$ должен быть меньше или равен кавитационному запасу системы $\Delta h_{сист}$, в которую он устанавливается

$$\Delta h_{доп} < \Delta h_{сист}. \quad (4.28)$$

Кавитационный запас системы $\Delta h_{сист}$ определяется по формуле

$$\Delta h_{сист} = \frac{P_1 - P_{н.п.}}{\rho \cdot g} - [\pm z_1] - \Delta H_в - \Delta h_{вх}, \quad (4.29)$$

где P_1 – абсолютное давление на свободную поверхность жидкости в емкости, из которой ведется откачивание, Па; $P_1 = P_a = 101$ кПа;

$P_{н.п.}$ – давление насыщенного пара перекачиваемой жидкости при рабочей температуре, Па;

z_1 – расстояние по вертикали от оси вала до уровня жидкости в исходной емкости, м. Знак «+» определяется местоположением емкости относительно оси вала насоса (знак «+» – при емкости ниже оси вала насоса и наоборот), оно равно высоте всасывания $h_{вс}$, м;

$\Delta h_{вх}$ – суммарные потери напора во всасывающем трубопроводе при максимально необходимой подаче, м, то есть это потери напора на входе в насос:

$$\Delta h_{вх} = 10 \cdot \left(\frac{n_н \cdot Q_н^{\frac{1}{2}}}{C} \right)^{\frac{4}{3}}, \quad (4.30)$$

где C – кавитационный коэффициент быстроходности для обычных насосов, C = 800…1000.

4.2.8. Определение мощности и выбор электродвигателя струйного насоса

Определим мощность двигателя с учетом коэффициента запаса мощности:

$$N = k \cdot \frac{\rho \cdot Q_ф \cdot H_ф \cdot g}{\eta_ф}, \quad (4.31)$$

где k – коэффициент запаса мощности для высоковольтных электродвигателей с учетом требуемой мощности N (кВт) и паспортной частоты вращения вала насоса n – (мин$^{-1}$), k = 1,1.

4.3. Анализ электропотребления водоотливных установок медноколчеданных рудников

Изучение вопросов электропотребления подземных рудников показывает, что на долю операций по откачиванию подземных вод приходится 40–45 % от общего расхода электроэнергии горным предприятием [5, 53, 82, 89, 124, 127, 159]. Расход электроэнергии на водоотлив

неуклонно возрастает в связи с увеличением объема пройденных подземных горных выработок различного назначения, что напрямую связано с ростом годовой добычи полезных ископаемых на подземных рудниках. При этом общий КПД насосных установок в среднем составляет 50–60 %. Низкий КПД обусловлен в первую очередь наличием твердых частиц в шахтной воде, обладающих абразивными свойствами, что приводит к преждевременному износу рабочих колес, корпусов, направляющих аппаратов, увеличению зазоров в уплотнениях колес и между ступенями и, как следствие, к снижению производительности и повышенному расходу электроэнергии насосами [5, 12, 35, 42, 49, 53, 89, 110].

Одним из основных показателей, позволяющих оценивать эффективность работы насоса, является удельный расход электроэнергии. Минимальные удельные расходы электроэнергии обеспечиваются оптимальным режимом работы насосов [5, 12, 35, 40, 42, 49, 50, 53, 61, 89, 96, 97, 112, 127, 129, 152].

К основным факторам, влияющим на уровень электропотребления насоса, относятся напор, плотность воды и подача насоса, которая, в свою очередь, зависит от плотности воды. Расход электроэнергии (кВт*ч) насосными агрегатами можно определить по функциональной зависимости [5, 70, 71, 99, 118]

$$W = \frac{\rho \cdot Q \cdot H_г \cdot g}{\eta_н \cdot \eta_{тр} \cdot \eta_{дв}} \cdot T, \qquad (4.32)$$

где Q – подача насоса, м^3/ч;

$H_г$ – геодезический напор, м;

ρ – плотность воды, кг/м^3;

g – ускорение свободного падения, м/с^2;

$\eta_н \cdot \eta_{тр} \cdot \eta_{дв}$ – соответственно КПД насоса, трубопровода и электродвигателя;

T – число часов работы насоса, ч.

Расчет электропотребления по приведенной зависимости сложен ввиду трудности определения фактической подачи и КПД насоса и трубопровода. Как показали результаты обследования, удельный расход электроэнергии даже для однотипных насосов различается значительно и зависит от конкретных значений Q, H и ρ. Таким образом, большое разнообразие типов насосов и режимов их работы, а также отсутствие контроля технологических показателей практически делает невозможным использование выражения (4.32). В этих условиях целесообразен поиск общих закономерностей электропотребления на откачивание воды.

С этой целью были проведены исследования по определению удельного расхода электроэнергии на водоотлив насосами ЦНСК 300-360 при $H_г$ =300 м и ЦНСК 300–420 при $H_г$ =340 м в условиях УзПР ОАО «УГОК». Удельный расход электроэнергии определяли при различной плотности воды, данный режим работы осуществляли путем подачи небольшого количества сжатого воздуха из шахтной пневмосети в приемный колодец, где установлены всасывающие трубопроводы насосов (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Экспериментальные данные работы центробежных насосов в условиях УзПР

Тип и наработка насосной установки, ч	$w_{уд}$, кВт ч/м^3	Q, м^3/ч	$H_м$, м	ρ, кг/м^3	N, кВт	$\eta_{ну}$	$\eta_н$	$\eta_{тр}$	$\eta_{дв}$
ЦНСК 300-360 №3 55	1,38	385	316,5	1008	531	0,64	0,7	0,96	0,95
	1,42	378,5	319,9	1019	537,5	0,62	0,69	0,95	0,95
	1,47	369	319,9	1022	541,1	0,60	0,67	0,95	0,95
	1,53	358,5	325,5	1037	547,5	0,58	0,66	0,93	0,95
	1,58	348,7	329,6	1050	552,1	0,58	0,67	0,92	0,95
ЦНСК 300-360 №4 192	1,41	348,6	337	1007	492	0,63	0,72	0,92	0,95
	1,52	327,24	336	1018	497,3	0,59	0,68	0,91	0,95
	1,59	311,14	336	1023	495,6	0,56	0,65	0,91	0,95
	1,74	282,81	335	1038	493	0,52	0,61	0,9	0,95
	1,9	260,86	332	1051	496,4	0,47	0,55	0,9	0,95
ЦНСК 300-420 №4 100	1,9	227,56	375	1006	431,6	0,52	0,60	0,92	0,95
	1,93	225,6	376	1016	435,1	0,52	0,59	0,92	0,95
	1,96	223,42	378	1029	437,8	0,52	0,60	0,91	0,95
	2,01	216,8	378	1038	436	0,51	0,59	0,91	0,95
	2,11	207,1	378	1052	436,9	0,49	0,57	0,91	0,95
ЦНСК 300-420 №2 821	1,6	335,13	351	1009	533,7	0,62	0,67	0,98	0,95
	1,63	332,1	353	1019	541,5	0,61	0,66	0,97	0,95
	1,66	330,78	355	1025	549,2	0,61	0,66	0,97	0,95
	1,72	319,2	360	1042	548,4	0,59	0,65	0,96	0,95
	1,8	305,03	363	1054	550,1	0,58	0,64	0,95	0,95
ЦНСК 300-420 №1 1124,8	2,6	175,66	352	1005	456	0,38	0,41	0,98	0,95
	2,65	172,8	355	1018	458,7	0,37	0,40	0,97	0,95
	2,71	169,8	354	1024	460,6	0,37	0,40	0,97	0,95
	3,1	147,6	353	1042	462,4	0,32	0,35	0,97	0,95
	3,8	122,45	358	1062	467	0,27	0,30	0,96	0,95

Данный опыт выполнен корректно (воздух во всасы не попадал), это можно утверждать на основании того, что насосы в указанное время не отключались. Величина плотности перекачиваемой воды для каждого режима работы насосов определялась в химической лаборатории ОАО «УГОК», для чего брались их пробы в соответствии с экспериментом [36, 37, 40, 42, 43, 49, 50, 53, 54, 65, 73, 85, 120, 129, 131, 140, 150, 155].

Результаты исследований приведены в табл. 4.1, и по этим данным построены графики рис. 4.3, 4.4.

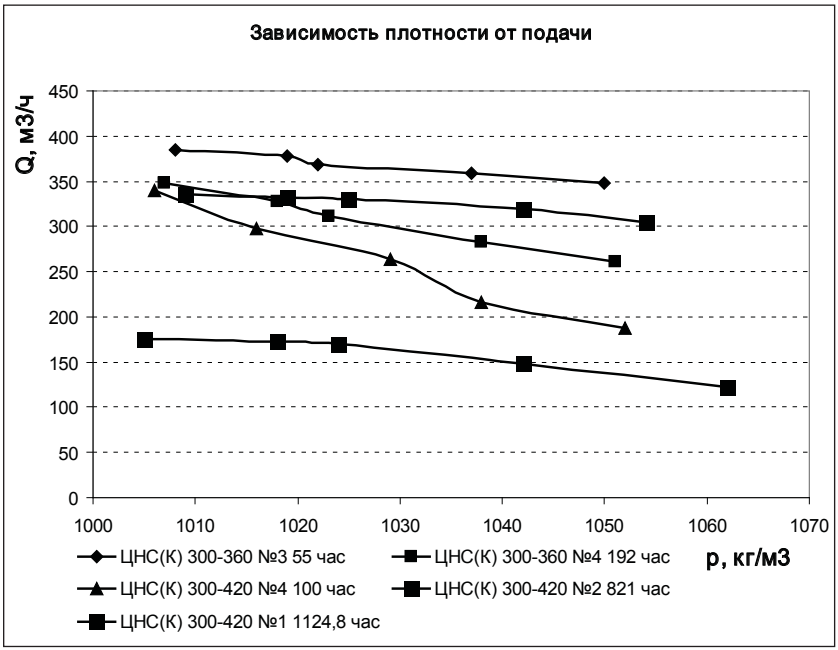


Рис. 4.3. Зависимость подачи насоса от плотности перекачиваемой воды

Расход электроэнергии замеряли при помощи самопищущего ваттметра (прибор «ФЛУК-192В») [40, 42, 49, 50].

При определении подачи насоса с учетом высокой степени загрязнения шахтных вод механическими примесями и их высокой абразивностью стандартные средства измерения расхода воды в трубопроводах оказались неприемлемыми. Поэтому при проведении экспериментов был принят ультразвуковой метод измерения подачи насосов.

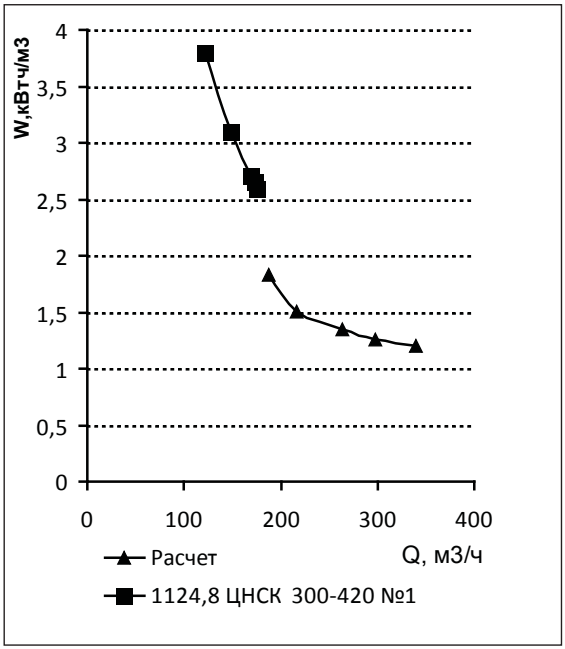


Рис. 4.4. Зависимости удельного расхода электроэнергии от подачи насоса

Особенностью этого метода является то, что измерения могут проводиться с неизменной точностью даже в сильно загрязненной среде. Манометрический напор, развиваемый насосом, определяли с помощью манометра типа ДМ 2005ф, классом точности 1,5. В момент проведения замеров напора при различной плотности шахтных вод входное отверстие манометра забивалось механическими примесями, поэтому для точности эксперимента при отключении насосной установки производилась его очистка от накопившегося шлама [36, 40, 50, 73].

Как видно из табл. 4.1 и рис. 4.3, с увеличением наработки насоса и плотности воды подача насоса уменьшается, потребляемая и удельная электроэнергия возрастают, а КПД насоса, трубопровода и насосной установки снижаются, т. е. энергетические показатели водоотливных установок ухудшаются. Полученные данные могут найти применение для определения энергетической эффективности при эксплуатации водоотливных установок медноколчеданных рудников.

Глава 5
АПРОБАЦИЯ ВЫСОКОНАПОРНЫХ ГИДРОЭЛЕВАТОРНЫХ УСТАНОВОК (НА ПРИМЕРЕ УЗПР ОАО «УГОК», УГМК)

5.1. Выбор типа и числа струйных насосов

Ориентировочный напор для подъема шламовых смесей по напорному ставу определяется геодезической высотой подачи воды, а также величиной потерь напора в напорном трубопроводе от гидроэлеватора до рабочих насосов и потерями напора при движении откачиваемой воды по нагнетательному ставу в стволе:

$$H^{/} = H_г + \Delta H_1 + \Delta H_2, \tag{5.1}$$

где $H_г$ =308 м, геодезическая высота подачи воды насосом главного водоотлива первой ступени, гор. 640 м УзПР ОАО «УГОК», м:

$$H_г = H_{вс} + H_{гор} + H_{сл}, \tag{5.2}$$

$$H_{г640} = 3 + 300 + 5 = 308 \text{ м},$$

$$H_{г340} = 3 + 400 + 5 = 408 \text{ м},$$

ΔH_1 – потери напора в нагнетательном трубопроводе от гидроэлеватора до напорного става рабочих главного водоотлива, м;

ΔH_2 – потери напора в нагнетательном трубопроводе от насосов главного водоотлива до зеркала воды на верхнем, конечном уровне, т. е. глубина водоотливного горизонта шахты плюс высота слива на поверхности, м;

$$H^{/}_{640} = 308 + 8 + 20{,}84 = 337 \text{ м};$$

$$H^{/}_{340} = 408 + 8 + 26{,}2 = 442{,}2 \text{ м}.$$

Напорность дополнительного насоса должна не менее чем в 3,5–4 раза превышать напорность рабочих насосов [23, 24, 31, 33, 34, 75, 81-84, 101, 112, 113, 132, 134, 142-144, 154].

$$Н_{д640} = (3{,}5 \ldots 4) \cdot 337 = 1108 \ldots 1348 \text{ м},$$

$$Н_{д340} = (3{,}5 \ldots 4) \cdot 442{,}2 = 1548 \ldots 1769 \text{ м}.$$

С помощью каталогов с характеристиками насосов [74] (полями их рабочих режимов) и ориентируясь на $Q_{мин}$ и $Н_д$, предварительно выбираем насосы для соответствующих горизонтов (ступеней водоотлива) УзПР: гор. 640 м, насос ЦНСК 180–1422; гор. 340 м, насос ЦНСК 180–1900.

Определим отношение напорности струйного насоса к высоте нагнетания шламовых смесей ($Н_{г640}$=308 м и $Н_{г340}$=408 м):

$$\frac{Н_{дн}}{Н_{г640}} = \frac{1180}{337} = 3{,}5; \ \frac{Н_{дн}}{Н_{г340}} = \frac{1548}{442{,}2} = 3{,}5,$$

что допустимо.

Технические характеристики насосов ЦНСК 180-1422 для гор. 640 м и ЦНСК 180-1900 для гор. 340 м представлены в табл. 5.1. и рис. 5.1.

Таблица 5.1

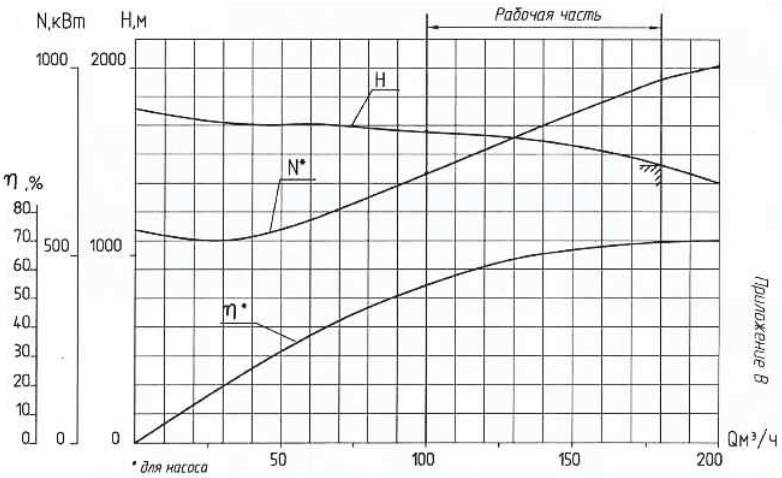
Техническая характеристика насосов ЦНСК 180-1422 и ЦНСК 180-1900

Параметр	гор. 640	гор. 340
Подача, м^3/час	180	180
Напор, м	1422	1900
Мощность, кВт	1280	1470
Допустимая высота всасывания, м	-7	-7
Масса, кг	4000	4860
Напор, создаваемый одним колесом при номинальной производительности, м	142,2	190
КПД,%	73	73

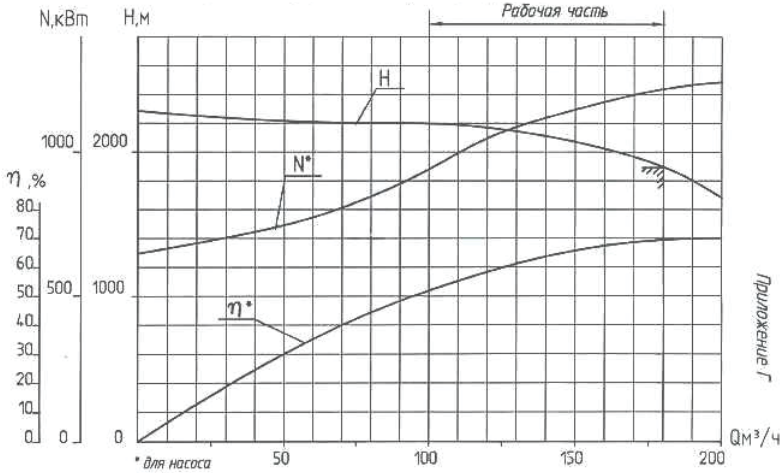
В связи с тем, что характеристика насоса приведена на одно колесо, требуется определить необходимое число колес:

$$Z_{640} = \frac{Н^{/}}{Н_к}, \qquad Z_{340} = \frac{Н^{/}}{Н_к}, \tag{5.3}$$

$$Z_{640} = \frac{1180}{142{,}2} = 8{,}3 \approx 9 \text{ колес}; \ Z_{340} = \frac{1548}{190} = 8{,}15 \approx 9 \text{ колес};$$



а



б

Рис. 5.1. Индивидуальные характеристики насосов:
а – ЦНСК 180-1422 при n = 3000 об/мин, ρ = 1000 кг/м^3;
б – ЦНСК 180-1900 при n = 3000 об/мин, ρ = 1000 кг/м^3

Выбранный насос проверяется на устойчивость работы:

$$H_{г640} \leq (0{,}9 \ldots 0{,}95) \cdot H_0 = 0{,}95 \cdot 1280 = 1216 \text{ м};$$

$$H_{г340} \leq (0{,}9 \ldots 0{,}95) \cdot H_0 = 0{,}95 \cdot 1710 = 1624{,}5 \text{ м},$$

где H_0 – напор выбранного насоса при нулевой подаче, м, для секционных насосов:

$$H_0 = H_{ко} \cdot Z, \tag{5.4}$$

где $H_{ко}$ – напор на одно колесо при нулевой подаче, м.

$$H_{0\,640} = 142{,}2 \cdot 9 = 1280 \text{ м}; \; H_{0\,340} = 190 \cdot 9 = 1710 \text{ м};$$

$$1180 \text{ м} < 1216 \text{ м}; \; 1548 \text{ м} < 1624{,}5 \text{ м}.$$

Условие выполняется.

Из водосборника до дополнительного насоса подает воду бустерная подпорная насосная установка 2*NM* 65/16*BE*, используемая для гор. 640 и 340 м.

Техническая характеристика 2*NM* 65/16*BE*

Подача, м³/ч	48–240
Напор, м	22–33,5
Мощность N, кВт	11
Напряжение U, В	380/660

5.2. Расчет параметров гидроэлеватора

Для взаимосвязи параметров гидроэлеваторной установки, подающей шламовые смеси через напорные трубопроводы рабочих насосов на дневную поверхность, необходимо прежде всего обоснование общей подачи гидроэлеватора, состоящей, как известно, из подачи насоса $Q_с$, создающего струю, поступающую в камеру смешения гидроэлеватора через сопло, и подачи шламовых смесей из отстойника водосборника Q.

Так как расчет оптимальных параметров напорных трубопроводов рабочих насосов насосных станций главных водоотливных установок ведется по номинальной подаче рабочих насосов $Q_н$, то очевидно, что и общая подача гидроэлеваторной установки должна быть соизмерима с этой величиной или равной ей. В условиях нашей задачи примем общую подачу гидроэлеватора:

$$Q_с + Q = Q_н, \tag{5.5}$$

где Q – подача, поступающая в приемную камеру гидроэлеватора из шламосборника (отстойника водосборника водоотливной установки), м³/с;

$$Q = Q_н - Q_с = 0{,}083 - 0{,}05 = 0{,}033 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Примем следующие допущения:

- плотность жидкости выходящей из гидроэлеватора и подаваемой дополнительным центробежным, секционным насосом, считаем одинаковой (расчет в первом приближении);
- камеру смешения принимаем цилиндрической формы;
- силы трения между жидкостью и стенками камеры не учитываются.

С учетом этих условий и допущений найдем соотношения, определяющие рациональные параметры гидроэлеваторной установки рудничной водоотливной станции. Рассмотрим параметры камеры смешения (площадь $f_{кс}$, длина $l_{кс}$). Так как именно в ней происходит преобразование энергии жидкости, то она является основным элементом гидроэлеваторной установки.

1. Расчет площади сечения сопла $f_с$:

$$Q_с = \varphi \cdot f_с \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot H_с}, \tag{5.6}$$

где φ – коэффициент расхода, φ = 0,95.

$Q_с$ и $H_с$ – подача и напор струйного насоса.

$$f_с = \frac{Q_с}{\varphi \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot H_с}}, \tag{5.7}$$

$$f_{с640} = \frac{0{,}05}{0{,}95 \cdot \sqrt{2 \cdot 9{,}81 \cdot 1216}} = 0{,}00034075 \text{ м}^2,$$

Принимаем $f_{с640} = 0{,}00034 \text{ м}^2$,

$$f_{с340} = \frac{0{,}05}{0{,}95 \cdot \sqrt{2 \cdot 9{,}81 \cdot 1624{,}5}} = 0{,}000295 = 0{,}0003 \text{ м}^2,$$

Так как $f_с = \frac{\pi \cdot d_с^2}{4}$ то

$$d_с = \sqrt{\frac{f_с \cdot 4}{\pi}} \tag{5.8}$$

$$d_{с640} = \sqrt{\frac{0{,}00034 \cdot 4}{3{,}14}} = 0{,}0208 \text{ м} = 20{,}8 \text{ мм};$$

Принимаем $d_{с640}$ = 22 мм.

$$d_{с340} = \sqrt{\frac{0{,}0003 \cdot 4}{3{,}14}} = 0{,}0196 \text{ м} = 19{,}6 \text{ мм};$$

Принимаем $d_{с340}$ = 20 мм.

5.2.1. Расчет параметров камеры смешения (в первом приближении)

С учетом принятой формы поперечного сечения камеры смешения её диаметр $d_{кс}$ выразится следующим образом:

$$d_{кс} = \sqrt{\frac{4}{\pi \cdot f_с \cdot g \cdot \Delta H_{кс}} \cdot \left[Q_с^2 + \frac{Q^2}{S-1} - \frac{Q_н^2}{S}\right]} \qquad (5.9)$$

где S – геометрический параметр гидроэлеватора;

S = 4 рациональное значение для наших условий;

$\Delta H_{кс}$ – перепад напора в камере смешения гидроэлеватора равен ориентировочному напору для подъема шламовых смесей по напорному ставу $H^{/}$, м;

$$\Delta H_{кс} = H^{/}, \qquad (5.10)$$

$$\Delta H_{кс640} = 337 \text{ м}; \ \Delta H_{кс340} = 442{,}2 \text{ м};$$

$$d_{кс640} = \sqrt{\frac{4}{3{,}14 \cdot 0{,}00034 \cdot 9{,}81 \cdot 337} \cdot \left[0{,}05^2 + \frac{0{,}033^2}{4-1} - \frac{0{,}083^2}{4}\right]} = 0{,}0359 \text{ м},$$

принимаем $d_{кс640}$ = 36 мм.

$$d_{кс340} = \sqrt{\frac{4}{3{,}14 \cdot 0{,}0003 \cdot 9{,}81 \cdot 442{,}2} \cdot \left[0{,}05^2 + \frac{0{,}033^2}{4-1} - \frac{0{,}083^2}{4}\right]} = 0{,}0334 \text{ м},$$

принимаем $d_{кс340}$ = 34 мм.

Площадь сечения камеры смешения:

$$f_{кс} = \frac{\pi \cdot d_{кс}^2}{4}, \tag{5.11}$$

$$f_{кс640} = \frac{3{,}14 \cdot 0{,}0359^2}{4} = 0{,}00101172 \text{ м}^2;$$

$$f_{кс340} = \frac{3{,}14 \cdot 0{,}0334^2}{4} = 0{,}000875 \text{ м}^2.$$

5.2.2. Расчет геометрических параметров гидроэлеватора

Определяем рациональное отношение сечений:

$$n_{640} = \frac{f_{кс640}}{f_{с640}} = \frac{0{,}00101172}{0{,}00034075} = 2{,}969;$$

$$n_{340} = \frac{f_{кс340}}{f_{с340}} = \frac{0{,}000875}{0{,}0003} = 2{,}917.$$

Исходя из этого подбираем значения коэффициента инжекции

$u =$ 3,17…3,2 [132].

Находим длину свободной струи:

$$l_{с1} = \frac{0{,}37 + u}{4{,}4 \cdot a} \cdot d_с,$$

$$l_{с1\ 640} = \frac{0{,}37+3{,}2}{4{,}4 \cdot 0{,}16} \cdot 20{,}8 = 105{,}5 \text{ мм}, \tag{5.12}$$

принимаем $l_{с1\ 640}$ = 110 мм;

$$l_{с1\ 340} = \frac{0{,}37 + 3{,}17}{4{,}4 \cdot 0{,}16} \cdot 19{,}6 = 98{,}6 \text{ мм};$$

принимаем $l_{с1\ 340}$ = 100 мм,
где a – значение опытной константы свободной струи для водоструйных насосов, по a = 0,16 [132].

Диаметр свободной струи на расстоянии 115 и 110 мм от выходного сечения рабочего сопла:

$$d_{\text{св.стр}} = 1{,}55 \cdot d_{\text{с}} \cdot (1 + u); \quad (5.13)$$

$$d_{\text{св.стр640}} = 1{,}55 \cdot 20{,}8 \cdot (1 + 3{,}2) = 135{,}4 \text{ мм};$$

$$d_{\text{св.стр340}} = 1{,}55 \cdot 19{,}6 \cdot (1 + 3{,}17) = 126{,}7 \text{ мм}.$$

Поскольку $d_{\text{кс}}$ смешения насоса гор. 640 м и 340 м $d_{\text{кс}} < d_{\text{св.стр}}$, то входной участок камер смешения должен быть выполнен в виде конического перехода от d = 135,4 до d = 35,9 мм, и от d = 126,7 до d = 33,4 мм (см. рис. 5.2).

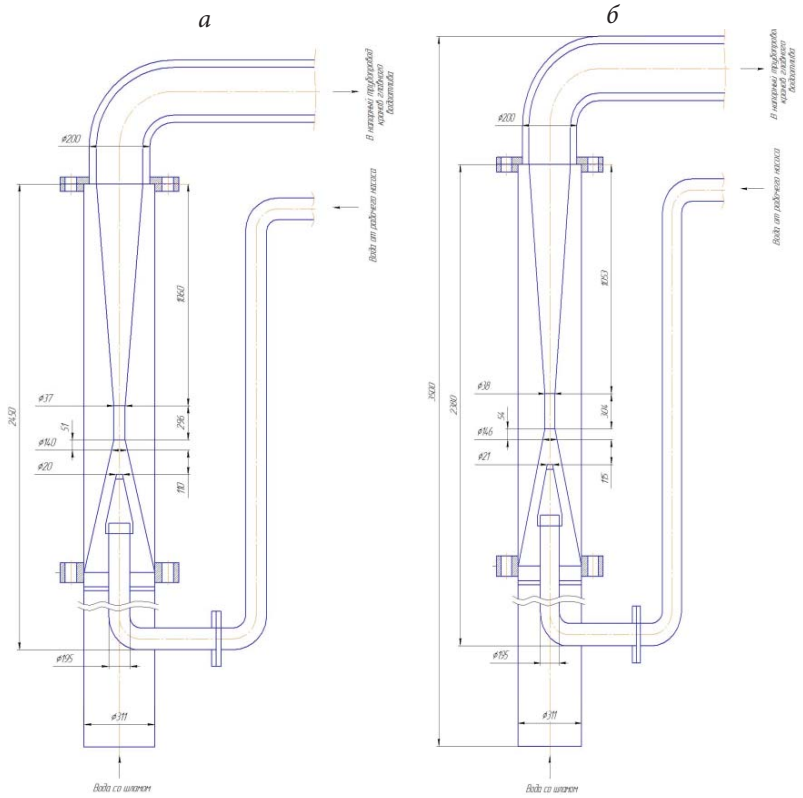


Рис. 5.2. Схемы гидроэлеваторов при подъеме шламов:
а – *H* = 340 м гор. 340 м; *б* – *H* = 300 м гор. 640 м

При угле разворота конуса 90° длина входного участка камеры смешения равна:

$$l_{c2} = \frac{d_{св\ ст} - d_{кс}}{2}; \tag{5.14}$$

$$l_{c2640} = \frac{135{,}4 - 36}{2} = 49{,}7 \text{ мм};$$

принимаем l_{c2640} = 50 мм;

$$l_{c2340} = \frac{126{,}7 - 34}{2} = 46{,}35 \text{ мм};$$

принимаем l_{c2340} = 46 мм.

Расстояние от входного сечения рабочего сопла до входного сечения цилиндрической камеры смешения

$$l_{c640} = l_{c1} + l_{c2} = 110 + 50 = 160 \text{ мм};$$

$$l_{c340} = l_{c1} + l_{c2} = 100 + 46 = 146 \text{ мм}.$$

Длина цилиндрической камеры смешения равна

$$l_{кс\ 640} = (6 \ldots 10) \cdot d_{кс}, \tag{5.15}$$

$$l_{кс\ 640} = 8 \cdot 36 = 288 \text{ мм},$$

$$l_{кс\ 340} = 8 \cdot 34 = 272 \text{ мм}.$$

Длина диффузора определяется исходя из угла разворота 8° по формуле

$$l_{диф\ 640} = \frac{d_д - d_{кс}}{2} / tg4^0 \tag{5.16}$$

$$l_{диф\ 640} = \frac{\frac{200 - 36}{2}}{0{,}08} = 1025 \text{ мм};$$

$$l_{диф\ 340} = \frac{\frac{200 - 34}{2}}{0{,}08} = 1037{,}5 \text{ мм};$$

где $d_д = d_{нап.тр.}$ – диаметры выходного сечения диффузора и нагнетательного трубопровода равны, мм.

5.2.3. Определение параметров трубопроводов

Нагнетательный трубопровод

Определим параметры трубопровода на участке от дополнительного насоса до гидроэлеватора по гор. 640 и 340 м УзПР.

Внутренний диаметр нагнетательного трубопровода $d_н$

$$d_{н.ст} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_н}{\pi \cdot v_н}}, \quad (5.17)$$

где $Q_н$ – номинальная подача насоса, м³/с;

$v_н$ = 1,5 – 2,5, скорость движения воды в нагнетательном ставе, м/с.

$$d_{н.ст} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0{,}05}{3{,}14 \cdot 2}} = 0{,}18 \text{ м.}$$

Принимаем предварительно стандартный трубопровод:

Параметр, мм	Гор. 640 м	Гор. 340 м
Внутренний диаметр	195	195
Наружный диаметр	219	219
Толщина стенки	12	12

Определяем фактическую скорость движения воды в ставе, м/с:

$$v_ф = \frac{4 \cdot Q_н}{\pi \cdot d^2_{н.ст}}, \quad (5.18)$$

$$v_ф = \frac{4 \cdot 0{,}05}{3{,}14 \cdot 0{,}195^2} = 1{,}68 \text{ м/с.}$$

Толщина стенки трубопровода определяется его прочностью и давлением воды в ставе и рассчитывается по формуле

$$\delta = \frac{P \cdot d_{н.ст}}{2 \cdot \sigma_{доп}} + a_1, \quad (5.19)$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа, определяется расчетным давлением при испытании трубопровода

$$P = P_{раб} \cdot 1{,}25 = \rho \cdot g \cdot H^{/} \cdot 1{,}25, \qquad (5.20)$$

где $P_{раб} = \rho \cdot g \cdot H^{/}$ – рабочее давление в трубопроводе, МПа;

ρ = 1030 кг/м^3 – плотность шахтной воды;

g = 9,81 м/с^2;

$\sigma_{доп}$ – допускаемое напряжение металла трубопровода, МПа,

$$\sigma_{доп} = 0{,}4 \cdot \sigma_{в}, \qquad (5.21)$$

где $\sigma_{в}$ – временное сопротивление разрыву материала, МПа.

Принимаем для трубопровода марку стали Ст 5сп, $\sigma_{в}$ =500 МПа,

$$\sigma_{доп} = 0{,}4 \cdot 500 = 200 \text{ МПа};$$

a_1 – поправка на коррозию (a_1 = 1 – 2 мм).

$$P_{раб\ 640} = 1030 \cdot 9{,}81 \cdot 1280 = 13 \text{ МПа};$$

$$P_{раб\ 340} = 1030 \cdot 9{,}81 \cdot 1710 = 17{,}3 \text{ МПа};$$

$$P_{640} = 13 \cdot 1{,}25 = 16{,}25 \text{ МПа};$$

$$P_{340} = 17{,}3 \cdot 1{,}25 = 21{,}63 \text{ МПа}.$$

$$\delta_{640} = \frac{16{,}25 \cdot 10^6 \cdot 195}{2 \cdot 200 \cdot 10^6} + 4 = 11{,}92 \text{ мм};$$

$$\delta_{340} = \frac{21{,}63 \cdot 10^6 \cdot 195}{2 \cdot 200 \cdot 10^6} + 4 = 14{,}54 \text{ мм};$$

Окончательно принимаем стандартный трубопровод:

Параметр, мм	Гор. 640 м	Гор. 340 м
Внутренний диаметр	195	215
Наружный диаметр	219	245
Толщина стенки	12	15

Всасывающий трубопровод

Внутренний диаметр всасывающего трубопровода $d_{вс.ст}$ определяется по формуле (5.17), где $v_{вс}$ – скорость движения воды во всасывающем ставе, $v_{вс}$ =1 – 1,5 м/с.

$$d_{вс.ст} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0{,}05}{3{,}14 \cdot 1{,}25}} = 0{,}23 \text{ м.}$$

Принимаем стандартный трубопровод:

Параметр, мм	Гор. 640 м	Гор. 340 м
Внутренний диаметр	249	249
Наружный диаметр	273	273
Толщина стенки	12	12

Определяется фактическая скорость движения воды в ставе

$$v_ф = \frac{4 \cdot 0{,}05}{3{,}14 \cdot 0{,}249^2} = 1{,}1 \text{ м/с.}$$

Нагнетательный трубопровод

Параметр, мм	Гор. 640 м
Внутренний диаметр	200
Наружный диаметр	219
Толщина стенки	9,5

Определяем фактическую скорость движения воды в ставе:

$$v_ф = \frac{4 \cdot 0{,}083}{3{,}14 \cdot 0{,}2^2} = 2{,}65 \text{ м/с.}$$

Толщина стенки трубопровода определяется его прочностью и давлением воды в ставе и рассчитывается по формуле

$$\delta = \frac{P \cdot d_{н.ст}}{2 \cdot \sigma_{доп}} + a_1, \qquad (5.22)$$

где P – расчетное давление в трубопроводе, МПа, определяется расчетным давлением при испытании трубопровода:

$$P = P_{раб} \cdot 1{,}25 = \rho \cdot g \cdot H^{/} \cdot 1{,}25,$$

где $P_{раб} = \rho \cdot g \cdot H^{/}$ – рабочее давление в трубопроводе, МПа;

ρ = 1050 кг/м^3 – плотность шахтной воды;

g = 9,81 м/с^2;

$\sigma_{доп}$ – допускаемое напряжение металла на растяжение трубопровода, МПа

$$\sigma_{доп} = 0{,}4 \cdot \sigma_в,$$

где $\sigma_в$ – временное сопротивление разрыву материала, МПа.

Принимаем для трубопровода марку стали Ст 5сп, у которой $\sigma_в$=500 МПа, получаем:

$$\sigma_{доп} = 0{,}4 \cdot 500 = 200 \text{ МПа},$$

a_1 – поправка на коррозию (a_1 = 1 – 2 мм).

$$P_{раб\ 640} = 1050 \cdot 9{,}81 \cdot 339 = 3{,}5 \text{ МПа};$$

$$P = 3{,}5 \cdot 1{,}25 = 4{,}4 \text{ МПа};$$

$$\delta = \frac{4{,}4 \cdot 10^6 \cdot 200}{2 \cdot 200 \cdot 10^6} + 4 = 6{,}2 \text{ мм};$$

Принимаем стандартный трубопровод для гор. 640 м:

Внутренний диаметр 200 мм;

Наружный диаметр 219 мм;

Толщина стенки 9,5 мм.

$$P_{раб\ 340} = 1050 \cdot 9{,}81 \cdot 439 = 4{,}5 \text{ МПа};$$

$$P = 4{,}5 \cdot 1{,}25 = 5{,}6 \text{ МПа};$$

$$\delta = \frac{5{,}6 \cdot 10^6 \cdot 200}{2 \cdot 200 \cdot 10^6} + 4 = 6{,}8 \text{ мм};$$

Принимаем стандартный трубопровод для гор. 340 м:

Внутренний диаметр 200 мм;

Наружный диаметр 219 мм;

Толщина стенки 9,5 мм.

Всасывающий трубопровод

Внутренний диаметр всасывающего трубопровода $d_{вс}$ определяется где $v_{вс}$ – скорость движения воды во всасывающем ставе 1 – 1,5 м/с.

$$d_{вс} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0{,}033}{3{,}14 \cdot 1{,}0}} = 0{,}205 \text{ м}.$$

Принимаем трубопровод:

Внутренний диаметр 205 мм;

Наружный диаметр 219 мм;

Толщина стенки 7 мм.

Определяется фактическая скорость движения воды в ставе

$$v_{\text{вс.ф}} = \frac{4 \cdot 0{,}033}{3{,}14 \cdot 0{,}205^2} = 1{,}0 \text{ м/с}.$$

На основании схемы разводки трубопровода и полученных значений диаметров и скоростей определяем потери напора соответственно для всасывающего $\Delta H_{\text{в}}$ и нагнетательного $\Delta H_{\text{н}}$ участков:

- приемная сетка и приемный клапан (1), ξ = 2,5;
- колено угловое 90° (3), ξ = 1,129;
- колено (закругленное r/d = 0,4) 90° (1), ξ = 0,14;
- колено 45° (2), ξ = 0,236;
- задвижка (2), ξ = 0,1;
- обратный клапан (2), ξ = 3,2;
- тройник с поворотом потока (1), ξ = 1,5;
- тройник без поворота потока (2), ξ = 1.

Потери в нагнетательном трубопроводе ΔH от гидроэлеватора до нагнетательного трубопровода рабочих насосов определяются по формуле

$$\Delta H = \left(\sum_{i=1}^{n} \xi + \lambda \cdot \frac{L}{d_{\text{ст}}} + 1\right) \cdot \frac{v_{\text{ф}}^2}{2 \cdot g}, \quad (5.23)$$

где n – количество однотипных фасонных частей трубопровода;

ξ – коэффициент сопротивления *i*-й фасонной части;

λ – коэффициент гидравлического трения, для условий в шахте 0,03;

L – фактическая длина нагнетательного трубопровода, L = 100 м;

$d_{\text{ст}}$ – внутренний диаметр нагнетательного трубопровода, м;

1 – при турбулентном режиме работы ГЭ;

$v_{\text{ф}}$ – скорость воды во всасывающем и нагнетательном трубопроводе, м/с.

$$\Delta H_{\text{вс}} = \left(\xi_{\text{пр.кл.с сеткой}} + \xi_{\text{колено}} + \lambda \cdot \frac{L}{d_{\text{ст}}}\right) \cdot \frac{v_{\text{ф}}^2}{2 \cdot g}, \quad (5.24)$$

$$\Delta H_{\text{вс}} = \left(2{,}5 + 0{,}14 + 0{,}03 \cdot \frac{3}{0{,}291}\right) \cdot \frac{1^2}{2 \cdot 9{,}81} = 0{,}05 \text{ м};$$

$$\Delta H_{\text{н}} = \left[\left(\xi_{\text{колено}} \cdot 2\right) + \left(\xi_{\text{тройник}} \cdot 2\right) + \xi_{\text{задвижка}} + \xi_{\text{тройник}} + \lambda \cdot \frac{L}{d_{\text{ст}}}\right] \cdot \frac{v_{\text{ф}}^2}{2 \cdot g}; \quad (5.25)$$

$$\Delta H_{\text{н}} = \left[(1{,}129 \cdot 2) + (1{,}5 \cdot 2) + 0{,}1 + 1 + 0{,}03 \cdot \frac{100}{0{,}2}\right] \cdot \frac{2{,}65^2}{2 \cdot 9{,}81} = 8 \text{ м}.$$

Потери в нагнетательном и всасывающем трубопроводах от дополнительного насоса до гидроэлеватора ΔH.

$$\Delta H_{вс} = \left(2{,}5 + 0{,}14 + 0{,}03 \cdot \frac{90}{0{,}2}\right) \cdot \frac{1{,}1^2}{2 \cdot 9{,}81} = 1{,}06 \text{ м};$$

$$\Delta H_{н} = \left[(0{,}14 \cdot 3) + 0{,}03 \cdot \frac{90}{0{,}195}\right] \cdot \frac{1{,}68^2}{2 \cdot 9{,}81} = 2{,}2 \text{ м}.$$

Потери в нагнетательном трубопроводе рабочих насосов:

$$\Delta H_{н640(р.н.)} = \left[11{,}03 + 0{,}03 \cdot \frac{308}{0{,}2}\right] \cdot \frac{2{,}65^2}{2 \cdot 9{,}81} = 20{,}84 \text{ м}.$$

$$\Delta H_{н340(р.н.)} = \left[11{,}03 + 0{,}03 \cdot \frac{408}{0{,}2}\right] \cdot \frac{2{,}65^2}{2 \cdot 9{,}81} = 26{,}2 \text{ м}.$$

Минимально необходимый действительный напор насоса $H_м$:

$$H_{м640} = H_г + \Delta H_{в(г)} + \Delta H_{н(г)} + \Delta H_{в(д.н.)} + \Delta H_{н(д.н.)} + \Delta H_{(р.н.)}; \quad (5.26)$$

$$H_{м640} = 1287{,}44 + 0{,}05 + 8 + 1{,}06 + 2{,}2 + 20{,}84 = 1319{,}59 \text{ м};$$

$$H_{м340} = 1570{,}8 + 0{,}05 + 8 + 1{,}06 + 2{,}2 + 26{,}2 = 1608{,}31 \text{ м};$$

5.2.4. Расчет характеристики сети и определение фактического режима работы насосной установки

Уравнение характеристики сети трубопровода насоса

$$H_м = H_г + R_{тр} \cdot Q_н^2, \quad (5.27)$$

где $R_{тр}$ – суммарный коэффициент сопротивления сети трубопровода.

Суммарный коэффициент сопротивления сети трубопровода:

$$R_{тр640} = \frac{H_м - H_г}{Q_н^2}; \quad (5.28)$$

$$R_{тр640} = \frac{1315{,}9 - 1287{,}44}{180^2} = 0{,}00088;$$

$$R_{тр640} = \frac{1604{,}6 - 1570{,}8}{180^2} = 0{,}001.$$

Определив $R_{тр}$ и задаваясь различными значениями подачи насоса $Q_н$ от 0 до 1,25 $Q_н$ с интервалом (0,1…0,2) $Q_н$, заполним табл. 5.2., 5.3.

Таблица 5.2

Данные для построения характеристик трубопроводов гор. 640 м

Q	0,1Q	0,2Q	0,3Q	0,4Q	0,5Q	0,8Q	0,9Q	Q	1,1Q	1,2Q	1,25Q
	18	36	54	72	90	144	162	180	198	216	225
H	1287,7	1288,6	1290	1292	1294,6	1305,7	1310,5	1316	1321,9	1328,5	1332

Таблица 5.3

Данные для построения характеристик трубопроводов гор. 340 м

Q	0,1Q	0,2Q	0,3Q	0,4Q	0,5Q	0,8Q	0,9Q	Q	1,1Q	1,2Q	1,25 Q
	18	36	54	72	90	144	162	180	198	216	225
H	1570,8	1288,6	1290	1292	1294,6	1305,7	1310,5	1316	1321,9	1328,5	1332

Строим характеристику сети на характеристике насоса. Точка пересечения характеристики насоса с характеристикой внешней сети определяет фактический режим работы насоса.

Наложив характеристику сети (рис. 5.3) трубопроводов на характеристику насоса, определяем фактический режим работы насоса при нормальном притоке с параметрами $Q_ф$ = 175 м³/ч, $H_ф$ = 1300 м, η=70 %.

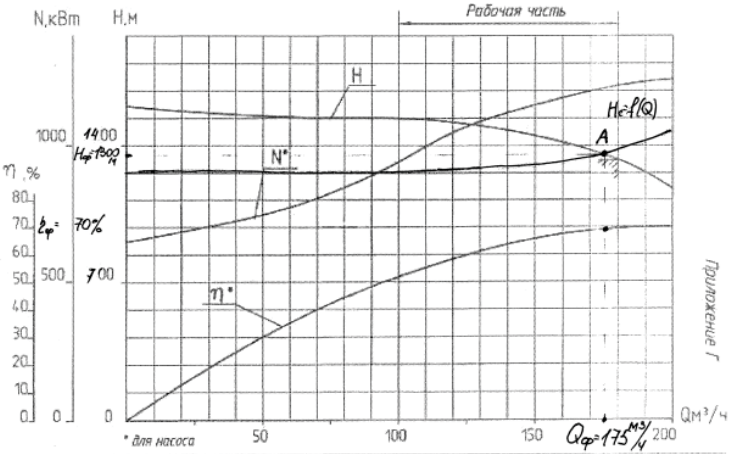


Рис. 5.3. Построение рабочей точки насоса

5.2.5. Фактический кавитационный запас системы

С целью обеспечения бескавитационной работы допускаемый кавитационный запас насоса $\Delta h_{доп}$ должен быть меньше или равен кавитационному запасу системы $\Delta h_{сист}$, в которую он устанавливается:

$$\Delta h_{доп} < \Delta h_{сист}, \tag{5.29}$$

Кавитационный запас системы $\Delta h_{сист}$ определяется по формуле

$$\Delta h_{сист} = \frac{P_1 - P_{н.п.}}{\rho \cdot g} - [\pm z_1] - \Delta H_в - \Delta h_{вх} \tag{5.30}$$

где P_1 – абсолютное давление на свободную поверхность жидкости в емкости, из которой ведется откачивание, Па, $P_1 = P_а$ = 101 кПа;

$P_{н.п.}$ – давление насыщенного пара перекачиваемой жидкости при рабочей температуре, Па, по таблице при температуре 10 ^{0}С давление насыщенного пара $P_{н.п.}$ = 880 Па;

z_1 – расстояние по вертикали от оси вала до уровня жидкости в исходной емкости, м (знак «+» – при емкости ниже оси вала насоса и «-» – выше оси), оно равно высоте всасывания $h_{вс}$ = 1,5 м;

$h_{вх}$ – потери напора при входе в насос в режиме его номинальной подачи, м;

$$\Delta h_{вх} = 10 \cdot \left(\frac{n_н \cdot Q_н^{\frac{1}{2}}}{C} \right)^{\frac{4}{3}}, \tag{5.31}$$

где C – критерий кавитационного подобия насоса, характеризующий стойкость к кавитационным явлениям; C = 800 – 1000.

$$\Delta h_{вх} = 10 \cdot \left(\frac{3000 \cdot \sqrt{0{,}05}}{1000} \right)^{\frac{4}{3}} = 7{,}41 \text{ м.}$$

$$\Delta h_{сист} = \frac{101352 - 880}{1030 \cdot 9{,}81} + 1{,}5 - 0{,}26 - 7{,}41 = 3{,}86 \text{ м}$$

5.2.6. Расчет мощности и выбор электродвигателя

Определим мощность двигателя, Вт:

$$N = k \cdot \frac{\rho \cdot Q_{\text{ф}} \cdot H_{\text{ф}} \cdot g}{\eta_{\text{ф}}}, \qquad (5.32)$$

где k = 1,1 – коэффициент запаса мощности для высоковольтных электродвигателей.

$$N = 1{,}1 \cdot \frac{1030 \cdot 0{,}04861 \cdot 1300 \cdot 9{,}81}{1000 \cdot 0{,}70} = 1003{,}4 \text{ кВт}.$$

С учетом требуемой мощности N =1003,4 кВт и паспортной частоты вращения вала насоса n = 3000 мин$^{-1}$ выбираем асинхронный электродвигатель типа АЗМ-l25О/6-2УХЛ4 со следующими техническими характеристиками:

Мощность, кВт	1250
Напряжение, В	6000
Частота вращения, мин-1	3000
КПД, %	96,5
Масса, кг	4595

Общий вид принятого электродвигателя представлен на рис. 5.4.

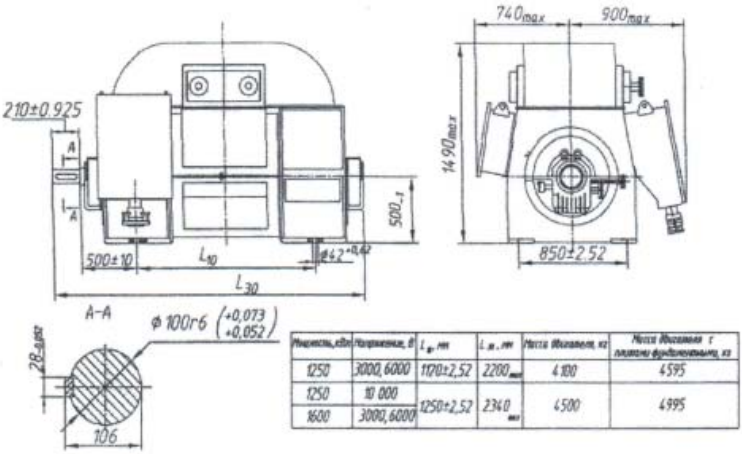


Рис. 5.4. Общий вид электродвигателя АЗМ-1250/6-2УХЛ4

5.3. Расчет затрат на очистку водосборников существующим способом на примере УзПР

5.3.1. Определение количества шламов оседающих в водосборниках и шламоотстойнике УзПР

Определение среднегодового количества шламов (твердого, пульпы), оседающих в водосборниках, шламоотстойниках, песколовках, и водоотливных канавках гор. 640 м и гор. 340 м УзПР ОАО УГОК УГМК.

На этих горизонтах находится по 2 водосборника главного водоотлива, их параметры приведены в табл. 5.4.

Таблица 5.4

Параметры водосборников УзПР

Параметр	№1 гор. 640 м	№2 гор. 640 м	№1 гор. 340 м	№2 гор. 340 м.
Длина, м	120	140	120	140
Объем, м^3	1785	2082	1785	2082
Объем шлама, м^3	1260	1410	1260	1410

Общее количество вагонов типа ВГ-4, необходимое для чистки водосборников гор. 640 №1 – 420 ед., №2 – 470 ед., а водосборников гор. 340 №1 – 420 ед., №2 – 470 ед. Ввиду жидкой консистенции шламов, фактическая загрузка вагона составляет 2,8 – 3 м^3, продолжительность чистки водосборников гор. 640 м и 340 м №1 составляет 17 сут, гор. 640 м и 340 м №2 – 28 сут. Отгрузка производится погрузочно-доставочными машинами (ПДМ) типа LK – 1 с емкостью ковша 4 м^3. Так как в момент забора шлама ковшом из водосборника ковш полный и шламы жидкие, при перемещении машины из водосборника до транспортной выработки по неровной почве часть шлама выплескивается из ковша и в результате в вагон загружается остаток, составляющий 1 м^3. То есть процесс погрузки выстраивается следующим образом: 3 ковша – 1 вагон, количество вагонов в составе составляет 12 единиц, электровоз типа К-14 транспортирует его к клетевому стволу. Данный процесс выполняется во 2 -ю смену, а выдача на поверхность происходит в клети в 3 -ю смену, из клети в БелАЗ-540 производится разгрузка 3 вагонеток ВГ-4, водосборников гор. 640 и 340 м №1 – 140 рейсов, №2 – 157 рейсов, а водосборников гор 340 м №1 – 140 рейсов, гор. 640 м и 340 м №2 – 157 рейсов.

Процесс чистки водосборников №1 и №2 гор. 640 и 340 м выполняется в соответствии с требованиями [70, 71, 125, 126, 140], при этом задействован следующий персонал:

- машинист насосной установки либо электрослесарь участка ПУЭСиВ, выполняющий функции регулировщика при проведении маневровых операций машинистами ПДМ и электровоза;
- машинист ПДМ;
- машинист электровоза;
- стволовой, выполняющий поставку вагона в клеть, а также сцепку и расцепку вагонов и подающий сигналы машинисту подъемной установки;
- машинист подъемной установки, выполняющий подъемные операции;
- водитель БелАЗ-540, специально оборудованного нарощенными бортами для увеличения производительности откатки шламов в отвал.

Процесс чистки водосборников №1 и №2 гор. 340 и 640 м аналогичен.

Определение объема шламов в шламоотстойнике

На гор. 640 м пройден горизонтальный шламоотстойник с параметрами, представленными ниже:

Длина, м	45
Объем, м^3	185
Объем шлама м^3	150

За 30 суток данный шламоотстойник подвергается очистке от шлама 2 раза, т. е. в месяц объем осевшего в нем шлама составляет 300 м^3. Очистка шламоотстойника осуществляется аналогично, продолжительность 2 суток.

Определим общее количество шламов, оседающих в водосборниках №1 и №2 главного водоотлива гор. 640 м и в шламоотстойнике:

$$Q_{ш640} = Q_{ш1} + Q_{ш2} + Q_{ш.ш}, \quad (5.33)$$

где $Q_{ш1}$ – объем шламов, оседающий в год в водосборнике №1 гор. 640 м, по данным УзПР, составляет 1260 м^3;

$Q_{ш2}$ – объем шламов, оседающий в год в водосборнике №2 гор. 640 м, по данным УзПР, составляет 1410 м^3;

$Q_{ш.ш}$ – объем шламов в шламоотстойнике гор. 640 м в год;

$$Q_{ш.ш} = Q_ш \cdot n \cdot n_м, \quad (5.34)$$

где $Q_{ш.ш}$ – объем шламов, оседающих в шламоотстойнике гор. 640 м в течение двух недель, по данным УзПР, составляет 150 м^3;

n – 2 раза проводится очистка шламоотстойника в месяц;

$n_м$ – 12 – количество месяцев в год.

Результаты расчетов сведем в табл. 5.5.

Таблица 5.5

Количество шламов по гор. 640 и 340 м УзПР

Горизонты	Водосборник №1	Водосборник №2	Шламоотстойник
640	1260	1410	3600
340	1260	1410	-
640+340	2520	2820	8940

В соответствии с данными УзПР, плотность шламов, находящихся в водосборниках, в момент их очистки: $\rho_ш$ = 2,5 – 2,6 т/м^3, т. е. масса шламов

$$М_{ш.пр} = Q_{ш.пр} \cdot \rho_ш, \quad (5.35)$$

$$М_{ш.пр} = 8940 \cdot (2{,}5 \ldots 2{,}6) = 22350 \ldots 23244 \text{ т.}$$

Полученные объемы и массу шламов будем использовать в дальнейших расчетах.

5.3.2. Расчет затрат на очистку водосборников УзПР существующим способом

5.3.3. Определение затрат на работу ПДМ

Определим затраты, тыс. руб., на работу ПДМ типа LK-1 по очистке водосборников гор. 640 и 340 м и шламоотстойника УзПР:

$$З_{1пдм640} = n_{пдм\ 1} \cdot С_{пдм}, \quad (5.36)$$

где $n_{пдм\ 1}$ – число часов работы ПДМ LK-1 на очистке водосборников и шламоотстойника, ч;

$С_{пдм}$ – плановая калькуляция себестоимости 1 часа работы на линии ПДМ типа LK-1, по данным УзПР, составляет 817,15 руб.

Определим количество часов работы ПДМ LK-1 на очистке водосборников и шламоотстойника по выражению

$$n_{пдм} = n_{см} \cdot t_{см}, \quad (5.37)$$

где $n_{см}$ – число смен работы ПДМ LK-1 на очистке водосборников и шламоотстойника;

$t_{см}$ – фактическая продолжительность чистки водосборников и шламоотстойника за смену, 6 ч.

Суммарные затраты на очистку водосборников 1, 2 и шламоотстойника ПДМ

$$З_{пдм640} = З_{1пдм640} + З_{2пдм640}, \quad (5.38)$$

В связи с тем, что количество и геометрические размеры водосборников гор. 340 м идентичны водосборникам гор. 640 м, а количество шламов по данным УзПР, оседающих в водосборниках гор. 340 м равно количеству шламов, оседающих в водосборниках гор. 640 м, следовательно, затраты на очистку водосборников равны.

Определим суммарные затраты на использование ПДМ LK – 1 по очистке водосборников и шламоотстойника от шламов за 1 год.

$$З_{пдм\ пр} = З_{пдм340} + З_{пдм640} + З_{пдмш}, \quad (5.39)$$

Расчет затрат по использованию ПДМ сведем в табл. 5.6.

Таблица 5.6

Расчет затрат по использованию ПДМ

Параметр водосборника	гор. 640 м		Шламо-отстойник	гор. 340 м		Итого
	№1	№2		№1	№2	
Время очистки, ч	102	168	288	102	168	828
Затраты, тыс. руб	83,35	137,3	235,34	83,35	137,3	676,64

5.3.4. Расчет затрат на откатку шламов шахтными вагонетками

Определим затраты, тыс. руб, на работу электровоза К-14 с вагонетками ВГ-4 по откатке шламов при очистке водосборников гор. 640 и 340 м УзПР:

$$З_{вг} = V_{ш} \cdot С_{вг}, \quad (5.40)$$

где $V_{ш}$ – объем шлама, транспортируемый вагонетками ВГ-4 по гор. УзПР при очистке водосборников и шламоотстойника за год, м^3;

$С_{вг}$ – плановая калькуляция себестоимости электровозной откатки 1 м^3 шламов, по данным УзПР, составляет 64,89 руб.

Определим объем шлама, транспортируемого вагонетками ВГ-4 по гор. 640 м, при очистке водосборников и шламоотстойника за год, м^3

$$V_{ш} = n_{вг} \cdot V_{вг}, \quad (5.41)$$

где $n_{вг}$ – количество вагонеток, требуемых для очистки водосборников и шламоотстойника, ед.;

$V_{вг}$ – фактический объем заполнения вагонетки шламом, по данным УзПР, составляет 2,8 – 3 м^3.

Определим количество вагонеток, требуемых для очистки водосборников и шламоотстойника:

$$n_{вг} = n_{вг640} + n_{вг340} + n_{ш640}, \quad (5.42)$$

В соответствии с технологией очистки водосборника требуемое число вагонеток составляет:

гор. 640 м, 1-й водосборник – 420 ед., 2-ой водосборник – 470 ед.;

гор. 340 м, 1-й водосборник – 420 ед., 2-ой водосборник – 470 ед;

шламоотстойник гор. 640 м – 50 ед. за одну очистку, за год он подвергается очистке 24 раза, т. е. 1200 ед./год.

Расчет затрат по использованию шахтных вагонеток сведем в табл. 5.7.

Таблица 5.7

Расчет затрат по использованию шахтных вагонеток

Параметр водосборника	Гор. 640 м		Шламо-отстойник	Гор. 340 м		Итого
	№1	№2		№1	№2	
Количество вагонеток, ед.	420	470	1200	420	470	2980
Затраты, тыс. руб.	81,76	91,5	233,6	81,76	91,5	580,12

5.3.5. Определение затрат на подъем шламов клетьевой подъемной установкой

Определим затраты, тыс. руб, на работу клетевой подъемной установки по выдаче шламов на поверхность рудника:

$$З_{пу} = М_{ш} \cdot С_{пу}, \quad (5.43)$$

где $С_{пу}$ – плановая калькуляция себестоимости подъема 1 т руды по ЦВС рудника, по данным УзПР, составляет 200,85 руб.

Расчет затрат по использованию подъемной установки сведем в табл. 5.8.

Таблица 5.8.

Расчет затрат по использованию клетьевой подъемной установки

Параметр водосборника	Гор. 640 м		Шламо-отстойник	Гор. 340 м		Итого
	№1	№2		№1	№2	
Масса шлама, т	3276	3666	9360	3276	3666	23244
Затраты, тыс. руб	658	736,32	1879,96	658	736,32	4668,56

5.3.6. Определение затрат на транспорт шламов автосамосвалом

Определим затраты, тыс. руб, на работу автосамосвала БелАЗ-540 по транспорту шламов в отвал. В соответствии с существующим способом очистки, в БелАЗ-540 с нарощенными бортами из бункера рудничной, клетевой, подъемной установки выгружается 3 вагонетки ВГ-4:

$$З_{БелАЗ} = n_р \cdot m_ш \cdot С_{БелАЗ}, \quad (5.44)$$

где $n_р$ = 993,3 – число рейсов БелАЗ – 540 в год, $n_{р640}$ = 697 число рейсов БелАЗ – 540 в год, $n_{р340}$ = 290 число рейсов БелАЗ – 540 в год;

$m_ш$ – масса шлама, перевозимого автосамосвалом за один рейс, т;

$С_{БелАЗ}$ – калькуляция на грузоперевозки технологическим транспортом ОАО «УГОК», составляет 5,12 руб./т·км.

Определим массу шлама перевозимого автосамосвалом за один рейс, т;

$$m_ш = n_{вг} \cdot V_в \cdot \rho_ш, т. \quad (5.45)$$

где $n_{вг}$ = 3, число вагонов ВГ-4, загружаемых в БелАЗ-540 за один рейс;

$V_в$ – объем шлама, транспортируемого в вагонетке ВГ-4, составляет 3 м^3.

$$m_ш = 3 \cdot 3 \cdot 2{,}6 = 23{,}4\ т.$$

Расчет затрат на транспорт шламов БелАЗ-540, тыс. руб приведен ниже:

Гор. 640 м – 34,74

Шламоотстойник – 48,77

Гор. 340 м – 34,74

Итого – 118,25

5.3.7. Определение затрат на зарплату регулировщика

Определим затраты на зарплату (тыс. руб.) регулировщика работы машиниста ПДМ и машиниста электровоза К – 14 в соответствии с существующим способом очистки водосборников и шламоотстойника на УзПР:

$$З_{рег} = n_{см} \cdot С_{см}. \quad (5.46)$$

Определим продолжительность чистки (смен) водосборников и шламоотстойника УзПР за год.

Число смен работы машиниста насосной установки в год в качестве регулировщика составляет 138 смен.

По данным УзПР, зарплата машиниста насосной установки в смену составляет 897,89 руб.:

$$З_{рег} = 138 \cdot 897{,}89 = 123{,}909 \text{ тыс. руб.}$$

Определим общие затраты на очистку водосборников и шламоотстойника от шлама в течение года.

$$З_{640} = З_{пдм640} + З_{пдм640ш} + З_{вг640} + З_{пу640} + З_{БелАЗ640} + З_{рег640};$$

$$З_{340} = З_{пдм340} + З_{вг340} + З_{пу340} + З_{БелАЗ340} + З_{рег340}; \quad (5.47)$$

$$З_{общ.сущ.} = З_{640} + З_{340}; \quad (5.48)$$

$$З_{640} = 220{,}65 + 235{,}34 + 406{,}86 + 3274{,}26 + 83{,}506 + 61{,}96 = \\ = 4367{,}72 \text{ тыс. руб};$$

$$З_{340} = 220{,}65 + 173{,}26 + 1394{,}3 + 34{,}744 + 61{,}96 = \\ = 1884{,}92 \text{ тыс. руб};$$

$$З_{общ.сущ.} = 4367{,}72 + 1884{,}92 = 6252{,}64 \text{ тыс. руб.}$$

5.4. Особенности водосборников главного водоотлива

Воды подземных рудников непрерывно транспортируют во взвешенном состоянии в водосборник главного водоотлива различное количество шлама (нерастворимых механических примесей минерального и органического происхождения).

Количество шлама, транспортируемого водами некоторых подземных рудников медноколчеданных месторождений Южного Урала, приведено в главе 1.

Относительная мутность шахтной воды колеблется в довольно значительных пределах в зависимости от типа добываемого полезного ископаемого, глубины разработки, систем разработки месторождения с обрушением или закладкой выработанного пространства, а на медных рудниках еще и от наличия заиливания пожарных участков и т. п. факторов [12, 116, 117].

В среднем количество шлама в водах подземных рудников медноколчеданных месторождений достигает 6–32 г/л, при этом большие значения присущи подземным рудникам с системой разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства. Примерно 70–80 % шламов состоят из осадков минерального происхождения. Содержание взвешенных минеральных примесей фракции 0,1–0,2 мм, например, на УзПР ОАО «УГОК УГМК» на гор. 640 м составило 42 % от всего количества шлама, а на гор. 340 м – 37 %. На УПР ОАО «УГОК» на гор. 190 м содержание примесей фракции 0,2–3,1 мм достигало 44 % всего количества осадков, а на горизонте 250 м – 82,2 %.

Таким образом, каждый кубический метр воды подземных рудников доставляет в среднем от 2,1 до 39 кг примесей, из которых около 70–80 % минерального происхождения.

Минеральные примеси обладают абразивными свойствами и, попадая в насосы, вызывают разрушение рабочих колес, направляющих аппаратов, изнашивают уплотнения. При откачке неосветленных вод одновременно с разрушением деталей происходит снижение производительности и КПД насоса, а следовательно, и перерасход электроэнергии.

На большинстве горных предприятий снижение механического износа насосов и водоотливного оборудования предусматривается путем осветления воды при непрерывном отстаивании в водосборниках, в которых вода протекает со скоростью от 5 до 7 мм/с [12, 32, 104, 116, 117, 124, 133]. Однако, как показала многолетняя практика работы горных предприятий, водосборники по истечении 1–2 месяца полностью заиливаются, и с этого момента осветление воды прекращается, а абразивные частицы вместе с водой непосредственно поступают в насос и ставы со всеми вытекающими из этого последствиями.

Даже при незаиленных водосборниках их осветляющий эффект не превышает 31% [124]. При этом абразивные примеси не задерживаются

в водосборниках и поступают в водозаборные колодцы, в которых обнаруживается до 85 % шлама [12, 32, 104, 117, 124, 133], который поступает непосредственно с водой в насосы, вызывая их быстрое изнашивание.

На подземных рудниках с притоком 350 м^3/ч по правилам безопасности необходимо иметь водосборник общей емкостью 1200 м^3. В этом случае при осаждении только абразивных примесей из воды, несущей в среднем 6 г/л шлама (взвешенных частиц), полное заиливание водосборника наступит через 150–180 суток. Следовательно, ежегодно потребуется два-три раза производить удаление шлама с помощью ПДМ, шахтных вагонеток, клетевой подъемной установки, автосамосвала БелАЗ-540 и т. д. из водосборника, на что в среднем затрачивается до 90 смен, а годовая стоимость очистки превышает 4,5 млн. рублей [110–112]. При больших притоках положение еще более осложняется. Своевременная и быстрая очистка водосборников на подземных рудниках не производится вследствие несовершенной конструкции водосборников, необходимости частой их очистки, сложности и трудоемкости процесса удаления шлама.

Применение данного способа очистки водосборников (ПДМ и т. д.) от шлама неэффективно, так как является одним из самых трудоемких процессов, который до сих пор слабо механизирован [47, 52, 53, 61, 67, 112, 117, 124]. Но самое главное, после очистки водосборника данным способом уже через незначительный промежуток времени он снова зашламляется и вода не осветляется, что вызывает гидроабразивный износ насосов. Эксплуатация насосов в данном режиме приводит к существенному снижению наработки до капитального ремонта. По данным ОАО «УГОК», на УзПР средняя наработка насосов главного водоотлива на капитальный ремонт составляет 550 ч, а в условиях УПР – 248 ч.

5.5. Расчет затрат на очистку водосборников УзПР предлагаемым способом

С целью ликвидации недостатков, присущих существующему способу очистки от шламов водосборников главного водоотлива УзПР (периодичность очистки, существенные эксплуатационные затраты, малая наработка насосов ЦНСК 300-360-420 до капремонта и т. д.) и обеспечения эффективной эксплуатации водоотливных установок медно-колчеданных рудников произведем расчет по проектируемому варианту.

Постоянное осветление шахтных вод непрерывно поступающих в водосборники подземных рудников и ежесуточное удаление осевшего

шлама (твердого) из отстойников – актуальная задача, так как рациональным способом повышения эффективности эксплуатации водоотливных установок медноколчеданных рудников является применение в технологических схемах главного водоотлива подземных рудников высоконапорных гидроэлеваторных установок, периодически откачивающих шламовые смеси из отстойников водосборников на дневную поверхность (или на промежуточные горизонты при многоступенчатом водоотливе).

При данном способе проектируем очистку водосборников выполнять 1 раз в сутки с целью минимальной слеживаемости шламов. Так как на УзПР принята двухступенчатая схема водоотлива, применим ее в нашем случае. Примем для расчета количество шламов, выпадающих в водосборники рудника в течение года, соответствующим существующему способу: гор. 640 м – 6270 м^3, гор. 340 м – 2670 м^3. Определим количество шлама, выпадающего в водосборники за сутки:

гор. 640 м – 6270/365=17,2 м^3; гор. 340 м – 2670/365=7,32 м^3.

Плотность шламов, выпадающих в горизонтальный отстойник в течение суток, значительно меньше плотности шламов при очистке существующим способом. В расчете примем плотность шламов 1,1–1,3 т/м^3, следовательно, суточный объем шлама, разжиженного водой, составит: гор. 640 м – 34–38 м^3; гор. 340 м – 15–18 м^3. С учетом запаса в расчет возьмем следующие объемы шлама: гор. 640 м – 40–45 м^3; гор. 340 м – 20–25 м^3. Исходя из принципа работы струйного насоса (гидроэлеватора), с учетом данных условий, количество всасываемого разжиженного шлама из отстойника гидроэлеватором составит 120 м^3/ч. Так как на подземном руднике принята ступенчатая схема водоотлива, то процесс очистки шламовых смесей из отстойников будет следующим. Высоконапорный гидроэлеватор гор. 640 м из отстойника всасывает 45 м^3 разжиженного шлама, который в течение 22,5 мин подается по напорному трубопроводу, минуя насосы главного водоотлива, в отстойник гор. 340 м (в нем объем шлама возрастает – (45+25)=70 м^3), и высоконапорным гидроэлеватором гор. 340 м в течение 35 минут транспортируется по напорному трубопроводу, минуя насосы главного водоотлива, в поверхностный отстойник подземного рудника.

В соответствии с вышеуказанным способом очистки отстойников требуется следующее оборудование:

1) гидроэлеватор высоконапорный – 2 ед.;

2) напорный трубопровод из легированной стали Д =125 мм;

3) высоконапорный центробежный насос ЦНСс 180–1422 –2 ед.;

4) электродвигатель синхронный СТД 1250-23У4;

5) задвижка с электроприводом $Д_у$ -125 – 4 ед.

Монтаж данного комплекса оборудования для очистки водосборников по предлагаемому варианту выполняется в соответствии с требованиями [70, 71, 125, 126, 140].

Определим фактическое время (ч), необходимое для очистки отстойников:

$$Т_{640} = t_{640} \cdot 365; \quad (5.49)$$

$$Т_{340} = (t_{640} + t_{340}) \cdot 365, \quad (5.50)$$

где t_{640} – продолжительность одной чистки отстойника гор. 640 м, мин;

t_{340} – продолжительность одной чистки отстойника гор. 340 м, мин;

365 – количество чисток отстойника в год.

$$Т_{640} = 22{,}5 \cdot 365 = 8212{,}5 \text{ мин}.$$

$$Т_{общ} = Т_{640} + Т_{340}. \quad (5.51)$$

$$Т_{общ} = 8212{,}5 + 12775 = 20987{,}5 \text{ мин, или } 350 \text{ ч/год}.$$

Определим расход электроэнергии, кВт·ч, затрачиваемой на очистку отстойников от шлама на горизонтах подземного рудника:

$$W_{общ} = Т_{общ} \cdot Р_{дв}, \quad (5.52)$$

где $P_{дв}$ – мощность электродвигателя высоконапорного насоса, кВт;

$$W_{общ} = 350 \cdot 1250 = 437500 \text{ кВт} \cdot \text{ч}.$$

Определим стоимость электроэнергии, тыс. руб., затрачиваемой на работу электродвигателя СТД 1250-23У4 в момент чистки отстойника:

$$З_{общ} = W_{общ} \cdot С_{ээ}, \quad (5.53)$$

где $C_{ээ}$ – 1,52 руб. стоимость 1 кВт·ч электроэнергии по предприятию;

$$З_{общ} = 437500 \cdot 1{,}52 = 665000 \text{ руб}.$$

Других эксплуатационных затрат при очистке горизонтальных отстойников УзПР не предусматривается.

Определим капитальные затраты по предлагаемому способу очистки водосборников.

Определим затраты на приобретение требуемого оборудования. По данным [120], самым дорогостоящим оборудованием является:

1) высоконапорный центробежный насос ЦНСс 180–1422 – 2 ед. [120] (0,95 х 2=1,9 млн руб.);

2) электродвигатель синхронный СТД 1250-23У4 – 2 ед. [120] (1,8 х 2=3,6 млн руб).

Общие затраты на ЦНСс 180-1422 – 2 ед. и СТД 1250-23У4 – 2 ед. составят 5,5 млн руб.

Остальное оборудование, включая транспортные, монтажные и пуско-наладочные расходы, составит 30 % от 5,5 млн руб, т. е. 1,65 млн руб.

Для обеспечения данного способа очистки потребуется произвести следующие горнокапитальные работы (ГКР):

1) гор. 640 м, горизонтальный отстойник, имеющий форму усеченной пирамиды [12, 28, 96], объемом 45 м^3;

2) гор. 340 м, горизонтальный отстойник, имеющий форму усеченной пирамиды [12, 28, 96], объемом 70 м^3;

3) гор. 640 м, насосную камеру главного водоотлива, увеличить ее длину на 7,5 м, т. е. объем составит 319,5 м^3;

4) гор. 340 м, насосная камера главного водоотлива, увеличить ее длину на 7,5 м, т. е. объем составит 319,5 м^3;

Общий объем ГКР работ составит 754 м^3.

По данным УзПР, себестоимость 1 м^3 ГКР составляет 2726,27 руб, общие затраты на ГКР – 2,056 млн руб. Общие капитальные затраты по данному способу составят 9,206 млн руб (в ценах 2011 года).

Применение гидроэлеваторов для чистки отстойников от шлама обеспечит работу насосов главного водоотлива на осветленной воде, соответствующей требованиям эксплуатации завода-изготовителя, что приведет к снижению гидроабразивного износа насосного оборудования, увеличению наработки до капитального ремонта около 4500 ч и снижению расхода электроэнергии на водоотлив.

5.6. Эксплуатационный расчет водоотливной установки

По данным УзПР, количество шахтной воды, откачиваемой на поверхность за месяц, меняется в широких пределах, например: в июле 2010 г. составило 199369 м^3, в мае этого же года – 273000 м^3. По проведенным исследованиям получено следующее: на величину количества

шахтной воды, откачиваемой на поверхность за месяц, существенно влияет чрезмерная подача технической воды для ведения буровых работ, а также применение твердеющей закладки выработанного пространства при добыче медно-цинковых руд. Для ведения буровых, закладочных и других вспомогательных работ (ежесменная мойка парка горно-транспортных машин и других операций) производится подача 57600–11200 м^3/мес, 80–160 м^3/ч технической воды, что, в свою очередь, оказывает существенное влияние на водоприток подземного рудника.

С учетом вышесказанного и данных УзПР для расчета примем: нормальный водоприток 297 м^3/ч в течение 300 дней в году; максимальный – 367 м^3/ч в течение 65 дней в году.

На УзПР применяется двухступенчатая схема водоотлива (см. главу 1) с устройством насосных главного водоотлива на горизонтах 640 и 340 м, для расчета примем следующие водопритоки:

гор. 640 м: нормальный – 197 м^3/ч; максимальный – 243 м^3/ч;

гор. 340 м: нормальный – 297 м^3/ч; максимальный – 367 м^3/ч.

Расчет водоотливных установок выполнен по методике [96] и представлен в табличной форме (табл. 5.9).

Таблица 5.9

Расчет водоотливных установок

Наименование показателей, расчетные зависимости	**Водоотливная установка**	
	гор. 340 м	**гор. 640 м**
1. Расчетный водоприток, м^3/ч: нормальный максимальный	 356 383	 236,4 253,6
2. $H_р = H_г + (\frac{L}{Д_н} \cdot \lambda + \sum \xi + 1) \cdot \frac{v_р^2}{2 \cdot g}$. где $H_г$ – расчетная геодезическая высота подъёма воды, м; L – ориентировочная длина трубопровода водоотливной установки, м; λ – коэффициент местных гидравлических сопротивлений; $Д_н$ – диаметр трубопровода нагнетательного става, м; $\sum \xi$ – сумма коэффициентов местных сопротивлений; v – скорость воды, м/с	 369,5 346 467 0,03235 0,219 2,63	 335,5 306 367 0,03235 0,219 2,63

Наименование показателей, расчетные зависимости	**Водоотливная установка**	
	гор. 340 м	**гор. 640 м**
3. Тип насоса	ЦНСК-300-420	ЦНСК-300-360
4. Индивидуальная характеристика	Рис. 5.5	Рис. 5.5
5. Техническая характеристика	Табл. 5.10	Табл.5.10
6. Количество насосов рабочих колес	9 7	4 6
7. Количество напорных ставов	3	3
8. Гидравлическая схема	Рис. 5.6	Рис. 5.6
9. Расчет характеристики внешней сети насосной установки	$H_С=H_г+R_тQ^2$ (табл. 5.10)	$H_С=H_г+R_тQ^2$ (табл. 5.11)
10. Диаметр патрубка насоса и трубопровода (ГОСТ 8732-78), м: всасывающего нагнетательного Толщина стенки трубы при гидравлическом ударе, мм	 200/325 200/219 8	 200/325 200/219 8
11. Постоянная трубопровода $R_т$	0,000283	0,000258
12. Рабочая точка насоса: $Q_{нд} > Q_{расч}$ $H_{нд} > H_г$ $\eta_{нд} > 0,9\eta$	 340*2>356 377>346 0,69>0,621	(рис. 5.7.) 305>236,4 347>306 0,69>0,639
13. Тип и мощность электродвиг, кВт (табл. 5.11)	А4-630, 630	А4-500, 500
14. Основные размеры насосной камеры, м: длина L, ширина B, высота H,	 50,0 7,1 6,0	 27,0 7,1 6,0
15. Форма и объем водосборника представляет собой две изолированные однопутевые выработки:	S_1=15,7 м^2; S_2=17 м^2 L_1=120 м; L_2=140 м V_1=1785 м^3; V_2=2082 м^3	S_1=15,7 м^2; S_2=17 м^2 L_1=120 м; L_2=140 м V_1=1785 м^3; V_2=2082 м^3
16. Схема и средства очистки водосборников от осевшего твердого (ила, шлама)	Периодическая чистка ПДМ	Периодическая чистка ПДМ
17. Годовой расход электроэнергии на водоотлив, кВт·ч	4789116,5	3008181,25
18. Удельный расход ЭЭ на водоотлив, кВт·ч /м^3	1,767	1,674

Таблица 5.10

Техническая характеристика насосов

Показатель	Гор. 640 м ЦНСК 300-360	Гор. 340 м ЦНСК 300-420
Подача, м^3/ч	300	300
Напор, м	360	420
КПД, %	71	71
Допустимая высота всасывания, м	5	5
Подача насоса, м^3/ч	220-380	220-380
Мощность, кВт	500	630
Масса, кг	3076	3865

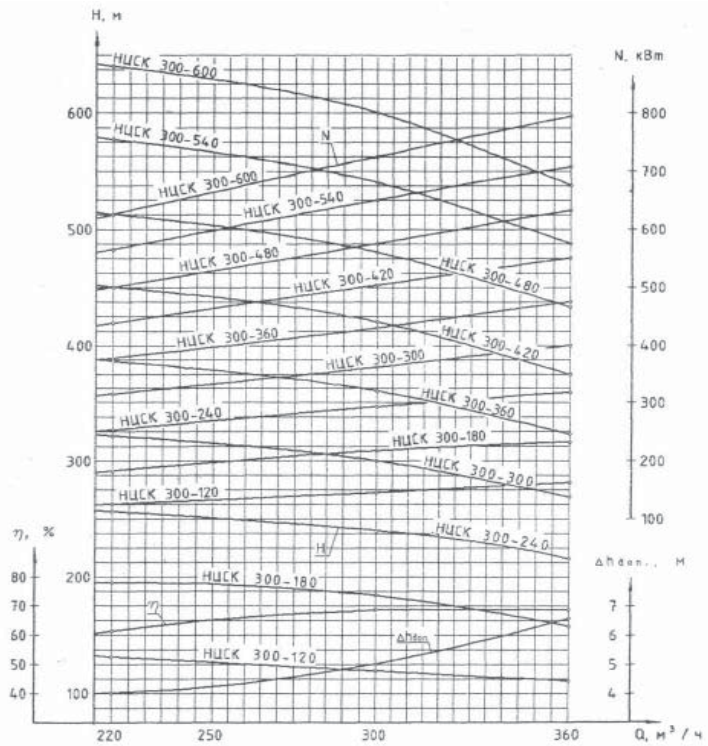


Рис. 5.5. Индивидуальная характеристика насоса ЦНС(К) 300-120-600

Результаты расчета характеристик внешней сети гор. 340 и 640 м УзПР представлен в табл. 5.11.

Таблица 5.11

Результаты расчета внешней сети Гор. 340 м

Q	0	75	150	225	300	375	450
Q^2	0	5625	22500	50625	90000	140625	202500
$R_Т \cdot Q^2$	0	1,59	6,37	14,33	25,47	39,8	57,31
$H_С = H_г + R_Т\, Q^2$	346	347,59	352,37	360,33	371,47	385,8	403,31

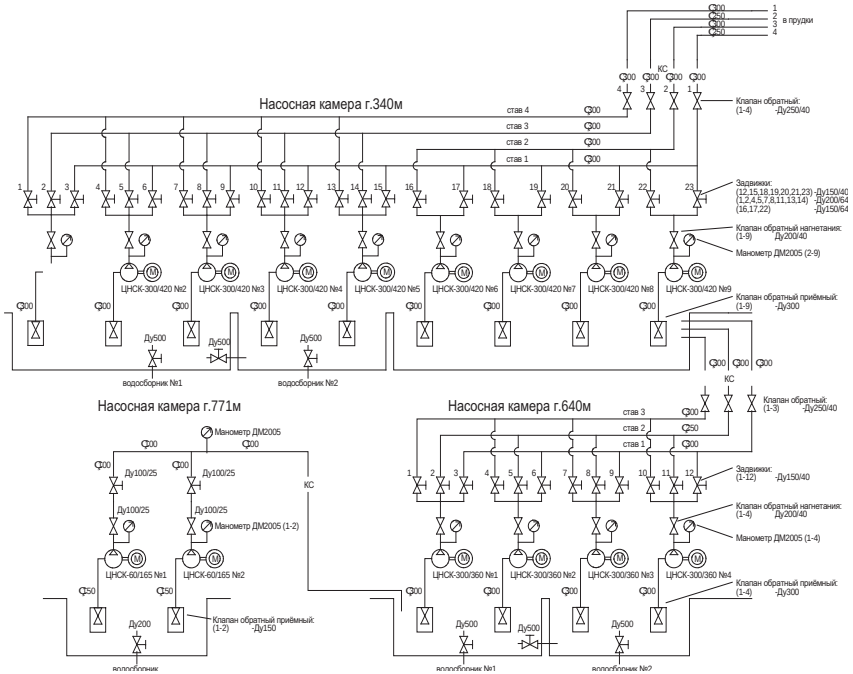


Рис. 5.6. Гидравлическая схема водоотлива УзПР [128]

Характеристики внешней сети и режимы работы насоса ЦНСК 300-360 представлены на рис. 5.7.

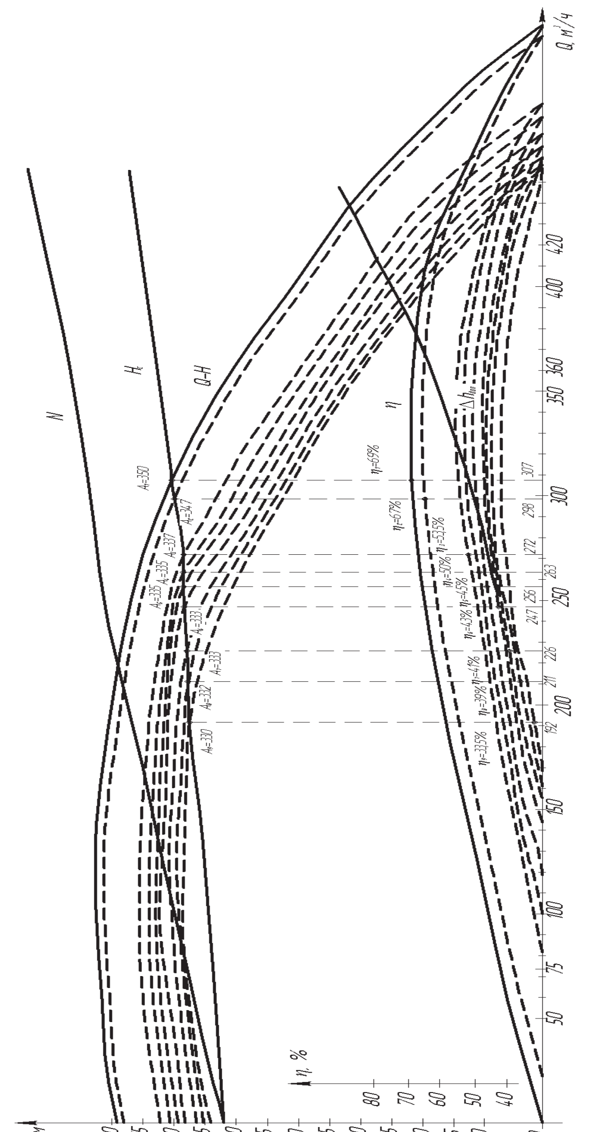


Рис. 5.7. Характеристика внешней сети и режимы работы насоса ЦНСК 300-360

Гор. 640 м

Q	0	75	150	225	300	375	450
Q^2	0	5625	22500	50625	90000	140625	202500
$R_Т \cdot Q^2$	0	1,45	5,8	13	23,22	36,3	52,25
$H_С = H_г + R_Т Q^2$	306	307,45	317,4	319	329,22	342,3	358,25

Технические характеристики принятых двигателей приведены в табл. 5.12.

Таблица 5.12

Техническая характеристика электродвигателей насосов

Показатель	Горизонт, м	
	640	**340**
Тип	А4-500	А4-630
Мощность N, кВт	500	630
Частота вращения $n_с$, об/мин	1500	1500
КПД	95,7	95,7
$\cos\varphi_д$	0,89	0,89
Длина, мм	1550	1550
Ширина, мм	940	940
Высота, мм	1300	1300

5.7. Расчет потерь электроэнергии при эксплуатации насосных установок

В процессе перекачивания рудничных вод, содержащих абразивные примеси (шлам), происходит износ элементов проточной части центробежных насосов и их уплотнительных устройств, сопровождающийся увеличением зазоров и объемных утечек через них, что приводит к снижению подачи, напора и КПД насоса на внешнюю сеть.

В условиях УзПР проведены замеры подачи насосов главного водоотлива при различной их наработке в часах, приведенные в табл. 5.13. Нанося на типовую (индивидуальную) характеристику насосов типа ЦНС(К) 300-120–600 данные его подач, согласно рекомендациям [14], определяем фактический КПД насоса.

Таблица 5.13

Параметры работы насоса ЦНСК 300-360 гор. 640 м УзПР

№ п/п	Число часов работы насоса, Т, маш. ч	Подача насоса Q, м³/ч	Напор, развиваемый насосом Н, м	КПД насоса η,%	Мощность насоса, кВт
A_1	1	305	347	69	472,4
A_2	100	299,6	346	68	469,5
A_3	147	273,9	337	53,3	533,3
A_4	192	263,8	336	50	546
A_5	263	257,74	335	46	578,1
A_6	398	252,06	334	43	603
A_7	453	245,64	333	41	614,4
A_8	518	221,71	332	39	581,2
A_9	749	189,64	330	33,5	575,3

Определим расход электроэнергии, затрачиваемой насосной установкой ЦНСК 300-360 гор. 640 м и ЦНСК 300-420 гор. 340 м для откачивания суточного водопритока УзПР, по данным, представленным в табл. 5.14 и 5.15.

Таблица 5.14

Параметры работы насоса ЦНСК 300-420 гор. 340 м УзПР

№ п/п	Число часов работы насоса, Т, маш. ч	Подача насоса Q, м³/ч	Напор, развиваемый насосом Н, м	КПД насоса η,%	Мощность насоса, кВт
A_1	1	340	377	69	516
A_2	97	336,6	376	67,6	520,4
A_3	49	329,3	374	54,1	632,8
A_4	46	311,8	373	51	633,8
A_5	78	287,5	371	45,7	648,7
A_6	132	261,2	370	43,1	623,3
A_7	61	254,3	368	40,6	640,7
A_8	69	237,3	367	38,7	625,5
A_9	38	189,64	361	33,8	563

Таблица 5.15

Результат расчета расхода электроэнергии для откачивания водопритока за 1 сут для работы насосов гор. 640 м

№	Показатели			
	работа насоса с нормальным водопритоком $T_{норм}$, ч	**работа насоса с максимальным водопритоком $T_{мах}$, ч**	**расход ЭЭ при нормальном водопритоке $W_{норм}$, кВт*ч**	**расход ЭЭ при максимальном водопритоке $W_{макс}$, кВт*ч**
A_1	15,5	19,1	7322	9022,5
A_2	15,8	19,47	7418,5	9141,6
A_3	17,3	21,3	9226,7	11360
A_4	17,92	22,1	9784,3	12066,6
A_5	18,34	22,63	10602,3	13082,3
A_6	18,78	23,14	11324,3	13953,4
A_7	19,25	23,74	11827,2	14585,9
A_8	21,33	26,3	12397	15285,6
A_9	24,93	30,75	14342,2	17690,5

Определяем расход электроэнергии за 1 сут для работы насосов, соответствующий рабочей точке A_1 (см. рис. 5.7), кВт·ч:

$$W_{A1} = k_c \cdot \frac{\rho \cdot g \cdot Q_{нд} \cdot H_{нд}}{\eta_{нд} \cdot \eta_д \cdot \eta_c} \cdot T_{A1} \text{ ч}, \quad (5.54)$$

где k_c =1,05 коэффициент, учитывающий расход электроэнергии на освещение насосной камеры, сушку электродвигателей и т. д.;

$\eta_{нд}$ – КПД насоса действительный;

$\eta_д$ – КПД электродвигателя насоса (по технической характеристике);

η_c =0,95 – 0,97 – КПД электросети;

T_{A1} – число часов работы насоса, требуемое для откачивания суточного водопритока УзПР, ч.

Определяем действительные часы работы насоса для откачивания суточного водопритока УзПР в зависимости от режима работы насоса (рис. 5.8):

$$T_{A1640} = \frac{Q_{норм} \cdot 24}{Q_{нд}} = \frac{197 \cdot 24}{305} = 15{,}5 \text{ ч};$$

$$T_{A1340} = \frac{297 \cdot 24}{340} = 20{,}96 \text{ ч.} \quad (5.55)$$

$$W_{A1640} = 1{,}05 \cdot \frac{1020 \cdot 9{,}81 \cdot 305 \cdot 347}{0{,}69 \cdot 0{,}95 \cdot 0{,}95} \cdot 15{,}5 = 7322 \text{ кВт} * \text{ч};$$

$$W_{A1340} = 1{,}05 \cdot \frac{1020 \cdot 9{,}81 \cdot 340 \cdot 377}{0{,}69 \cdot 0{,}95 \cdot 0{,}95} \cdot 20{,}96 = 12591{,}32 \text{ кВт} * \text{ч}.$$

Расчеты следующих режимов работы насосов сведем в табл. 5.15, 5.16.

Таблица 5.16

Результат расчета расхода электроэнергии для откачивания водопритока за 1 сутки для работы насосов гор. 340 м

№	Показатели			
	работа насоса с нормальным водопритоком $T_{норм}$, ч	работа насоса с максимальным водопритоком $T_{мах}$, ч	расход ЭЭ при нормальном водопритоке $W_{норм}$, кВт*ч	расход ЭЭ при максимальном водопритоке $W_{макс}$, кВт*ч
A_1	20,96	25,91	10815,36	13369,56
A_2	21,2	26,2	11032,5	13634,5
A_3	21,65	26,75	13700,12	16927,4
A_4	22,9	28,25	14514,02	17904,85
A_5	24,8	30,64	16087,76	19876,17
A_6	27,3	33,72	17016,09	21017,68
A_7	28,03	34,64	17958,82	22193,85
A_8	30,04	37,1	18790,02	23206,05
A_9	37,6	46,45	21168,8	26151,35

По данным УзПР, средняя наработка насосов главного водоотлива до капитального ремонта составляет 550 ч. Определим фактическое число часов работы для откачивания годового водопритока на гор. 640 и 340 м в соответствии с данными табл. 5.16, 5.17.

Определим количество часов работы насоса ЦНСК 300-360, 420 гор. 640 и 340 м для откачивания нормального и максимального водопритоков в течение года:

$$T_{норм\ г640} = N_{норм} \cdot T_{норм\ г640} = 300 \cdot 15{,}5 = 4650\ ч;$$

$$T_{max\ г640} = N_{max} \cdot T_{max\ г640} = 65 \cdot 19{,}1 = 1241{,}5\ ч;$$

$$T_{норм\ г340} = N_{норм} \cdot T_{норм\ г340} = 300 \cdot 20{,}96 = 6288\ ч;$$

$$T_{max\ г340} = N_{max} \cdot T_{max\ г340} = 65 \cdot 25{,}91 = 1684{,}2\ ч.$$

Определим количество часов работы насоса ЦНСК 300-360, 420 гор. 640 и 340 м для откачивания суммарного водопритока в течение года:

$$T_{г640} = T_{норм\ г640} + T_{max\ г640} = 4650 + 1241{,}5 = 5891{,}5\ ч.$$

$$T_{г340} = 6288 + 1684{,}2 = 7972{,}2\ ч.$$

Определим количество капитальных ремонтов насосов за данный период.

$$N_{кр640} = \frac{T_{г640}}{T_0} = \frac{5891{,}5}{550} = 10{,}71\ ед.;$$

$$N_{кр340} = \frac{7972{,}2}{550} = 14{,}5\ ед.;$$

По данным табл. 5.16 определим, с какими параметрами будут работать насосы главного водоотлива за указанный период.

Определим подачу, напор, КПД и расход электроэнергии насосами типа ЦНСК 300-360 гор. 640 м за период 550 ч, соответствующий наработке до капитального ремонта в условиях УзПР. Результаты сведем в табл. 5.17.

Из характеристики рис. 5.8 видно, что в условиях фактической эксплуатации ЦНСК 300-360 (шахтная вода с механическими примесями) происходит износ насоса и, как следствие, снижение подачи, напора и КПД.

По приведенным параметрам работы насоса ЦНСК 300-360 видно, что при его работе в данных условиях наблюдается интенсивный износ, что приводит к снижению подачи, напора, КПД и росту потребляемой насосом мощности из электрической сети из-за снижения КПД.

Таблица 5.17

Данные по работе насоса типа ЦНСК 300-360 гор. 640 м за период 550 ч в условиях УзПР

№	Работа насоса до капремонта Т, ч	Подача насоса Q, м³/ч	Напор насоса Н, м	КПД насоса η, %	W, расход ЭЭ за данный период, кВт*ч
A_1	100	305	347	69	47240
A_2	47	299,6	346	68	22066,5
A_3	45	273,9	337	53,3	23998,5
A_4	71	263,8	336	50	38766
A_5	135	257,74	335	46	78043,5
A_6	58	252,06	334	43	34974
A_7	65	245,64	333	41	39936
A_8	34	221,71	332	39	19760,8
ИТОГО					304785,3

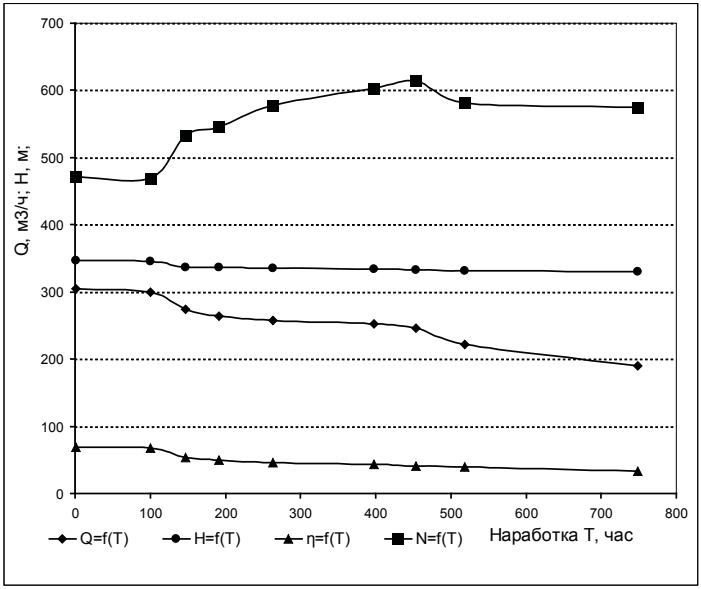


Рис. 5.8. Параметры ЦНСК 300-360 при наработке 749 ч:
1 – N = f (T); 2 – H = f(T); 3 – Q = f(T); 4 – η = f(T).

Определим расход электроэнергии за 1 год:

$$W_{\text{износ г640}} = N_{\text{кр г640}} \cdot W_{\text{кр}} = 10{,}71 \cdot 304785{,}3 = 3264250{,}6 \text{ кВт} * \text{ч};$$

$$W_{\text{износ г340}} = N_{\text{кр г340}} \cdot W_{\text{кр}} = 14{,}5 \cdot 343348{,}8 = 4978557{,}6 \text{ кВт} * \text{ч};$$

$$W_{\text{г640}} = 1{,}05 \cdot \frac{1050 \cdot 9{,}81 \cdot 0{,}08472 \cdot 347}{0{,}69 \cdot 0{,}95 \cdot 0{,}95} \cdot$$

$$\cdot (15{,}5 \cdot 300 + 19{,}1 \cdot 65) = 3008181{,}25 \text{ кВт} * \text{ч};$$

$$W_{\text{г340}} = W_{\text{износ г640}} - W_{\text{г640}} = N_{\text{кр640}} \cdot W_{\text{кр}} =$$
$$= 3264250{,}6 - 3008181{,}25 \text{ кВт} * \text{ч};$$

Определим экономию электроэнергии при работе насосов при посто-

$$\Delta W_{\text{г640}} = W_{\text{износ г640}} - W_{\text{г640}} = N_{\text{кр г640}} \cdot W_{\text{кр}} =$$
$$= 3264250{,}6 - 3008181{,}25 = 256069{,}313 \text{ кВт} * \text{ч};$$

$$\Delta W_{\text{г340}} = W_{\text{износ г340}} - W_{\text{г340}} = 4978557{,}6 -$$

$$-4789116{,}53 = 189441 \text{ кВт} * \text{ч}.$$

5.8. Расчет затрат на электроэнергию

Определим стоимость электроэнергии на водоотлив гор. 640 и 340 м УзПР:

$$З_{\text{ээ сущ г640}} = W_{\text{износ г640}} \cdot С_{\text{ээ}} = 3264250{,}6 \cdot 1{,}98 = 6463216{,}2 \text{ руб.};$$

$$З_{\text{ээ пред г640}} = W_{\text{г640}} \cdot С_{\text{ээ}} = 3008181{,}25 \cdot 1{,}98 = 5956198{,}9 \text{ руб.};$$

$$З_{\text{ээ сущ г340}} = W_{\text{износ г340}} \cdot С_{\text{ээ}} = 4978557{,}6 \cdot 1{,}98 = 9857544{,}05 \text{ руб.}$$

$$З_{\text{ээ пред г340}} = W_{\text{г340}} \cdot С_{\text{ээ}} = 4789116{,}53 \cdot 1{,}98 = 9482450{,}73 \text{ руб.}$$

где $С_{\text{ээ}}$ = 1,98 руб./кВт ч – стоимость 1 кВт·ч электроэнергии по УзПР на 2011 год.

Определим экономию электроэнергии при эксплуатации насосов главного водоотлива при постоянных подаче и напоре в течение года:

$$\Delta З_{ээ\ г640} = З_{ээ\ сущ\ г640} - З_{ээ\ пред\ г640} =$$
$$= 6463216{,}2 - 5956198{,}9 = 507017{,}3\ руб.;$$

$$\Delta З_{ээ\ г340} = З_{ээ\ сущ\ г340} - З_{ээ\ пред\ г340} = 9857544{,}05 - 9482450{,}73$$
$$= 375093{,}32\ руб.$$

В качестве целевой функции в настоящем исследовании приняты приведенные (удельные) к 1 м^3 откачиваемой шахтной воды расходы на эксплуатацию водоотливного оборудования $З_{вод}$, ограничением является уровень подачи насосов главного водоотлива не ниже заданного.

Приведенные фактические затраты (тыс. руб.) представим в виде формул:

затраты на эксплуатацию водоотлива УзПР по существующему варианту очистки водосборников от шлама:

$$З_{вод\ сущ} = З_{ээ\ сущ} + З_{ов\ сущ} + З_{кр\ сущ} + З_{зп}; \qquad (5.56)$$

затраты на эксплуатацию водоотлива УзПР по предлагаемому варианту очистки водосборников от шлама:

$$З_{вод\ предл} = З_{ээ\ предл} + З_{ов\ предл} + З_{кр\ предл} + З_{зп}; \qquad (5.57)$$

где $З_{ээ}$ – стоимость электроэнергии затрачиваемой на водоотлив при существующем способе очистки водосборников от шлама, тыс. руб.;

$З_{ов\ сущ}$ – затраты на очистку водосборников от шлама по существующему способу очистки водосборников от шлама, тыс. руб.;

$З_{кр}$ – затраты на капитальные ремонты насосов ЦНСК 300-360-420 при существующем способе очистки водосборников от шлама, тыс. руб.;

$З_{зп}$ – затраты на заработную плату по персоналу водоотлива, тыс. руб.

Определим затраты электроэнергии на водоотлив при существующем способе очистки водосборников от шлама:

$$З_{ээ\ сущ} = З_{ээ\ сущ\ г640} + З_{ээ\ сущ\ г340}; \qquad (5.58)$$

$$З_{ээ\ сущ} = 4961{,}7 + 7567{,}41 = 12529{,}1\ тыс.руб.$$

Определим затраты электроэнергии на водоотлив при предлагаемом способе очистки водосборников от шлама:

$$З_{ээ\ предл} = З_{ээ\ предл\ г640} + З_{ээ\ предл\ г340}; \qquad (5.59)$$

$$З_{ээ\ предл} = 4572{,}44 + 7279{,}5 = 11851{,}9\ тыс.руб.$$

Определим затраты на использование ПДМ для очистки водосборников от шлама существующим способом.

Затраты на очистку водосборников гор. 640 и 340 м УзПР:

$$З_{ов\ сущ\ г640} = З_{пдм\ г640} + З_{пдм\ г640ш} + З_{рег} + З_{вг\ г640} + $$
$$+ З_{пу\ г640} + З_{БелАЗ\ г640}; \quad (5.60)$$

$$З_{ов\ сущ\ г340} = З_{пдм\ г340} + З_{рег} + З_{вг\ г340} + З_{пу\ г340} + З_{БелАЗ\ г340}; \quad (5.61)$$

где $З_{пдм\ г640}$ – затраты ПДМ на очистку водосборников, тыс. руб.;

$З_{пдм\ г640ш}$ – затраты ПДМ на очистку шламоотстойника на горизонте 640 м, тыс. руб.;

$З_{рег}$ – зарплата регулировщика при чистке, тыс. руб.;

$З_{вг\ г640}$ – затраты на откатку шламов в шахтных вагонетках, тыс. руб.;

$З_{пу\ г640}$ – затраты на работу подъемной установки, тыс. руб.;

$З_{БелАЗ\ г640}$ – затраты на откатку шламов в БелАЗ-540 в отвал, тыс. руб.

$$З_{ов\ сущ\ г640} = 220{,}65 + 232{,}34 + 61{,}96 + 406{,}86 +$$
$$+ 3274{,}26 + 83{,}51 = 4279{,}58\ тыс.руб.;$$

$$З_{ов\ сущ\ г340} = 220{,}65 + 61{,}96 + 173{,}26 + 1394{,}3 + 34{,}74 =$$
$$= 1884{,}91\ тыс.руб.$$

Общие затраты на очистку водосборников от шлама:

$$З_{ов\ сущ} = З_{ов\ сущ\ г640} + З_{ов\ сущ\ г340}; \quad (5.62)$$

$$З_{ов\ сущ} = 4279{,}58 + 1884{,}91 = 6164{,}5\ тыс.руб.;$$

Определяем затраты на капитальный ремонт насосов ЦНСК 300-360-420 при существующем способе очистки водосборников от шлама:

$$З_{кр\ сущ} = З_{кр\ сущ\ г640} + З_{кр\ сущ\ г340}; \quad (5.63)$$

$$З_{кр\ сущ} = 1751{,}75 + 2707{,}25 = 4459\ тыс.руб.$$

Определим затраты на заработную плату по персоналу водоотлива.

По данным УзПР, заработная плата по персоналу водоотлива составляет 234000 руб/мес, за год составит 234000*12= 2808 тыс. руб.

Затраты по персоналу водоотлива по двум вариантам:

$$З_{вод\ сущ} = 12529{,}1 + 6164{,}5 + 4459 + 2808 = 25960\ тыс.руб.$$

Затраты на очистку водосборников от шлама предлагаемым способом, тыс. руб.

$$З_{вод\ предл} = З_{эз\ предл} + З_{ов\ предл} + З_{кр\ предл} + З_{зп}; \quad (5.64)$$

Затраты на очистку водосборников гор. 640 и 340 м УзПР:

$$З_{ов\ предл} = З_{640} + З_{340} + З_{экг} + З_{БелАЗ}; \quad (5.65)$$

где $З_{640}$ – затраты на очистку высоконапорным гидроэлеватором, тыс. руб.;

$З_{340}$ – затраты на очистку высоконапорным гидроэлеватором, тыс. руб.

$$З_{ов\ предл} = 266 + 340 + 221{,}98 + 118{,}25 = 946{,}23\ тыс.руб.$$

Затраты на работу БелАЗ – 540 по транспортировке шламов в отвал предлагаемым способом равны затратам существующего способа, так как количество транспортируемых шламов равно и составляет 118,25 тыс. руб.

Определим затраты на погрузку шламов экскаватором в автосамосвал БелАЗ – 540 предлагаемым способом, тыс. руб.

$$З_{экг} = m_{ш} \cdot С_{экг}; \quad (5.66)$$

где $m_{ш}$ = 23244 т – масса транспортируемого шлама;

$С_{экг}$ – по данным УзПР, калькуляция себестоимости погрузки 1 т руды экскаватором ЭКГ-5А составляет 9,55 руб./т.

$$З_{экг} = 23244 \cdot 9{,}55 = 221{,}98\ тыс.руб.$$

Определим затраты на капитальный ремонт насосов ЦНСК 300-(360-420) при предлагаемом способе очистки водосборников от шлама.

По данным УзПР, за 9 месяцев 2010 г. выполнено 16 капитальных ремонтов насосов ЦНСК 300-(360-420), общая сумма затрат на капитальные ремонты составила 2548141,63 руб. Средние затраты на 1 капремонт насоса ЦНСК 300-(360-420) $С_{кр}$ – 159,25 тыс. руб.

$$З_{кап\ рем\ г640\ предл} = N_{к\ 640} \cdot С_{кр}; \quad (5.67)$$

$$З_{кап\ рем\ г640\ предл} = 1 \cdot 159{,}25 = 159{,}29\ тыс.руб.;$$

$$З_{\text{кап рем г340предл}} = N_{\text{к 340}} \cdot С_{\text{кр}}; \quad (5.68)$$

$$З_{\text{кап рем г340 предл}} = 2 \cdot 159{,}25 = 318{,}5 \text{ тыс. руб.};$$

$$З_{\text{кап рем сум предл}} = З_{\text{кап рем 640}} + З_{\text{кап рем 340}}; \quad (5.69)$$

$$З_{\text{кап рем сум предл}} = 159{,}25 + 318 = 477{,}75 \text{ тыс. руб.}$$

$$З_{\text{кап рем сум сущ}} = З_{\text{кап рем 640 сущ}} + З_{\text{кап рем 340 сущ}}; \quad (5.70)$$

$$З_{\text{кап рем г640 сущ}} = N_{\text{к 640}} \cdot С_{\text{кр}};$$

$$З_{\text{кап рем г640 сущ}} = 11 \cdot 159{,}25 = 1751{,}75 \text{ тыс. руб.};$$

$$З_{\text{кап рем г340 сущ}} = N_{\text{к 340}} \cdot С_{\text{кр}};$$

$$З_{\text{кап рем г340 сущ}} = 15 \cdot 159{,}25 = 2707{,}25 \text{ тыс. руб.};$$

$$З_{\text{кап рем сум сущ}} = 1751{,}75 + 2707{,}25 = 4459 \text{ тыс. руб.};$$

$$З_{\text{вод предл}} = 11851{,}9 + 946{,}23 + 477{,}75 + 2808 = 16083{,}88 \text{ тыс. руб.}$$

Сравнительный расчет производим с учетом капитальных и эксплуатационных затрат, данные расчета сведены в табл. 5.18.

Показатель экономического эффекта реконструкции или технического перевооружения производства с целью снижения затрат на производство и реализацию продукции может быть определен по формуле [1]

$$ЭЭ = \Delta С_{\text{б год}} - К_{\text{э}} \cdot \Delta К, \quad (5.71)$$

где $ЭЭ$ – экономический эффект реконструкции (технического перевооружения) производства, руб./год;

$\Delta С_{\text{б год}}$ – экономия эксплуатационных расходов по сравнению с базовым вариантом, руб./год;

$К_{\text{э}}$ – 0,12 – сравнительный коэффициент экономической эффективности капиталовложений, который соответствует уровню доходности (прибыльности) альтернативного вложения капитала, руб./руб.;

$\Delta К$ – капиталовложения на модернизацию водоотлива, включая технологическое оборудование и ГКР по предлагаемому варианту, $\Delta К$ = 9206,0 тыс. руб.

Таблица 5.18

Затраты на содержание рудничного водоотлива УзПР, тыс. руб.

Наименование показателей	Величина показателя, тыс. руб.	
	базовый (существующий)	предлагаемый
1. Капиталовложения на модернизацию водоотлива, в том числе: - технологическое оборудование - горно-проходческие работы	- - -	9206 7150,0 2056,0
2. Эксплуатационные затраты, всего: - электроэнергия на водоотлив; - экономия электроэнергии за счет эксплуатации водоотлива в часы минимума энергосистемы; - очистка водосборников от шлама; - оплата труда персонала водоотлива УзПР, ФОТ, с ЕСН (34%); -амортизация дополнительного водоотливного оборудования; -на проведение капитальных ремонтов насосов	25906,6 12529,1 6033,75 6164,5 2808 - 4459	16560,58 11851,9 9512,71 946,23 2808 (7150,0/15) 476,7 477,75
Всего:	25906,6	16279,35

Вычислим экономию эксплуатационных расходов:

$$\Delta C_{б\ год} = C_1 - C_2, \quad (5.72)$$

где C_1 = 25906,6 тыс. руб. – фактические затраты по базовому (существующему) варианту на эксплуатацию главного водоотлива в год в условиях УзПР ОАО «УГОК»;

C_2 = 16560,58 тыс. руб. – затраты по предлагаемому варианту на эксплуатацию главного водоотлива в год в условиях УзПР ОАО «УГОК».

По проведенным исследованиям получено, что при очистке водосборников главного водоотлива по базовому варианту (ПДМ, шахтная вагонетка, подъемная установка, БелАЗ) очистка производится 1 раз в год, а уже через 4 месяца водосборник заиливается и насосы главного водоотлива эксплуатируются в часы максимума энергосистемы, что отражается на затратах электроэнергии на водоотлив. Выполним соответ-

ствующий расчет. За 4 месяца эксплуатации насосных установок главного водоотлива ЦНСК 300-(360-420) гор. 640 и 340 м УзПР потребляется 2747,61 тыс. кВт·ч, водосборник чист и выполняет функции регулятора электроэнергии. За 8 месяцев эксплуатации насосных установок главного водоотлива ЦНСК 300-360-420 гор. 640 и 340 м УзПР потребляется 5495,22 тыс. кВт ч.

По данным УзПР, стоимость 1 кВт·ч электроэнергии, расходуемой в часы минимума энергосистемы, составляет 1,22 руб./кВт·ч, а в период максимума – 1,72 руб./кВт·ч.

Затраты на электроэнергию за 4 месяца работы водоотлива в часы минимума энергосистемы:

$$З_{\min} = W \cdot C_{\min} = 2747{,}61 \cdot 1{,}22 = 3352{,}1 \text{ тыс. руб.}; \quad (5.73)$$

Затраты на электроэнергию за 8 месяцев работы водоотлива в часы максимума энергосистемы составят

$$З_{\max} = W \cdot C_{\max} = 5495{,}22 \cdot 1{,}72 = 9451{,}78 \text{ тыс. руб.}; \quad (5.74)$$

Суммарные затраты:

$$З_{\text{сум}} = З_{\min} + З_{\max} = 3352{,}1 + 9451{,}78 = \\ = 12803{,}88 \text{ тыс. руб.}; \quad (5.75)$$

При определении затрат на электроэнергию на водоотлив при предлагаемом гидроэлеваторном способе очистки водосборников от шлама очистка выполняется каждый день в течение года, но непродолжительное время (около 1 часа), поэтому шлама в водосборнике нет, и он выполняет функции регулятора потребления электроэнергии в часы максимума энергосистемы, а насосы, в свою очередь, работают в течение года только в часы минимума энергосистемы.

Выполним расчет расхода электроэнергии на водоотлив с учетом вышеизложенного.

Определим затраты электроэнергии на водоотлив по предлагаемому варианту:

$$З_{\text{ээ предл}} = W_{\text{ээ сущ}} \cdot C_{\min} = 7797{,}3 \cdot 1{,}22 = \\ = 9512{,}706 \text{ тыс. руб.}; \quad (5.76)$$

Определим экономию электроэнергии по предлагаемому варианту:

$$\Delta З_{ээ\ предл} = З_{ээ\ сущ} - З_{ээ\ предл} = 11851{,}9 - 9512{,}706 =$$
$$= 2339{,}194\ тыс.руб.;$$

C_1=25906,6 – фактические затраты по существующему варианту на эксплуатацию главного водоотлива в год в условиях УзПР, тыс. руб.;

C_2=16560,58 – затраты по предлагаемому варианту на эксплуатацию главного водоотлива в год в условиях УзПР ОАО «УГОК», тыс. руб.

Фактические затраты по базовому (существующему) варианту на эксплуатацию главного водоотлива в год в условиях УзПР ОАО «УГОК»:

$$C_1 = 25906{,}6 - 1099{,}05 = 24807{,}55\ тыс.руб.;$$

Затраты по предлагаемому варианту на эксплуатацию главного водоотлива в год в условиях УзПР ОАО «УГОК»:

$$C_2 = 16560{,}58 - 2339{,}194 = 14221{,}386\ тыс.руб.;$$

$$ЭЭ = (24807{,}55 - 14221{,}386) - 0{,}12 \cdot 9206 = 9481{,}444\ тыс.руб.$$

Прогнозируемый экономический эффект от реализации разработанных решений на одну водоотливную установку ЦНСК 300-360-420 в условиях УзПР ОАО «УГОК», рассчитанный с учетом всех эксплуатационных затрат, связанных с работой водоотлива, и создание условий для работы насосов в соответствии с требованиями заводов-изготовителей за счет откачивания предварительно осветленных шахтных вод с выдачей осевшего шлама из отстойников водосборников высоконапорными гидроэлеваторными установками через нагнетательные трубопроводы рабочих насосов составит 9481,444/13=729,34 тыс. руб.

Определим затраты по откачиванию 1 м^3 воды подземного рудника по базовому и предлагаемому вариантам.

Математическая модель, связывающая производительность насосов и ее стоимостные характеристики, имеет следующий вид (5.77).

Рассчитаем затраты по откачиванию 1 м^3 воды подземного рудника по базовому варианту:

$$C_{сущ} = \frac{З_{вод\ баз}}{Q_н \cdot (T_н) + Q_м \cdot (T_м)}, \qquad (5.77)$$

где $З_{вод\ баз}$ = 25082,33 тыс. руб. затраты на водоотлив по базовому варианту;

$Q_н$ = 11856 м³/сут – нормальный суточный водоприток УзПР с учетом двухступенчатого водоотлива;

$T_н$=300 сут. – количество суток нормального водопритока в год;

$Q_м$ = 14640 м³/сут – максимальный суточный водоприток УзПР с учетом двухступенчатого водоотлива;

$T_м$ = 65 сут. – количество суток максимального водопритока в год;

$$C_{сущ} = \frac{24807550}{11856 \cdot (300) + 14640 \cdot (65)} = 5{,}5\ \frac{руб}{м^3}.$$

Рассчитаем затраты по откачиванию 1 м³ воды подземного рудника по предлагаемому варианту:

$$C_{предл} = \frac{З_{вод\ предл}}{Q_н \cdot (T_н) + Q_м \cdot (T_м)}, \qquad (5.78)$$

где $З_{вод\ предл}$ = 13138,636 тыс. руб. затраты на водоотлив по предлагаемому варианту;

$$C_{предл} = \frac{13138636}{11856 \cdot (300) + 14640 \cdot (65)} = 2{,}91\ \frac{руб}{м^3}.,$$

Глава 6
ПОВЫШЕНИЕ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ ЭЛЕМЕНТОВ ШАХТНОГО ВОДООТЛИВНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

6.1. Защита водоотливного оборудования специальными композитами

Одним из путей повышения надежности и долговечности шахтного водоотливного оборудования, работающего в условиях повышенной гидроабразивности и агрессивности, является его защита полимерными композиционными материалами. Данное направление получило свое развитие сравнительно недавно, но оно успешно применяется в самых различных производственных условиях [147].

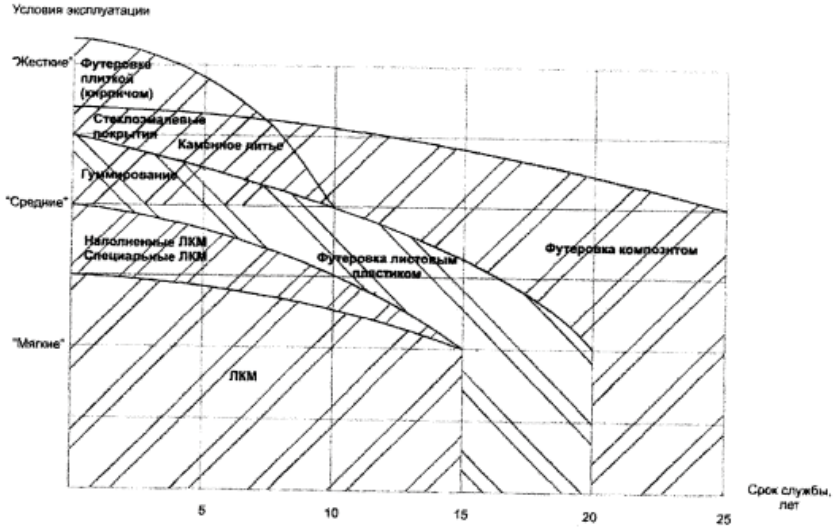


Рис. 6.1 Схема областей применения защитных систем

Из рис. 6.1 видно, что футеровка композитными металлами покрывает большую часть эксплуатационного поля, обеспечивая при этом надежную работу оборудования в течение длительного времени [147].

При этом различают следующие условия эксплуатации.

«Мягкие» условия эксплуатации – это промышленная атмосфера, технические среды с температурой от – 40 до + 40 °С, pH 4-7.

«Средние» – температура до + 100 °С, pH 3-8.

«Жесткие» – температура более 100 °С, pH 1-14, наличие абразивного износа, кавитационные явления, нестабильный рабочий режим.

Анализ условий эксплуатации шахтного водоотливного оборудования показывает, что в наибольшей степени им соответствует «средние» и часто «жесткие» с учетом гидроабразивности среды.

Футеровка композитными материалами позволяет:

- осуществлять эффективную защиту технологического оборудования и строительных конструкций от химического, абразивного, теплового, биологического, радиационного и других видов воздействия агрессивной рабочей среды;

- производить быстрый, качественный ремонт оборудования и конструкций, с полным восстановлением его работоспособности в опасных производственных условиях;

- выполнять работы по модернизации оборудования и интенсификации производственных процессов за счет обеспечения работоспособности оборудования в более жестких условиях эксплуатации, чем это было предписано в первоначальных проектах.

Технологичность выполнения футеровочных работ композиционными материалами подчеркивается возможностью выбора способа нанесения футеровки в зависимости от формы и размеров объекта защиты, сроками и условиями проведения работ, квалификации исполнителя и т. п.

Футеровку композитами можно осуществлять следующими способами:

– ручным (контактным) ламинированием – послойным нанесением листовых стеклоармирующих материалов на предварительно подготовленную поверхность с одновременной пропиткой связующим и уплотнением прикаточными валиками;

– безвоздушным (машинным) нанесением связующего и рубленого ровинга на защищаемую поверхность аппаратами типа «аппликатор»;

– листовым композитом на плоские поверхности;

– комбинированным способом, сочетающим элементы ручного ламинирования и укладки листового и (или) штучного композита;

– оклейкой штучными футеровочными материалами, выполненными из композиции материалов;

– набрызгом дисперсно-наполненного композита, осуществляемого ручным способом или применением механизированных распылителей.

Преимущество рассматриваемой защиты элементов проточной части шахтных центробежных насосов и внутренней поверхности трубопроводов и арматуры посредством футеровки их композиционными материалами заключается в следующем:

1. Композиционные материалы могут обладать широким диапазоном защиты от разных сред либо выбираются под конкретные условия эксплуатации и поэтому наиболее эффективны среди известных средств защиты.

2. Важнейшим эксплуатационным преимуществом защитного футеровочного покрытия композиционными материалами является его ремонтопригодность на любой стадии эксплуатации, возможность визуального и инструментального контроля технического состояния защитной системы (включая возможность создания «интеллектуального» защитного покрытия с функциями самоконтроля и индикации).

3. Футеровочное покрытие композиционных материалов обладает высокой ударо- и вибропрочностью, что позволяет ему быть вандалоустойчивым, воспринимать динамические нагрузки и гасить резонансные колебания.

4. Высокие эксплуатационные качества футеровки из композиционных материалов позволяют отказаться от каркаса изделия, выполненного из специальных марок стали или дефицитных материалов, а делать его из обычной углеродистой стали, что существенно снижает стоимость изделия при сохранении надежности и безопасности эксплуатации.

5. Большой выбор композиционных материалов и способа выполнения футеровочных работ позволяет оптимизировать технологический процесс производства в условиях наличия опасных производственных факторов, обеспечив надежную работу оборудования, его быстрый и качественный ремонт, обслуживание, а в случае необходимости – замену.

Футеровку технологического оборудования и строительных конструкций композиционными материалами следует проводить согласно требованиям ГОСТ Р 55074-2012.

На рис. 6.2 приведена в общем виде блок-схема алгоритма выбора оптимального варианта футеровки, которую можно конкретизировать для любых рассматриваемых условий [147].

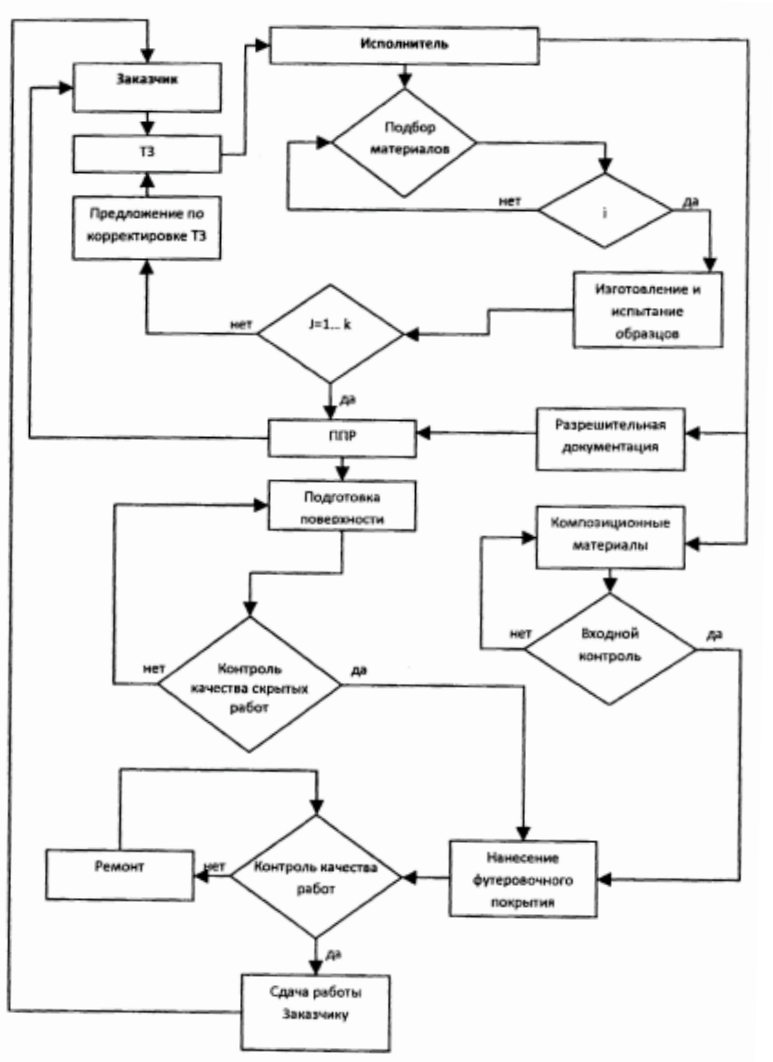


Рис. 6.2. Блок-схема алгоритма выбора оптимального варианта футеровки

Упрощенный расчет толщины защитного футеровочного покрытия композиционными материалами при переходе от металла к композиту выполняется по следующей формуле

$$tстп = tм^3 \sqrt{Em/Eстп} \quad (6.1)$$

где $tc_{тп}$ толщина футеровочного слоя из композиционных материалов, мм;

tм расчетная толщина металла, из которого надо было изготовить объект защиты, мм;

Ем – модуль упругости металла, ГПа (для стали – 210ГПА);

Ест – модуль упругости стеклопластика, ГПа (для стеклопластика на полиэфирном связующем – от 6 до 9 ГПа, на эпоксидном связующем – 20-70 ГПа).

Поверхности для футеровки должны иметь гладкие очертания. Необходимо избегать порывов, щелей, острых выступающих частей. Минимальный радиус закругления внутренних углов – 5 мм. В рабочих чертежах на проектирование конструкции необходимо предусмотреть возможность подготовки поверхности под футеровку согласно данным требованиям с помощью дополнительной механической обработки и применению шпатлевок. Детали, которые надо вставлять после завершения футеровки, также должны быть футерованными, или окрашены специальными эмалями или изготовлены из материалов не повреждающихся при эксплуатации. Все выступы и патрубки выходных отверстий должны быть как можно короче и по возможности прямые, позволяющие продолжить в них футеровки.

На рис. 6.3 приведена схема возможной формовки патрубков трубопроводных ставов шахтных водоотливных установок.

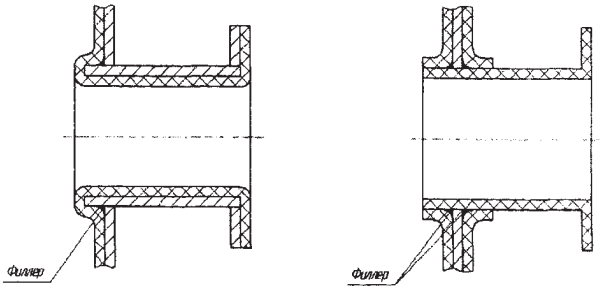


Рис. 6.3. Схема формовки патрубков трубопроводных ставов шахтных водоотливных установок

В таком объеме технология нанесения защитных покрытий на элементы различных металлоконструкций разработана в ООО СКБ «Мысль», г. Екатеринбург.

В частности, разработаны технические условия на футерованные трубы, в которых даны основные конструктивные и технологические схемы производства труб разного исполнения и из разных материалов, футерованные композиционными материалами с термореактивной матрицей (рис. 6.4).

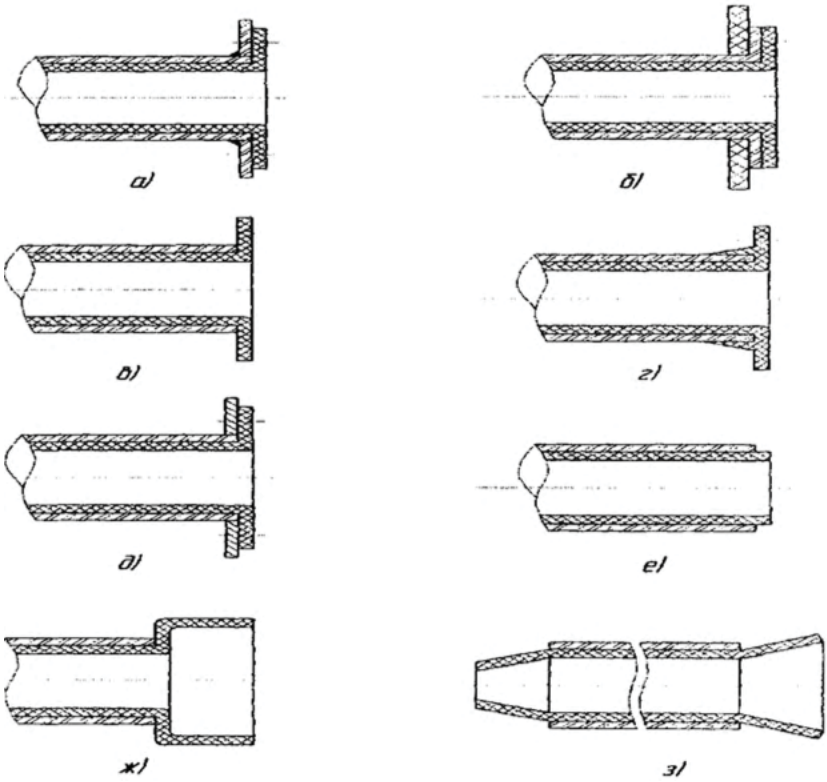


Рис. 6.4. Варианты стыковочных соединений труб, футерованных композитами:
а – приварной стальной фланец; *б* – накидной стальной фланец;
в, *г* – варианты стеклопластикового фланца;
д – накидной стеклопластиковый фланец; *е* – стыковое соединение;
ж – муфтовое соединение; *з* – раструбное соединение.

Трубы, футерованные композитами, предназначены для защиты внутренней поверхности стальных, чугунных, бетонных и других труб и воздуховодов от воздействия агрессивной рабочей среды (концентрационные и разбавленные кислоты и щелочи, пульпа, высокоминерализованные сточные воды, нефть и нефтепродукты, пищевые и прочие жидкие и газообразные среды), в диапазоне рабочих температур от -60 °С до +200 °С (газообразные среды – до 1000 °С). При этом толщина футеровочного слоя – от 2 мм, что, с учетом удельного веса композитов, позволяет футеровать тонкостенные воздуховоды, не меняя схему их подвески. В качестве футеровочного слоя применены композиты с термореактивной матрицей, армированные стекломатериалами и имеющие специальный слой, оптимально соответствующий требуемым условиям эксплуатации [147].

Сплошность и толщина футеровочного слоя гарантируются соблюдением технологического регламента производства и пооперационным

контролем качества изготовления труб, применением неразрушающих методов контроля. Эксплуатационные свойства покрытия проверяются в лабораторных условиях по согласованным с Заказчиком параметрам. Футеровка из композиционных материалов может быть выполнена в пожаробезопасном, взрывобезопасном, электробезопасном, не токсичном исполнениях и не представляет радиационной опасности.

6.2. Повышение долговечности шахтного водоотливного оборудования применением специальных материалов

Одним из направлений повышения износостойкости шахтных центробежных насосов является применение специальных материалов. Таким материалом может служить высокопрочная износостойкая сталь марки HARDOX, выпускаемая Шведской компанией SSABOxelosundAB.

HARDOX® («Хардокс») – семейство марок сверхтвердых сталей, обладающих высокой стойкостью к износу, одинаковой по всей толщине листа. В настоящее время выпускаются марки – HARDOX® 400, 450, 500, 550, 600 и 650. Индекс показывает величину твердости данной марки по Бринелю (HBW).

Характерной особенностью листовой стали HARDOX является ее одинаковая твердость как на поверхности, так и в центре листа. Эксклюзивная технология изготовления позволяет достичь высокой твердости при минимальном содержании легирующих элементов в стали.

Типичный химический состав, например, для марки HARDOX 400 (толщина листа 30 мм): C=0,16 %; Si=0,32 %; Mn=1,3 %; Cr=0,60 %; B=0,002 %.

В результате этого листы стали HARDOX® могут быть легко подвергнуты механической обработке, изгибу и сварке. Стали HARDOX® являются идеальным материалом для изготовления и ремонта рабочих узлов различного горного оборудования.

Износостойкая сталь HARDOX была специально создана для того, чтобы противостоять сильному абразивному износу. Фактический срок службы толстолистовой стали зависит от твердости материала, контактирующего с листом, а также от типа износа.

При работе с горными породами оборудование обычно подвергается изнашивающему воздействию нескольких типов – износ при трении и ударе, часто в сочетании с сильной деформацией. Различные условия износа обычно требуют использования материалов с различным составом и свойствами. Так, керамические изнашиваемые детали отличаются превосходным сопротивлением износу при трении скольжения, но совершенно непригодны в условиях износа при ударе. Резина и марганцовистая сталь противостоят износу лишь при условии, что частицы материала соударяются с износостойкой поверхностью под прямым углом, в то время как их сопротивление износу при трении скольжения неудовлетворительно.

Износостойкие листы из стали HARDOX с твердостью по Бринелю 400-600 способны выдерживать большинство типов износа, в том числе при соударениях под углом, характерных для лопаток насосов.

Использование при производстве стали HARDOX чистых исходных материалов и небольшое количество примесей, попадающих в сталь в ходе получения готового проката, дают возможность сочетать высокую твердость стали с высокой ударной вязкостью, в т. ч. при низких температурах. По прочности сталь HARDOX превосходит другие свариваемые стали, а по значению ударной вязкости сравнима с обычными конструкционными сталями. Так, сталь марки HARDOX400 имеет при t = -40 °C гарантированное значение уд. вязкости > 30 J/см^2 (образец с V-образным надрезом). Типичное значение предела прочности стали HARDOX400 составляет 1250 МПа, предела текучести 1000 МПа, относительное удлинение 15 %, относительное сужение 63 %.

Кроме хороших показателей при использовании в кузовах самосвалов, бульдозерах, ковшах погрузчиков и экскаваторов стали HARDOX

также с успехом применяются в следующем оборудовании: молотки, изготовленные из Хардокса, будут изнашиваться равномерно, без сколов, что не нарушает балансировку при вращении, дает возможность сэкономить на осях и спрогнозировать сроки сервисного обслуживания. Заметим, что равномерное изнашивание рабочих колес повышает срок службы до капитального ремонта.

В среднем изделия из износостойкой стали Хардокс служат в 5-7 раз дольше, чем из 10 ХСНД или других сталей российского производства.

Бутары, изготовленные из износостойких сталей служат до 10 раз дольше, по сравнению с изготовленными из обычных материалов и не требуют применения дорогостоящих футеровок из полимеров или резины.

Шнеки для транспортировки и погрузки, выгрузки сыпучих материалов, таких как уголь, руда, минералы, соя, пшеница и др., изготовленные из износоустойчивых сталей, служат до 10 раз дольше по сравнению с изготовленными из стандартных материалов. То же самое можно сказать относительно рабочих колес центробежных насосов, работающих в условиях интенсивного гидроабразивного износа.

Специальная технология дает возможность изготовления сит из листовой износостойкой стали без потери твердости материала. Сита, изготовленные из стали Хардокс, имеют более продолжительный срок службы по сравнению с ситами из российских сталей и зарекомендовали себя как прекрасная альтернатива готовым ситам иностранного производства.

Таким образом, выбор стали HARDOX для защиты горного оборудования является, как правило, наилучшим как с технологической, так и с экономической точки зрения. Партнером фирмы SSABOxelosundAB на Урале является компания ЗАО НПП «Машпром». Конечно, в каждом конкретном случае все эти вопросы требуют для себя соответствующего технико-экономического обоснования.

Накопленный в ООО СКБ «Мысль» опыт изготовления вентиляторных установок получил свое дальнейшее развитие в удачных попытках изготовления деталей насосов специального назначения, предназначенных для перекачки технической воды, агрессивных жидкостей и пульпы. Проведенные испытания насосов главного водоотлива шахт с рабочими колесами, выполненными из композитов в условиях действующей шахты, показали, что производительность насосов возросла на 20 %, энергопотребление снизилось на 12 %. Указанные результаты достигну-

ты за счет оптимизации проточной части колеса и снижения гидравлических потерь в насосе.

В СКБ «Мысль» изготовлен и испытан насос для перекачки кислоты с большим содержанием абразивного металла в химическом растворе. Корпус насоса выполнен по технологии контактного формирования с нанесением на внутреннюю поверхность дисперсного абразиво-химстойкого покрытия, а рабочее колесо выполнено по технологии прессования из дисперсного абразиво-химстойкого композита с полной заменой применявшихся ранее материалов из чугуна и стали.

Описанный опыт изготовления элементов шахтных центробежных насосов, работающих в условиях кислотного и гидроабразивного изнашивания, показывает, что использование для этих целей композитов является весьма перспективным и востребованным.

6.3. О разработке специальных конструкций износостойких шахтных центробежных насосов

В связи с тем, что значительное увеличение твердых механических примесей в шахтной воде является долговременным явлением, связанным с изменением технологии отработки залежи полезных ископаемых на длительную перспективу, возникает настоятельная потребность разработки специальных шахтных центробежных насосов повышенной гидроабразивной износостойкости [135].

При этом технические требования к таким насосам должны содержать соответствующие показатели, прежде всего части процентного содержания механических примесей, размера частиц и их микротвердости, а также плотности перекачиваемой гидросмеси, ее температуры, кислотности и максимально допустимого давления на входе в насос.

Для разработки таких требований необходимо проведение специального исследования, результатом которого должны быть обоснованное значение указанных параметров.

Кроме того, должны быть установлены требования в частности надежности, долговечности работы насосов и их наработки до капитального ремонта.

Так как в настоящей работе выполнена только часть такого исследования ограничимся здесь общими соображениями по созданию шахтных центробежных насосов повышенной износостойкости.

Во-первых, эти насосы должны обладать гидродинамическими параметрами, соизмеримыми с параметрами известных секционных насо-

сов типа ЦИО (ЦИСИ) и др. И во-вторых, обладать абразивной износостойкостью, соизмеримой с износостойкостью шламовых и грунтовых насосов.

Конечно, совместить эти два требования в одной конструкции – сложная техническая и технологическая задача. Но ее положительное применение диктуется необходимостью эффективного решения рассматриваемой проблемы.

До настоящего времени решение этой проблемы не ставилось в повестку дня. Хотя определенные наработки в этом направлении были сделаны ранее. Так, в работах ученика Гейера В.Г. доктора технических наук В.Б. Малеева [97] были предложены конструктивные изменения рабочих колес шахтных центробежных насосов, связанные с увеличением их долговечности в условиях интенсивного гидроабразивного износа. Им было предложено предусматривать соответствующее утолщение выходных кромок рабочих колес за счет выступов. По данным его исследований, КПД такого насоса помимо повышения износостойкости колеса повышался на 3-5 %, а коэффициент напора на 15-30 %.

Конечно, такие работы в настоящее время могут рассматриваться как первые шаги решения поставленной проблемы.

Многолетняя практика эксплуатации центробежных секционных насосов в шахтных условиях показала следующее:

- низкую надежность работы, главным образом, по причине быстрого выхода из строя разгрузочных дисков, наработка до отказа которых зачастую составляет не более 120-180 часов, а на неосветленной воде – до 60-80 часов (при нормативном сроке службы до капитального ремонта 6500 часов) [53];
- значительные объемные потери в разгрузочном устройстве и, как следствие этого, снижение общего КПД насоса и повышение его энергоемкости;
- значительное сокращение срока службы насосов до капитального ремонта (до 300-500 часов) при работе на загрязненной воде [53].

Таким образом, для значительного повышения эффективности эксплуатации шахтных секционных насосов помимо защитных покрытий и специальных материалов требуется также радикальное конструктивное совершенствование насосов, исключающее, например, применение дополнительных разгрузочных устройств.

Следует сказать, что предложенная еще в 40-е годы XX века гидравлическая схема секционных насосов (АЯП, МС, ЦНС, ЦНСК) не пре-

терпела с тех пор принципиальных изменений. Безусловно, эта схема имеет свои определенные достоинства: достаточно удовлетворительную комплектацию осевой силы (несмотря на низкую износостойкость разгрузочного диска, особенно при работе насоса на загрязненной воде) и защиту сальниковых уплотнений на стороне нагнетания от превышения допустимых значений давления, обеспечивающую создание самых высоконапорных насосов. Совершенствование системы компенсации осевой силы велось в основном за счет ее усложнения еще самых первых конструкций насосов (АЯП-300, АЯП-150 и др.). Наиболее сложной является система компенсации осевой силы в колесах ЦНС 180-500…900 и ЦНС(К) 500-160…800, где она помимо самого разгрузочного устройства включает еще демпферное устройство, предупреждающее контакт разгрузочного диска с кольцом разгрузки при переходных режимах. Кроме того, она содержит отключающее устройство, которое, воздействуя на выключатель, разрывает цепь управления электродвигателем при аварийном уходе ротора в сторону всасывания. Демпферное и отключающее устройства размещены в специально дополнительном корпусе, что значимо усложняет конструкцию насоса и удорожает его изготовление, а следовательно, снижает конкурентоспособность изделия.

Все это, конечно, можно рассматривать как попытки улучшения принципиально несовершенной системы компенсация осевой силы, основанной на использовании дополнительных разгрузочных устройств.

Попытки создания секционных насосов с компенсацией осевой силы осуществляемой за счет создания разгрузочных отверстий в заднем диске и второго кольца уплотнения (со стороны заднего диска) не дали положительных результатов из-за усложнения конструкции насоса и возрастания почти в два раза объемных потерь.

В нашей отечественной практике это были насосы типа НМГ, разработанные в 40-х годах XX века, но не получившие широкого применения [22, 23].

Следовательно, конструктивное совершенствование секционных насосов с целью повышения их гидроабразивной износостойкости, надежности и КПД должно осуществляться на другой основе с принципиальным изменением их гидравлической схемы. Например, на основе разработки двухпоточных, секционных насосов, состоящих из двух одинаковых групп секций, расположенных симметрично по отношению друг к другу [136].

Попытки создания таких насосов в нашей отечественной практике относятся ещё к 50-ым годам прошлого века [22], когда разрабатывался насос типа ГМС (Горловский, мощный, стационарный). Рабочие колеса в этом насосе располагались в двух группах с подводом воды в них с противоположных сторон.

Недостатком таких насосов являлось то, что, несмотря на симметричное расположение в них колес одностороннего всасывания и, следовательно, теоретическое уравновешивание осевых сил, последние в полной мере не уравновешивались. Обусловлено это перетоками воды между последними рабочими колесами противоположных групп на выходе из насоса. Вследствие этого неуравновешенная часть осевых сил создавала большую нагрузку на радиально-упорные подшипники насоса и вызывала их быстрый износ, поэтому конструкция насоса была признана неудачной. Она не получила дальнейшего развития и совершенствования, несмотря на то, что гидравлическая схема двухпоточных насосов является принципиально более совершенной. На это следует обратить особое внимание при разработке современных конструкций шахтных секционных насосов по двухпоточной схеме.

При создании таких насосов в первую очередь необходимо выполнение следующих основных требований:

- обеспечение идентичных условий входа жидкости на первые рабочие колеса обеих групп секций насоса;
- обеспечение одинаковых условий прохождения жидкости через обе группы секций;
- обеспечение идентичных условий перевода жидкости из последних секций обеих групп насоса в нагнетательный патрубок и далее в нагнетательный трубопровод;
- расположение продольных осей нагнетательного и общего всасывающего патрубков насоса должно быть в одной плоскости, проходящей через середину его проточной части;
- рабочие колеса в обеих группах насоса должны быть повернуты относительно друг друга на 180˚, при этом и кривизна лопаток колес в различных группах секций должна быть противоположной;
- остальные требования в части вибрации, балансировки ротора и др. являются общими для всех отечественных центробежных шахтных насосов.

Отличительной особенностью рассматриваемых двухпоточных секционных насосов является техническая возможность комплектования

их на базе серийных унифицированных узлов однопоточных насосов, выпускаемых в настоящее время. Прежде всего, это касается комплектов отдельных секций (корпус, рабочее колесо с уплотнениями, направляющий аппарат), одинаково используемых в насосах обоих типов. При этом следует иметь в виду, что направление изгиба лопаток рабочих колес разных групп секций должно быть противоположным (при рабочем направлении вращения вала лопатки должны быть идентично отогнуты назад у обеих групп насоса). Из конструкции двухпоточного насоса помимо всего комплекта разгрузочного устройства устраняется также задняя крышка, которую заменяет передняя всасывающая крышка, и, таким образом, насос будет иметь два одинаковых комплекта всасывающих крышек с гидрозатворами и сальниковыми уплотнениями, что повысит степень унификации его узлов и удешевит производство. Что касается валов и стяжных болтов, то они могут быть полностью идентичными аналогичным узлам однопоточных насосов. Таким образом, переход заводского производства с однопоточных насосов на двухпоточные может быть осуществлён с минимальными затратами на перевооружение производства. Конечно, при этом не исключается совершенствование (конструктивное или технологическое) каких-либо узлов насосов или их схем.

Сравнительный типоряд двухпоточных секционных насосов, создаваемых на базе существующих однопоточных, приведен в табл. 6.1 [136, 137].

Типоряд разработан на основе использования существующей элементной базы насосов – изготовителей однопоточных насосов с учётом изложенных выше замечаний и предложений. При этом в качестве выходной секции двухпоточного насоса принята секция с рабочим колесом двухстороннего всасывания. С учетом этого минимальный напор насоса (группы секций) будет соответствовать напору двух рабочих колес (первого одностороннего и второго двухстороннего всасывания).

Анализ таблицы показывает, что типоряд секционных двухпоточных насосов даже на существующей элементной базе заводов-изготовителей может покрывать основную часть потребных водоотливных режимов горных предприятий. По номинальной подаче секционные двухпоточные насосы (от 26 до 1700 м^3/ч) практически в полном объёме могут заменить менее совершенные в конструктивном отношении шахтные спиральные насосы типов ЦН, МД, НД и др., имеющие номинальные подачи 250…2000 м^3/ч при напоре, в большинстве случаев не превышающем 350-400 м.

Таблица 6.1.

Сравнительная оценка секционных насосов

№	Однопоточная схема			Двухпоточная схема		
	обозначение	$Q_{ном}$ м³/ч	$H_{ном}$ м вод ст	обозначение	$Q_{ном}$, м³/ч	$H_{ном}$ м вод ст
1	ЦНС 13-70…350	13	70…350	ЦНСД 26-70…175	26	70…175
2	ЦНС 38-44…220	38	44…220	ЦНСД 76-44…110	76	44…110
3	ЦНС 60-66…330	60	66…330	ЦНСД 120-66…165	120	66…165
4	ЦНС 105-98…490	105	98…490	ЦНСД 210-98…245	210	98…245
5	ЦНС 180-85…425	180	85…425	ЦНСД 360-85…212	360	85…212
6	ЦНС 180-500…900	180	500…900	ЦНСД 360-360…500	360	300…500
7	ЦНС 300-120…600	300	120…600	ЦНСД 600-120…300	600	120…300
8	ЦНС 300-650…1300	300	650…1300	ЦНСД 600-260…650	600	260…650
9	ЦНС 500-160…800	500	160…800	ЦНСД 1000-160…400	1000	160…400
10	ЦНСГ 850-240…960	850	240…960	ЦНСД 1700-240…480	1700	240…480
11	ЦНС 180-1050…1900	180	1050…1900	ЦНСД 360-380…950	360	380…950
12	ЦНС 630-1700	630	1700	ЦНСД 1260-850	1260	850

Кроме того, двухпоточные насосы обладают повышенной износостойкостью и надежностью за счет более совершенной гидравлической схемы, исключающей применение гидравлических разгрузочных устройств – наименее надежных элементов насосов, особенно при их работе в условиях гидроабразивных сред [148].

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В настоящей монографии выполненной авторами на базе теоретических и экспериментальных исследований дано новое решение актуальной научно-практической задачи повышения эффективности эксплуатации водоотливных установок медноколчеданных рудников на основе откачивания предварительно осветленных шахтных вод с выдачей осевшего шлама из отстойников водосборников высоконапорными гидроэлеваторными установками через нагнетательные трубопроводы минуя рабочие насосы.

Основные результаты монографии сводятся к следующему:

1. Установлено, что с наличием абразивных частиц крупностью более 0,2 мм в шахтной воде удельный износ элементов насоса возрастает по полиномиальному закону.

2. По результатам исследований, проведенных в условиях УзПР ОАО УГОК, УГМК, получены уравнения, устанавливающие количественные зависимости удельного гидроабразивного износа элементов проточной части ЦНС(К) 300-360-420 от наработки насосов и контакта абразива с их поверхностью.

3. Установлено, что основой повышения эффективности эксплуатации водоотлива медноколчеданных рудников является выбор способа очистки водосборных емкостей, осуществляемый на основе фактического удельного износа элементов проточной части центробежных насосов главного водоотлива.

4. Разработана стационарная водоотливная гидроэлеваторная установка, обеспечивающая полную очистку водосборника от шлама и работу ЦНС(К) на осветленной воде.

5. Совершенствование технологии очистки водосборников и отстойников подземных рудников от шлама с подачей из гидроэлеваторной установки в нагнетательный трубопровод насосной установки обеспечивает повышение эффективности эксплуатации рудничных водоотливных установок, выразившееся для условий УзПР в снижении в 1,89 раза

суммарных затрат на откачивание 1 м^3 шахтной воды за счет снижения в 6,5 раз затрат на очистку водосборников, уменьшения удельного энергопотребления в 2,5…2,8 раза, снижения фактического суточного времени работы водоотлива, а также семикратного снижения количества капитальных ремонтов.

6. Установлено, что технический ресурс центробежных насосов типа ЦНС(К) является комплексным показателем состояния рудничной водоотливной установки и может быть рассчитан по величине удельного гидроабразивного износа элементов проточной части насоса.

7. Ожидаемый экономический эффект при использовании высоконапорных гидроэлеваторных установок для очистки водосборников от шлама в условиях УзПР составит 812,65 тыс. руб/год на один насосный агрегат.

8. Разработан центробежный двухпоточный насос обладающий повышенной износостойкостью и надежностью за счет более совершенной гидравлической схемы, исключающей применение гидравлических разгрузочных устройств – наименее надежных элементов центробежных секционных насосов, особенно при их работе в условиях гидроабразивных сред, на который получен патент на полезную модель.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Аглюков, Х. И. Организация и экономика горного производства: учеб. пособие / Х. И. Аглюков. – Магнитогорск: МГТУ им. Г. И. Носова, 2007. – 86 с.

2. Акользин, П. А. Предупреждение коррозии оборудования технического и водоснабжения / под общ. ред. Я. М. Колотыркина – М.: Металлургия, 1988 – 94 с.

3. Алексеев, В. В. Рудничные насосные, вентиляторные и пневматические установки / В. В. Алексеев. – М.: Недра, 1983. – 320 с.

4. Апаськов, Ю. П. Повышение долговечности быстроизнашивающихся узлов шахтных центробежных насосов / Ю. П. Апаськов. Сб. науч. трудов. ВНИНГМ им. М. М. Федорова. – Донецк, 1982. – 120 с.

5. Белых, Б. П. Электрические нагрузки и электропотребление на горнорудных предприятиях / Б. П. Белых, И. С. Свердель, В. К.Олейников. – М.: Недра, 1971. – 125 с.

6. Березин, С. Е. Погружные насосы FLYGT для оптимизации шахтного водоотлива / С. Е. Березин, В. Н. Котомкин, Л. А. Мегалинский, Ю. П. Снитко // Горная промышленность. – 1999. – № 1. – С. 53-55.

7. Березин, С. Е. Опыт применения погружных насосов фирмы FLYGT для откачки шахтных вод / С. Е. Березин, В. И. Баженов, В. Е. Лабутин // Горная промышленность. – 2000. – № 5. – С. 33-34.

8. Износостойкие насосы фирмы FLYGT в технологических процессах обработки природного камня / С. Е. Березин, В. И. Баженов, А. А. Ефремов, В. Е. Лабутин // Горная промышленность. – 2000. – №6. – С. 19-20.

9. Богомолов, Н. А. Основные требования к новой системе шахтного водоотлива / Н. А. Богомолов, Е. А. Воловик // Уголь Украины. – 1977. – № 9. – С. 49-50.

10. Богомолов, Н. А. Эффективность откачивания неосветленной воды центробежными насосами / Н. А. Богомолов, Е. А. Воловик, Д. Е. Санин // Уголь Украины. – 1987. – № 9. – С. 37-38.

11. Болотских, Н. С. Борьба с подземными водами / Н. С. Болотских, Д. С. Слобоцкий. – Киев: Техника, 1982. – 180 с.

12. Борохович, А. И. Водоотлив глубоких шахт: дис… д-ра техн. наук / А. И. Борохович. – Свердловск, 1964. – 260 с.

13. Некоторые вопросы износа, расчета и конструирования углесосно-насосного оборудования / А. И. Борохович, П. И. Юрин, А. И. Никулин, В.А. Татьков. – Новокузнецк, 1968. – 145 с.

14. Борохович, А. И. Стационарные машины и установки на открытых горных разработках. / А. И. Борохович, В. В. Гусев. – М.: Недра, 1969. – 285 с.

15. Борохович, А. И. Комплексный показатель надежности и долговечности углесосов / А. И. Борохович, П. И. Юрин // Сб. науч. трудов МГМИ им. Г. И. Носова. Вып. 85. – Магнитогорск, 1970. – 76 с.

16. Боярский, В. А. Водоотлив и осушение на горных предприятиях / В. А. Боярский, И. П. Киров. – М.: Высш. шк., 1980. – 304 с.

17. Боярских, Г.А. Теория старения и восстановления машин / Г. А. Боярских. – Екатеринбург: УГГУ, 2007. – 175 с.

18. Братченко, Б. Ф. Стационарные установки шахт / Б. Ф. Братченко. – М.: Недра, 1977. – 440 с.

19. Техническое обслуживание и текущий ремонт стационарного оборудования / В. М. Брюков, В. А. Пристром, В. И. Матвеев, Н. Г. Картавый. – М.: Недра, 1988. – 318 с.

20. Конструкция и эксплуатация центробежных герметичных насосов / В. В. Буренин, Д. Т. Гаевик, В. П. Дронов, В. В. Иванов. – М.: Машиностроение, 1977. – 151 с.

21. Вентцель, Е. С. Теория вероятностей / Е. С. Вентцель. – М.: Металлургиздат, 1962. – 420 с.

22. Веселов, А. И. Защита от коррозии водоотливных установок / А. И. Веселов. – М.: Металлургиздат, 1950. – 120 с.

23. Веселов, А. И. Рудничный водоотлив / А. И. Веселов. – Свердловск: Металлургиздат, 1956. – 524 с.

24. Веселов, А. И. Рудничные турбомашины / А. И. Веселов. – Свердловск: Металлургиздат, 1956. – 685 с.

25. Водоотлив глубоких шахт. – М.: Недра; ИГМ и ТК М. М. Федорова, 1967. – 155 с.

26. Воловик, Е. А. Зависимость ресурса шахтных насосов от концентрации твердой фазы в перекачанной воде / Е. А. Воловик // Уголь Украины. – 1988. – № 7. – С. 31-32.

27. Воловик, Е. А. Повышение эффективности работы головных водоотливных установок за счет откачивания насосами неосветленной воды: автореф. дис... канд. техн. наук / Е. А. Воловик. – М.: МГИ, 1989. – 17 с.

28. Воловик, Е. А. Выбор и исследование смывающихся водосборников для водоотливных установок шахт Донбасса / Е. А. Воловик, Н. А. Богомолов. – Донецк: НИГМ им. М. М. Федорова, 1986. – С. 183.

29. Вскрытие и разработка глубоких горизонтов подземного рудника Гайского горно-обогатительного комбината. – Екатеринбург: УГМК, 2005.

30. Вскрытие и отработка Нижней залежи Сибайского месторождения подземным способом. Дополнение к проекту «Доработка Сибайского месторождения подземным способом». – Свердловск: Унипромедь, 1999.

31. Гейер, В. Г. Рудничные водоотливные установки / В. Г. Гейер. М.: Гостоптехиздат, 1948. – 273 с.

32. Гейер, В. Г. Опыт механизации чистки зумпфов и применение эрлифтов на вспомогательных водоотливах Донбасса (Обзор) / В. Г. Гейер, С. С. Малыгин, А. И. Быков. – М.: Недра, 1966. – 186 с.

33. Гейер, В. Г. Шахтные вентиляторные и водоотливные установки / В. Г. Гейер, Г. М. Тимошенко. – М.: Недра, 1987. – 139 с.

34. Гейер, В. Г. Шахтные водоотливные установки / В. Г. Гейер. – М.: Углетехиздат, 1952. – 219 с.

35. Гладилин, Л. В. Основы электроснабжения горных предприятий / Л. В. Гладилин. – М.: Недра, 1978. – 210 с.

36. ГОСТ 6134- 87. Насосы динамические. Методы испытания. Взамен ГОСТ 6134-71.

37. Дмитриев, Г. П. Основные зависимости и метод расчета гидравлического транспорта минерального сырья с большим удельным весом / Г. П. Дмитриев, А. К. Курбатов, А. Е. Смолдырев. – М., 1966. – 25 с.

38. Долганов, А. В. Современное состояние рудничного водоотлив при отработке медноколчеданных месторождений Южного Урала / А. В. Долганов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2009. – №2. – С.12-15.

39. Долганов, А. В. Особенности износа деталей насосов при эксплуатации карьерного водоотлива / А. В. Долганов, В. С. Великанов // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. – С. 125-131.

40. Долганов, А. В. Влияние плотности шахтной воды на расход электроэнергии насосами главного водоотлива / А. В. Долганов // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. – Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГГУ», 2009. – С. 43-45.

41. Долганов, А. В. Влияние механических примесей в шахтной воде на работу центробежных насосов / А. В. Долганов, М.Г. Сероноженко // Молодежь наука будущее: Выпуск 10, Том 1: сб. науч. тр. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. – С. 3-6.

42. Долганов, А. В. Электропотребление водоотливных установок подземных рудников медноколчеданных месторождений Южного Урала / А. В. Долганов // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. – Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГГУ», 2010. – С. 37-41.

43. Долганов, А. В. Оценка электропотребления водоотливных установок подземных рудников месторождений Южного Урала / А. В. Долганов, П.А. Трегубов // Молодежь наука будущее: Выпуск 10, Том 1: сб. науч. тр. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. – С. 8-10.

44. Долганов, А. В. Влияние износа деталей центробежных насосов секционных кислотоцпорных типа ЦНС(К) 300-360 на режимы их работы / А. В. Долганов // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Выпуск 12 – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2012. – С. 98-102.

45. Долганов, А. В. Исследование зависимости гидроабразивного износа центробежных насосов от продолжитедьности их работы в условиях медноколчеданных рудников / А. В. Долганов, С.Н. Оглобличев // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. – Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГГУ», 2012. – С. 52-56.

46. Долганов, А. В. Влияние износа элементов проточной части шахтных насосов ЦНС(К) 300-360 на режимы их работы / А. В. Долганов // Известия УГГУ. 2012. №27-28. – С. 110 – 113.

47. Долганов, А. В. Классификационная схема способов очистки шламовых емкостей горных предприятий от твердого / А. В. Долганов, А.М. Малов // Молодежь наука будущее: Выпуск 11: сб. науч. тр. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2012. – С. 163-165.

48. Долганов, А. В. Исследование источников шламообразования в шахтной воде Учалинского подземного рудника «ОАО УГОК» / А. В. Долганов, А.Р. Курбанов // Молодежь наука будущее: Выпуск 11: сб. науч. тр. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2012. – С. 158-161.

49. Долганов, А. В. Факторы, влияющие на потребление электроэнергии водоотливными установками горных производств / А. В. Долганов // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2013. – С. 72-77.

50. Долганов, А. В. Анализ электропотребления водоотливных установок подземных рудников медноколчеданных месторождений Южного Урала / А. В. Долганов // Горное оборудование и электромеханика. – 2011. – № 2. – С. 39-41.

51. Долганов, А. В. Экспериментальные исследования абразивного износа центробежных насосов / А. В. Долганов, В. С. Великанов, В. И. Савельев // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. – С. 195-203.

52. Долганов, А. В. Разработка классификационной схемы способов очистки накопителей шламов и емкостей горных производств от твердого / А. В. Долганов // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2011. – С. 115-121.

53. Долганов, А. В. Повышение эффективности эксплуатации водоотливных установок медноколчеданных рудников: автореф. дис… канд. техн. наук. / А. В. Долганов. УГГУ. – Екатеринбург, 2012. – 18с.

54. Долганов, А. В. Факторы, влияющие на потребление электроэнергии насосами главного водоотлива медноколчеданных рудников / А. В. Долганов // Проблемы инновационного пути развития шахтного и карьерного стационарного оборудования: сб. науч. тр. – Екатеринбург: ФГБОУ ВПО «УГГУ, 2013. – С. 26-30.

55. Долганов, А. В. Технико экономическое обоснование применения высоконапорных гидроэлеваторных установок для откачивания шламовых смесей из отстойников водосборников главного водоотлива медно-колчеданных рудников /

А. В. Долганов // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. – Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГГУ», 2013. – С. 34-37.

56. Долганов, А. В. Шламы медноколчеданных рудников: проблемы и пути решения / А. В. Долганов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2013. – №4. – С. 10-14.

57. Долганов, А. В. Исследование гидроабразивного износа центробежных насосов медноколчеданных рудников / А. В. Долганов // Комбинированная геотехнология: теория и практика реализации полного цикла комплексного освоения недр: труды международной научно-технической конференции, г. Магнитогорск, 2013: Сб. трудов. – Магнитогорск: ФГБОУ ВПО «МГТУ», – 2013. – С. 169-176.

58. Долганов, А. В. Математическое моделирование комплекса факторов, влияющих на эффективность шахтного водоотлива / А. В. Долганов // Математическое моделирование механических явлений: сб. науч. тр. – Екатеринбург: ФГБОУ ВПО «УГГУ, 2013. – С. 82-84.

59. Долганов, А. В. Качество эксплуатации центробежных насосов медноколчеданных рудников при гидроабразивном износе / А. В. Долганов // XII-ая Национальная конференция с международным участием по открытой и подводной добыче полезных ископаемых, June 26-30, 2013 International House of Scientists «Fr. J/ Curie» Varna, Bulgaria. – 169 – 173 с.

60. Долганов, А. В. Процесс образования шламов в воде подземных медноколчеданных рудников Южного Урала / А. В. Долганов // Освоение минеральных ресурсов Севера: проблемы и решения: Труды 11-ой международной научно-практической конференции 11-12 апреля 2013 г. Воркутинский горный институт (филиал) ФГБ ОУ ВПО «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный». Воркута, 2013. – С. 392 – 394.

61. Долганов, А. В. Повышение эффективности эксплуатации рудничного водоотлива за счет совершенствования очистки водосборников от шлама / А. В. Долганов // Горное оборудование и электромеханика. – 2014. – № 2. – С. 33-39.

62. Долганов, А. В. Современное состояние водоотлива Гайского подземного рудника / А. В. Долганов, А. А. Белоусов, А. В. Толкачев, К. С. Поезжаев, К. В. Говоров // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. – Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГГУ», 2014. – С. 61-65.

63. Долганов, А. В. Анализ эффективности разгрузочных устройств шахтных центробежных секционных насосов / А. В. Долганов, А. О. Ислентьев, Э. Ю. Торопов, Е. О. Чураков // Известия УГГУ. 2014. №2 (34). – С. 31 – 35.

64. Долганов, А. В. Режимы работы центробежных насосов при откачивании шахтных вод / А. В. Долганов // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. – Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГГУ», 2015. – С. 54 – 57.

65. Долганов, А. В. Влияние гидроабразивного износа элементов проточной части на эксплуатационные качества центробежных насосов медноколчеданных

рудников / А. В. Долганов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2015. – №8. – С.181-186.

66. Долганов, А. В. Шахтные, центробежные, секционные насосы нового поколения / А. В. Долганов, Ю. В. Попов, С. А. Тимухин, А. Н. Пискарев, Е. П. Салтанов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2015. – №4. – С.188-191.

67. Долганов, А. В. Разработка классификации способов очистки от шламов отстойников горных производств / А. В. Долганов // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. – Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГГУ», 2016. – С. 33 – 36.

68. Докукин, А. В. Возникновение кислотных рудничных вод и борьба с ними. / А. В. Докукин, Л. С. Докукина – М: Углетехиздат, 1950. – 352 с.

69. Дьяков, М. И. Защита оборудования горно-металлургических предприятий от абразивных и ударно-деформационных воздействий с помощью износостойких сталей марки «Хардокс». Материалы 1-й Международной научно-практической конференции «Защита оборудования горно-металлургических предприятий от воздействия опасных производственных факторов». /М. И. Дьяков. – Екатеринбург, -2011. – С.15 – 18.

70. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. – М.: НПО ОБТ, 1992. – 182 с.

71. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. – М.: НПО ОБТ, 1996. – Кн. I. – 260 с.; Кн. 2. – 224 с.

72. Зимницкий, В. А. Лопастные насосы / В. А. Зимницкий, В. А. Умов. – М.: Машиностроение, 1986. – 74 с.

73. Испытание насосных установок. – М.: Недра, 1967. – 85 с.

74. Калинушкин, М. П. Насосы и вентиляторы / М. П. Калинушкин. – М.: Высш. шк., 1987. – 176 с.

75. Каменев, П. Н. Гидроэлеваторы и другие струйные аппараты / П. Н. Каменев. – М.: Машгиз, 1950. – 343 с.

76. Карасев, Б. В. Насосы и насосные станции / Б. В. Карасев. – Минск: Высш. шк., 1979. – 285 с.

77. Карелин, В. Я. Кавитационные явления в центробежных и осевых насосах / В. Я. Карелин. – М.: Машиностроение, 1975. – 336 с.

78. Карелин, В. Я. Изнашивание лопастных насосов / В. Я. Карелин. – М.: Машиностроение, 1983. – 167 с.

79. Карелин, В. Я. Насосы и насосные станции: учебник для вузов / В. Я. Карелин, А. В. Минаев. – М.: Стройиздат, 1986. – 320 с.

80. Карелин, В. Я. Кавитационные явления в центробежных и осевых насосах / В. Я. Карелин. – М.: Машгиз, 1963. – 320 с.

81. Картавый, Н. Г. Шахтные стационарные установки / Н. Г. Картавый, А. А. Топорков. – М.: Недра, 1978. – 263 с.

82. Картавый, Н. Г. Стационарные машины / Н. Г. Картавый. – М.: Недра, 1981. – 327 с.

83. Кривченко, Г. И. Гидравлические машины: Турбины и насосы / Г. И. Кривченко. – М.: Энергия, 1978. – 320 с.

84. Киселев, В. И. Горная механика / В. И. Киселев. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 468 с.

85. Киселев, Г. Ф. Техническое обслуживание и ремонт насосных установок / Г. Ф. Киселев, С. Д. Рязанов. – М.: Химия, 1985. – 156 с.

86. Крупные осевые и центробежные насосы: справ. пособие / И. И. Киселев, А. Л. Герман, Л. М. Лебедев, В. В. Васильев. – М.: Машиностроение, 1977. – 184 с.

87. Кноблох, Р. Пульповые насосы фирмы KSB AG (ФРГ) для различных технологий горной промышленности / Р. Кноблох // Горная промышленность. – 1998. – № 5. – С. 19-21.

88. Лаутербах, Т. Закладка подземных пустот с помощью поршневых насосов / Т. Лаутербах // Глюкауф. – 2006 №2 (3). – С. 40-44.

89. Лезнов, Б. С. Экономия электроэнергии в насосных установках / Б. С. Лезнов. – М.: Энергоатомиздат, 1991. – 143 с.

90. Лобачев, П. В. Насосы и насосные станции / П. В. Лобачев. – М.: Стройиздат, 1990. – 320 с.

91. Лойцянский, Л. Г. Механика жидкости и газа. / Л. Г. Лойцянский – М..: Наука, 1978. – 736 с.

92. Ломакин, А. А. Центробежные и осевые насосы / А. А. Ломакин. – М.: Машиностроение, 1966. – 125 с.

93. Лопастные насосы / под ред. Л. П. Грянко и А. Н. Папира. – Л.: Машиностроение, 1975. – 430 с.

94. Лопастные насосы: справочник / В. А. Зимницкий и др. – Л.: Машиностроение. Ленингр. отд., 1986. – 334 с.

95. Малюшенко, В. В. Энергетические насосы: справ. пособие / В. В. Малюшенко, А. П. Михайлов. – М.: Энергоиздат, 1981. – 115 с.

96. Мамедов, А.Ш. Разработка и обоснование мероприятий по повышению энергоэффективности комплексов шахтного водоотлива (на примере шахт ОАО «Севуралбокситруда»): автореф. дис... канд. техн. наук / А. Ш. Мамедов. – Екатеринбург: УГГА, 2004. – 21 с.

97. Малеев В. Б. Развитие научных основ системы шахтного водоотлива: автореф. дис... д-ра техн. наук. – Донецк (Украина), 2003. – 36с.

98. Марцинковский, В. А. Гидродинамика и прочность центробежных насосов / В. А. Марцинковский. – М.: Машиностроение, 1971. – 215 с.

99. Махинин, А. И. Пути увеличения надежности, долговечности и экономичности шахтных центробежных насосов. / А. И. Махинин // Горные машины и автоматика. – М.: Недра, 1967.-№2. – С. 45 – 52.

100. Махинин, А. И. Исследование и повышение эффективности и долговечности шахтных центробежных насосов (на примере Донецкого бассейна): авто-

реф. дис… канд. техн. наук. / А. И. Махинин. Московский горный институт;-М., 1970. – 24 с.

101. Методика расчета гидроэлеватора и эрлифта // Методические вопросы исследований в геотехнологии / под ред. В. К. Аренса; ГИГХС. – Люберцы, 1979. – 156 с.

102. Михайлов, А. К. Конструкция и расчет центробежных насосов высокого давления / А. К. Михайлов, В. В. Малюшенко. – М.: Машиностроение, 1977. – 132 с.

103. Михайлов, А. К. Лопастные насосы / А. К. Михайлов, В. В. Малюшенко. – М.: Машиностроение, 1977. – 144 с.

104. Монгайт, И. Л. Очистка шахтных вод / И. Л. Монгайт, К. В. Текиниди, Г. И. Николадзе. – М.: Недра, 1978. – 135 с.

105. Насосы Бобруйского машиностроительного завода // Горная промышленность. – 2000. – № 2. – С. 36-38.

106. Насосы: справочное пособие / пер. В. В. Малюшенко, М. К. Бобка. – М.: Машиностроение, 1979. – 502 с.

107. Насосы. Вентиляторы. Компрессоры: справочник / под ред. Е. М. Рослякова. – СПб.: Политехника, 2006. – 822 с.

108. Негруцкий, Б. Ф. Интенсификация монтажа оборудования угольных шахт / Б. Ф. Негруцкий. – М.: Недра, 1983. – 172 с.

109. Номенклатурный каталог насосов «Линк-Продукт», 2008. – 43 с.

110. Олизаренко, В. В. Влияние горно-геологических и технологических факторов на эффективность работы шахтного водоотлива / В. В. Олизаренко, А. В. Долганов//Материалы 66-й научно-технической конференции: сб. докл. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2008. – Т.1. – С. 169-172.

111. Олизаренко, В. В. Рудничный водоотлив при отработке Учалинского месторождения/ В. В. Олизаренко, А. В. Долганов, В. С. Великанов// Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. науч. тр. – Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГГУ», 2008. – С. 54-58.

112. Олизаренко, В. В. Рудничный водоотлив при отработке медно-колчеданных месторождений Южного Урала / В. В. Олизаренко, М. М. Мингажев. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. – 252 с.

113. Петухов, А. И. Горная механика / А. И. Петухов, Н. К. Правицкий, М. Г. Рипп. – М.: Недра, 1965. – 400 с.

114. Пирсол, И. Кавитация / И. Пирсол. – М.: Мир, 1975. – 95 с.

115. Покровская, В. Н. Пути повышения эффективности гидротранспорта / В. Н. Покровская. – М.: Недра, 1972. – 158 с.

116. Поляков, В. В. Насосы и вентиляторы / В. В. Поляков, Л. С. Скворцов. – М.: Стройиздат, 1990. – 336 с.

117. Попов, В. М. Рудничные водоотливные установки / В. М. Попов. – М.: Недра, 1983. – 304 с.

118. Попов, В. М. Шахтные насосы (теория, расчет и эксплуатация): справ. пособие / В. М. Попов. – М.: Недра, 1993. – 224 с.

119. Попов, В. М. Водоотливные установки / В. М. Попов. – М.: Недра, 1990. – 110 с.

120. Попов, В. М. Промышленные испытания мощных водоотливных установок в условиях обводненных рудных месторождений / В. М. Попов, Д. Е. Санин // Изв. вузов. Горный журнал. – 1977. – № 6. – С. 48.

121. Попов, В. М. Анализ сложных гидравлических схем рудничного водоотлива / В. М. Попов, П. Ф. Лебедев. – М.: Недра, 1978. – Вып. 4. – С. 101-106.

122. Попов, В. М. Способы подвода перепускаемой воды с верхних горизонтов и КПД использования ее энергии / В. М. Попов, Д. Е. Санин, В. А. Сендеров. – М.: Недра, 1978. – Вып. 4. – С. 110-118.

123. Попов, В. М. Приближенный метод аналитического расчета рабочих режимов водоотливных установок с высоконапорными центробежными насосами / В. М. Попов, П. Ф. Лебедев, Д. Е. Санин. – М.: Недра, 1974. – Вып. 3. – С. 180-185.

124. Попов, В. М. Водоотливные установки: справ. пособие / В. М. Попов. – М.: Недра, 1990. – 254 с.

125. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. – М.: Недра, 1976. – 96 с.

126. Правила технической эксплуатации в горнорудной промышленности. – М.: Недра, 1970. – 110 с.

127. Праховник, А. В. Энергосберегающие режимы электроснабжения горнорудных предприятий / А. В. Праховник, В. П. Розен, В. В. Дегтярев. – М.: Недра, 1985. – 229 с.

128. Проекты отработки и доработки Учалинского, Узельгинского, Молодежного и Сибайского медноколчеданных месторождений. – Свердловск: Унипромедь, 1953-2000.

129. Риман, Я. С. Устройство и эксплуатация электрооборудования стационарных установок шахт: справочник рабочего / Я. С. Риман, А. И. Соловей. – М.: Недра, 1991.- 284 с.

130. Рипп, М. Г. Рудничные вентиляторные и водоотливные установки / М. Г. Рипп, А. И. Петухов, А. М. Мирошник. – М.: Недра, 1968. – 296 с.

131. Ротте, А. Е. Испытание насосных установок / А. Е. Ротте. – М.: Недра, 1987. – 208 с.

132. Соколов, Е.Я. Струйные аппараты / Е. Я. Соколов, Н. М. Зингер. – М.: Энергия, 1970. – 287 с.

133. Сосновский, П. Шахтные водоотстойники / П. Сосновский. – М.: Госиздат, 1961. – 172 с.

134. Тимухин, С.А. К вопросу обоснования параметров гидроэлеваторных установок насосных станций главного водоотлива шахт / С. А. Тимухин, А. В. Долганов, Л. В. Петровых // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2011. – № 2. – С. 118-121.

135. Тимухин, С. А. Проблемы проектирования и эксплуатации комплексов шахтного водоотлива / С. А. Тимухин, А. В. Долганов, А. В. Угольников // Известия УГГУ. 2014. №3 (35). – С. 68 – 74.

136. Тимухин, С. А. О разработке шахтных центробежных секционных двухпоточных насосов/ С. А. Тимухин, А. В. Долганов и др. // Известия УГГУ. 2014. №2 (34). – С. 39 – 41.

137. Тимухин, С. А. Сравнительная оценка шахтных секционных двухпоточных насосов / С. А. Тимухин, А. В. Долганов, Ю.В. Попов, А.Н. Пискарев // Известия УГГУ. 2015. №1 (37). – С. 49 – 53.

138. Учалинскому ГОКу 50 лет // Горный журнал. – 2004. – №6. – 65 с.

139. Учалинский горно-обогатительный комбинат на рубеже XXI века. – Уфа: ОАО УГОК, 1999. – 230 с.

140. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых». Утверждены Приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 №599.- Екатеринбург: ИД «Урал Юр Издат», 2015 – 212 с.

141. Федосеев, А. Ю. Исследования WARMAN в области износа шламовых насосов / А. Ю. Федосеев, Я. В. Тимофеев // Горная промышленность. – 1999. – № 2. – С. 24-26.

142. Фридман, Б. Э. Разработка россыпных месторождений гидромеханизацией / Б. Э. Фридман. – М.: Металлургиздат, 1957. – 319 с.

143. Фридман, Б.Э. Гидравлическая добыча золота / Б. Э. Фридман. – М.: Металлургиздат, 1944. – 295 с.

144. Фридман, Б. Э. Справочник по гидромеханизации горных работ / Б. Э. Фридман. – М.: Металлургиздат, 1949. – 263 с.

145. Хаджиков, Р. Н. Горная механика / Р. Н. Хаджиков. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 451 с.

146. Хаджиков, Р. Н. Сборник примеров и задач по горной механике / Р. Н. Хаджиков, С. А. Бутаков. – М.: Недра, 1989. – 177 с.

147. Холодников, Ю. В., Альшиц, Л. И. Футеровка технологического оборудования и строительных конструкций композиционными материалами: справочное пособие / Ю. В. Холодников, Л. И. Альшиц. Екатеринбург: Изд-во Урал. Гос. Горного ун-та, 2013.-145 с.

148. Центробежный секционный двухпоточный насос. Тимухин С. А., Долганов А. В., Чураков Е. О., и др. Патент на полезную модель RUS № 161013 16.03.2016.

149. Черкасский, В. М. Насосы. Вентиляторы. Компрессоры / В. М. Черкасский. – М.: Энергия, 1977. – 416 с.

150. Шиповский, И. А. Эксплуатация и ремонт оборудования шахты / И. А. Шиповский. – М.: Недра, 1987. – 284 с.

151. Экер, К. Добыча полезных ископаемых со дна океана погружными электронасосами фирмы KSB / К. Экер //Горная промышленность. – 1999. – № 2. – С. 2-4.

152. Электрификация стационарных установок шахт: справ. пособие / под ред. Г.Г. Пивняка. – М.: Недра, 1990. – 395 с.

153. Яременко, О. В. Комплексный показатель качества насосов / О. В. Яременко // Гидравлические машины. Вып. 1. – Киев: Техника, 1967. – С. 97-100.

154. Яковлев, В. М. Разработка гидроэлеваторной проходческой водоотливной установки: автореф. дис… канд. техн. наук. / В. М. Яковлев. – Донецк (Украина), 1987. – 21с.

155. WWW.nasos.ru.

156. WARMAN Многоступенчатая перекачка шламов центробежными насосами WARMAN // Горная промышленность. – 1998. – № 5. – С. 39-41.

Сетевое научное издание

Алексей Владимирович Долганов
Сергей Андреевич Тимухин

ГИДРОАБРАЗИВНЫЙ ИЗНОС НАСОСОВ РУДНИЧНОГО ВОДООТЛИВА

Научная монография

9 785913 274243

© Долганов А.В., Тимухин С.А., 2016
© ФГБОУ ВО «УГГУ», 2016
© ИД «Академия Естествознания»
© АНО «Академия Естествознания»

180