



ISSN 1694-6065

**КОМИТЕТ ПО ТЕОРЕТИЧЕСКОЙ
И ПРИКЛАДНОЙ МЕХАНИКЕ КЫРГЫЗСТАНА**

**ИНСТИТУТ ГЕОМЕХАНИКИ И ОСВОЕНИЯ НЕДР
НАН КЫРГЫЗСКОЙ РЕСПУБЛИКИ**



СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ МЕХАНИКИ СПЛОШНЫХ СРЕД

ВЫПУСК ДВАДЦАТЫЙ

ГИДРОГАЗОДИНАМИКА, ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОТЕХНОЛОГИИ

БИШКЕК-2014

ББК 22.25
С 56

Утверждено в печати Президиумом Комитета по теоретической и прикладной механике Кыргызстана и Ученым Советом Института геомеханики и освоения недр НАН КР

Рецензенты: доктор физико-матем. наук, профессор Исманбаев А.И.
доктор технических наук, профессор Тажибаев К.Т.

Ответственный редактор: К.Ч. Кожогулов, член-корр. НАН КР

Редакционная коллегия:

Бийбосунов Б.И. - доктор физико-матем. наук, профессор;
Никольская О.В. - доктор технических наук;
Туганбаев У.М. - доктор физико-матем. наук, профессор;
Орозобекова А.К. - кандидат физико-матем. наук, доцент.

С 56 Современные проблемы механики сплошных сред: Вып.20:
Гидрогазодинамика, геомеханика и геотехнологии
/Комитет по теорет. и прикл. механике Кыргызстана, Институт
геомеханики и освоения недр НАН КР.-Б.: 2014. -236. с.

ISSN 1694-6065

В сборник включены научные статьи, посвященные современным аналитическим и численным методам решения краевых задач механики сплошных сред, статьи для изучения проблемам гидрогазодинамики, геомеханики массивов горных пород, геотехнологии освоения недр, геоэкологии горнопромышленных регионов. В научных статьях изложены современные состояния решения задач гидрогазодинамики, рассматриваются вопросы экзогенно-геологических процессов и проблемы вычислительной математики и задачам оптимизации управления.

Сборник предназначен для научных работников, аспирантов и инженерно-технических специалистов в области геомеханики, геотехнологии и геоэкологии горнопромышленных регионов.

УДК 531
ББК 22.25

© Комитет по теоретической и прикладной механике Кыргызстана и Институт геомеханики и освоения недр НАН КР, 2014

УДК: 622.343: 622.349

ПОДГОТОВКА РУДЫ И СООРУЖЕНИЕ ШТАБЕЛЯ ДЛЯ ИНТЕНСИВНОГО КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Кожоголов К.Ч., Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Джумабаев Е.И.

РОО «Национальная инженерная академия РК», РК,
Институт геомеханики и освоения недр НАН, КР

Успешное применение кучного выщелачивания предполагает высокую проницаемость руд после того, как они будут подвергнуты дроблению или другим видам обработки и сложены в штабель. При этом ставится цель обеспечить равномерное распределение выщелачивающего раствора при его просачивании через штабель.

Для предварительного исследования были отобраны пробы массой 25 кг окисленной золотосодержащей руды из отвала месторождения Акжал Восточного Казахстана. Представительная проба была отобрана из отвала способом поверхностного вычерпывания, усреднена методом сбрасывания на конце, раздроблена, рассеяна и направлена на разделение по фракциям (табл. 1)[1].

Таблица 1. Гранулометрический состав окисленной золотоносной руды месторождении Акжал

Вариант	Выход фракции при дроблении		Содержание золота во фракциях, г/т
	фракция, мм	фракция, %	
1	-40...+20	43,0	4,8
	-20...+10	34,0	1,3
	-10...+5	10,0	1,1

	-5...+2	5,0	0,5
	-2...0	8,0	0,3
2	-20...+10	39,1	3,4
	-10...+5	10,0	0,8
	-5...+2	16,0	1,0
	-2...0	23,9	1,6
3	-10...+5	9,9	0,08
	-5...+2	36,1	1,38
	-2...0	54,0	7,08

Как видно из приведенных в таблице 1 данных, при дроблении руды на фракции минус 40...0 наиболее высокое содержание золота наблюдается во фракции минус 40...+20 (вариант 1). При дроблении руды на фракции минус 20...0 наибольшая доля золота сконцентрирована в более крупной фракции – минус 20...+10.

Следовательно, с целью снижения потерь и повышения коэффициента извлечения золота руда должна быть раздроблена до крупности минус 40+20. При более мелком дроблении, когда основное количество золота сконцентрировано во фракции минус 2+0, склонной к заиливанию, извлечение золота в раствор при выщелачивании может быть низким. Поэтому для мелких фракций рекомендуется процесс окомкования.

Исследования показали, что с увеличением размера кусков руды от 40 мм и более (забойная крупность), извлечение золота снижается на 30%. Измельчение руды до крупности минус 20...0 мм не способствует увеличению извлечения золота, что обусловлено свойствами руды и высокой степенью ее разрушения. Исследования также показали, что в зависимости от крупности руды изменяется количество поглощенной кислоты, а это, в свою очередь, влияет на скорость выщелачивания. В таблице 2 приведены результаты исследований влияния гранулометрического состава руды на ее поглощающие способности для двух типов пород: легко

разрушающиеся (крепость 6-8) и трудно разрушающиеся (крепость 8-10).

Таблица 2 – Зависимость поглощающей способности рудой цианистой кислоты от гранулометрического состава

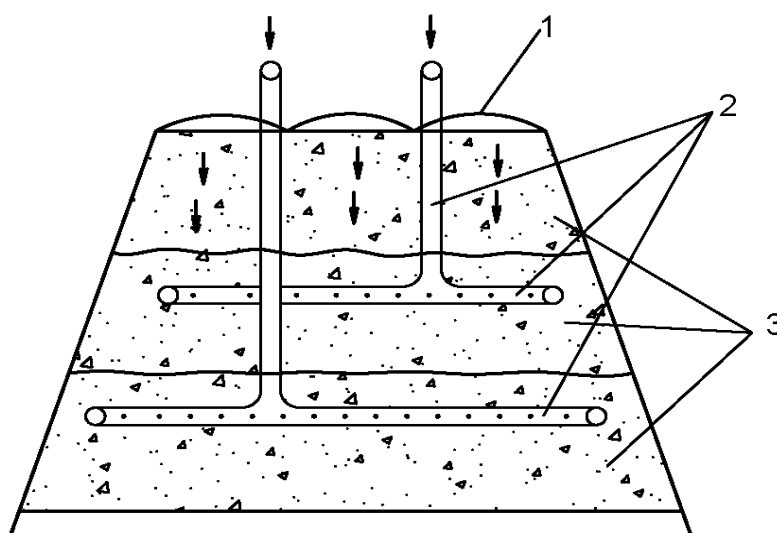
Тип руды	Гранулометрический состав руды после дробления	
	фракция, мм	поглощение раствора кислоты данной фракцией, %
Трудно разрушаемая	-40...+20	62,4
	-20...+10	20,4
	-10...+5	7,3
	-5...+2	3,4
	-2...0	6,8
Легко разрушаемая	-40...+20	43,0
	-20...+10	34,0
	-10...+5	10,0
	-5...+2	5,0
	-2...0	8,0

Полученные результаты позволили перейти к следующему этапу исследований – к определению способа складирования и последовательности складирования в зависимости от гранулометрического состава.

Укладку руды в штабель и ее обработку концентрированной кислотой предложено осуществлять особым образом. Куче при выдержке придается форма полусферы, причем крупные фракции руды закладываются в нижнюю часть кучи, а мелкие фракции – сверху. Это обеспечивает сохранение тепла внутри кучи длительное время и улучшает процесс вскрытия минералов за счет лучшего сохранения тепла, выделяемого при экзотермических реакциях.

Нами рассмотрены и изучены конструкции штабеля для кучного выщелачивания [2]. Рудный штабель и подстилаящая подушка

проектируются как устойчивые конструкции, содержащие как твердую фазу, так и жидкий продуктивный раствор. В настоящее время используются три основных метода сооружения рудных куч и подстилающей подушки: метод с многократно используемой подушкой, метод постоянно наращиваемого штабеля и метод желобного выщелачивания. Укладывание руды в штабель производится с использованием фронтального погрузчика и конвейерного стакера. Для повышения степени извлечения золота нами предлагается осуществлять многослойное формирование кучи с прокладкой сети трубопроводов, подающих выщелачивающий раствор (рис. 1).



1 – система орошения; 2 – трубы для дополнительной подачи раствора в сформированные слои; 3 – сформированные слои.

Рис. 1 – Схема многослойного формирования кучи

Выщелачивающий раствор подается на штабель с помощью насосной системы, обеспечивающей достаточное давление на оросителе при разбрызгивании выщелачивающего раствора. Разбрызгивание производится с помощью вращающихся оросителей, равномерно распределяющих раствор по штабелю с интенсивностью подачи 0,002-0,003 л/с/м². Такая интенсивность подачи обеспечивает скорость проникновения раствора через штабель не менее

10^{-4} см/с. Химическая реакция, при которой металлы под влиянием цианида переходят в раствор, требует кислорода; его дополнительному привнесу через свободно вентилируемую массу руды способствует разбрызгивание.

Подача раствора нередко осуществляется также с помощью скрытых трубопроводов, расположенных под крышкой штабеля. Такая конструкция может препятствовать замерзанию раствора зимой или же чрезмерных потерь его от испарения, как это нередко случается при разбрызгивании.

Поток раствора через штабель проходит практически вертикально от поверхности штабеля до основания. Выдержка смоченной золотоносной руды составляет 24 часа. После чего она погрузчиком переносится на площадку для выщелачивания, где укладывается ровным слоем высотой 2-3 м, а затем включается система орошения руды выщелачивающим раствором при концентрации цианистой кислоты в выщелачивающем растворе 0,5 г/л с использованием агрегата типа дождевальной установки. Время загрузки руды составляет 0,5 суток.

Процесс орошения руды на площадке длится трое суток. На четвертые сутки производится промывка руды в течение 0,5 суток, а также выгрузка промытой руды, также в течение следующих 0,5 суток. Затем производится следующий цикл работы в течение 4,5 суток, который начинается с загрузки освобожденной площадки новой порцией руды, смоченной концентрированной цианистой кислотой и т.д.

Продуктивный раствор (содержащий растворенный металл) отбирается из штабеля через систему труб или специальных каналов. Для улучшения сбора раствора часто используются перфорированные дренажные трубы, устанавливаемые в дренажном слое прямо на поверхности подушки. Дренажные трубы могут быть непосредственно

подсоединены к системе трубопроводов для сбора продуктивного раствора и иметь общий выход в коллектор продуктивного раствора, либо раствор может отводиться через специальный канал (траншею).

При реализации технологии извлечение золота было достигнуто на уровне 81%, уменьшение капитальных затрат на строительство на 25-30%, снижение эксплуатационных затрат на получение концентрата металлов на 20-30%, повышение производительности труда на обогащении на 15-40%.

Реализация данной технологии может применяться и для условий месторождений золота Кыргызской Республики при переработке руды кучным выщелачиванием.

ЛИТЕРАТУРА

1. Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Джумабаев Е.И. Обоснование инновационной технологии интенсивного кучного выщелачивания золота на месторождении Акжал Восточного Казахстана //Межд. форум «Инженерное образование и наука в XXI- веке: Проблемы и перспективы», посв. 80-летию КазНТУ им. К.И. Сатпаева. – Алматы, 2014. – С.112-116.
2. Пат. №74332 РК. Способ кучного выщелачивания металлов из складированных штабелей забалансовых руд /Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Ненашев Н.В., Кадырсизов Н., Орынгожина С.Е. Д.; опуб. 10.05.12., Бюл.№15. – 4с.

УДК: 622.343: 622.349.69

**ПОДГОТОВКА УЧАСТКА ДЛЯ ИНТЕНСИВНОГО КУЧНОГО
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА И ЕГО ИНЖЕНЕРНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
НА МЕСТОРОЖДЕНИИ АКЖАЛ ВОСТОЧНОГО КАЗАХСТАНА**

Кожогулов К.Ч., Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Джумабаев Е.И.

РОО «Национальная инженерная академия РК», РК,
Институт геомеханики и освоения недр НАН, КР

При подготовке участка для проведения опытно-промышленных испытаний инновационной технологии интенсивного кучного выщелачивания осуществлено инженерное обеспечение участка под кучное выщелачивание (выбор конкретного места, где будут укладываться штабели), оценена конфигурация площадок и материалов для их сооружения, которая зависит от инженерно-геологических характеристик основания и намечаемых к использованию строительных материалов [1]. При этом месторасположение каждой площадки выбирается таким образом, чтобы свести к минимуму объем земельных работ. На рисунке 1 нами представлены три схемы для выбора рабочего участка и ее инженерное обследование для месторождения Акжал.

На рисунке 1(А) показан типичный профиль местности месторождения Акжал в районе рабочего участка. С точки зрения выбора площадки для кучного выщелачивания только определенная

часть этого профиля идеально подходит для размещения подушки штабеля.

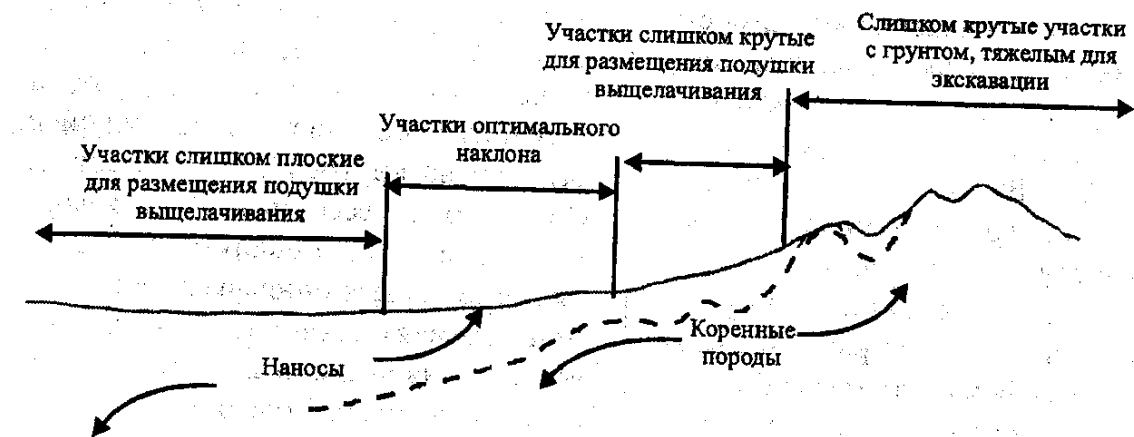
Некоторые места этого профиля месторождения Акжал слишком плоские, поэтому требуется усиленный дренаж штабеля или же проведение земляных работ для увеличения наклона площадки, а некоторые места слишком крутые.

Поэтому требуются специальные проектные решения для того, чтобы разместить на склоне соответствующие объекты, или же проведение работ по выполаживанию участка.

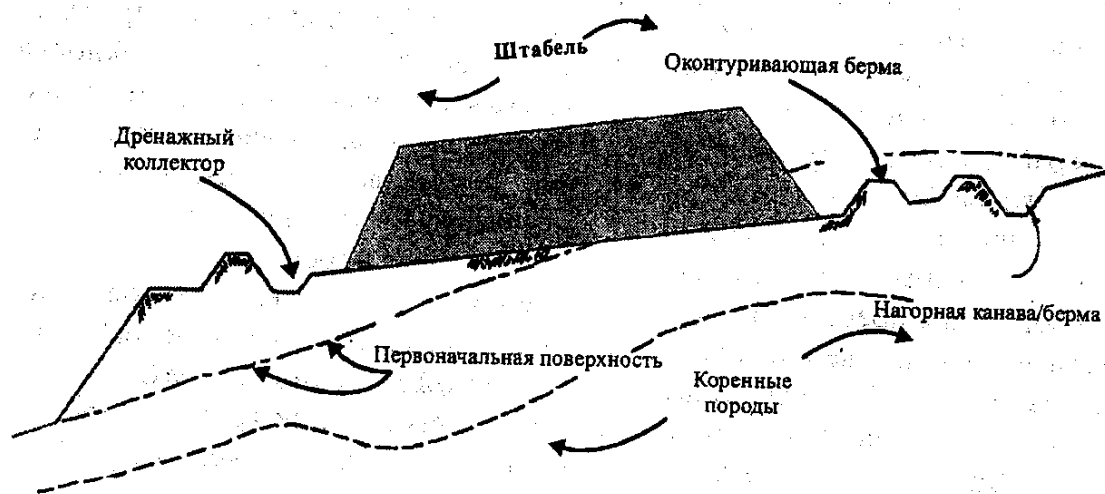
Исследованный участок «А» по своему профилю действительно пригоден для укладки подушки выщелачивания, однако с точки зрения других критериев он может быть не идеальным, поэтому возникает необходимость сравнительной оценки различных площадок, либо корректировки проекта под имеющиеся специфические условия.

На рисунке 1(В) показан вид и объем земляных работ месторождения Акжал, которые могут потребоваться в случае сооружения площадки для кучного выщелачивания на крутом склоне. Как правило, при инженерном обеспечении стремятся к тому, чтобы объем выемки был равен объему насыпи при обязательном условии обеспечения устойчивости склона.

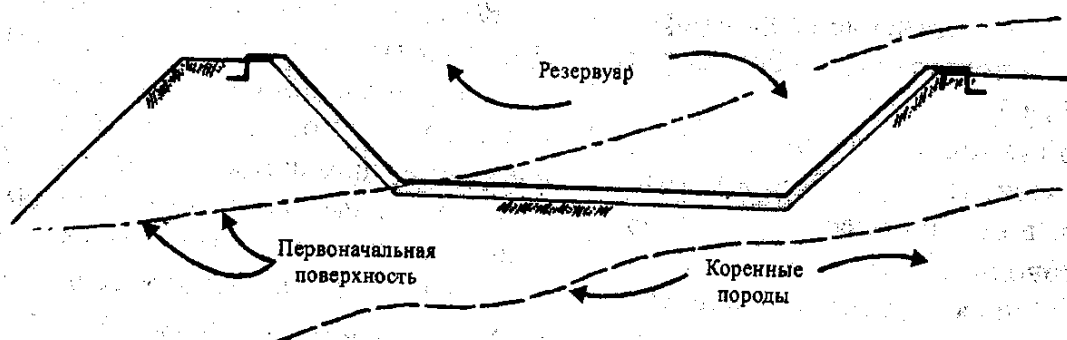
При общем стремлении к минимизации земляных работ уклон внутри площадки может быть различным, что диктуется соображениями повышения устойчивости склона и обеспечения необходимых условий для дренажа. На этих участках размещения насыпей необходимо предусматривать инженерное обеспечение адекватных прочностных свойств оснований для них (имея в виду их несущую способность и предотвращение неравномерной осадки).



А. Типичный профиль местности в районе рабочей площадки



В. Типичный разрез через рудный штабель



С. Типичный разрез через резервуар для раствора

Рис. 1 – Схема выбора рабочего участка по профилю местности

Для этого подача грунта и его уплотнение должны производиться постепенно, небольшими объемами [2].

Устойчивость бортов штабеля обычно зависит от состояния грунта подушки в ее наиболее пониженной части. Довольно часто можно обеспечить устойчивость простым уплотнением профиля площадки кучного выщелачивания именно в этом участке.

На рисунке 1(С) показано, какое перемещение грунта может потребоваться для сооружения водоема-коллектора в условиях неблагоприятной топографии местности месторождения Акжал (крутые склоны и др.). Как и в случае с подушкой, уровень заложения водоема нужно выбирать таким образом, чтобы минимизировать земляные работы и обеспечить баланс выемочных и насыпных работ. Кроме этого, при выборе рациональной глубины и площади водоема стараются предусмотреть минимальные будущие затраты на внутреннюю облицовку. С точки зрения выбора площадки для кучного выщелачивания этот профиль вообще не подходит для размещения подушки штабеля.

Выбор места размещения рудного штабеля, резервуара-коллектора или установок для извлечения металлов не представляет сложности, особенно если подходящие земельные участки имеются недалеко от рудника. Обоснование выбора площадок широко применяется в практике размещения объектов гражданского строительства. Выбор месторасположения участка в любой форме не может быть однозначным. Применяемые, как мы знаем, на практике различные методы отличаются друг от друга только глубиной инженерного обеспечения. При этом, выбирая метод обоснования, важно, прежде всего, оценить его применимость к данному конкретному проекту [2].

Различные методы сопоставления промышленных площадок кучного выщелачивания месторождения Акжал показаны на рисунке 2. Верхняя часть месторождения Акжал (рис. 2А) демонстрирует тот случай, когда два конкурирующих варианта могут быть сопоставлены

только лишь по критерию экономичности. Площадка «А» расположена близко к руднику Акжал, но на крутом склоне, площадка «В» находится на большом расстоянии от рудника, но зато на более пологом участке. Здесь меньшие затраты на транспортировку по первому варианту «А» могут быть перекрыты высокой стоимостью земляных работ. Рисунок

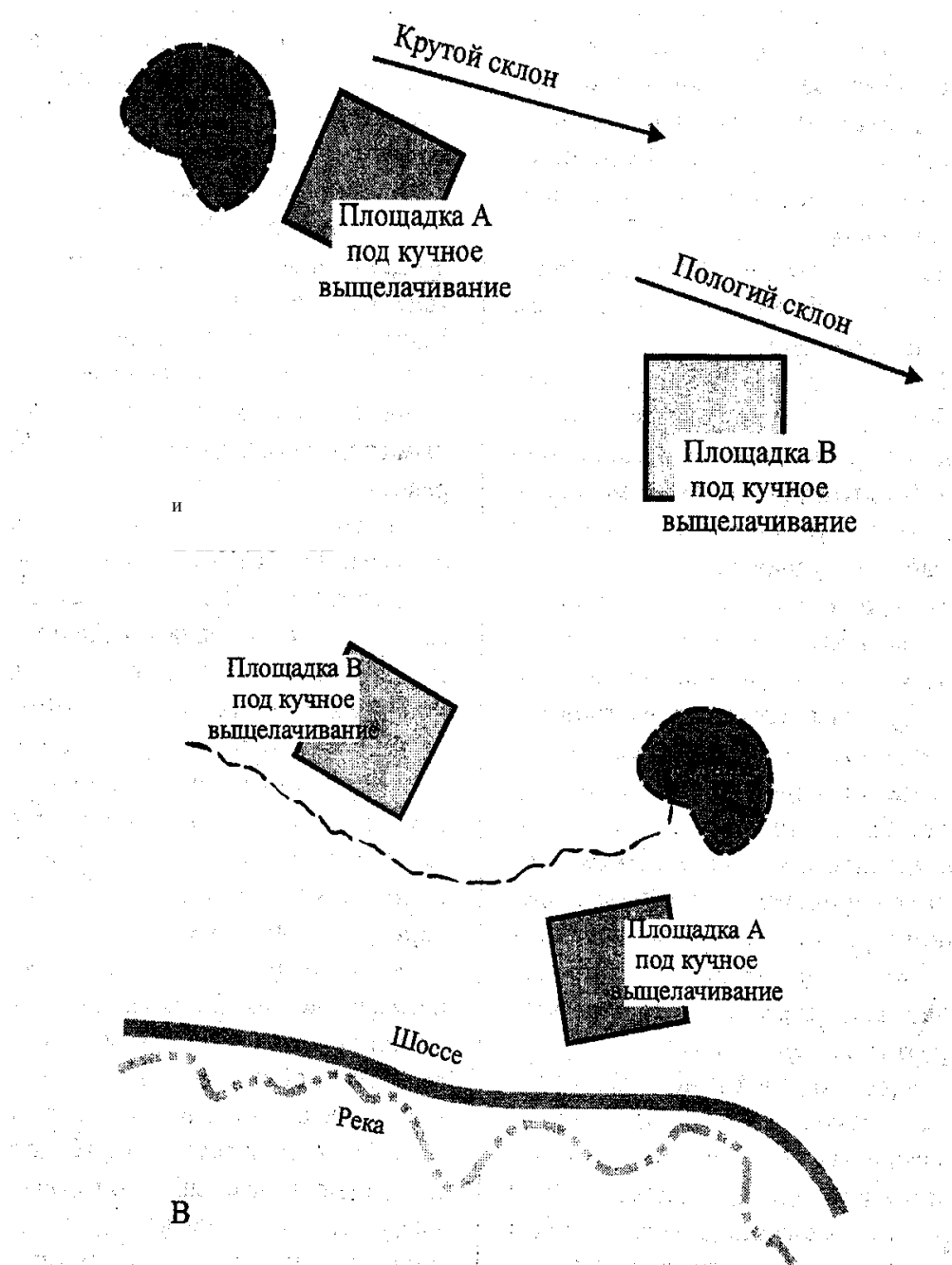


Рис. 2 – Сопоставление промышленных площадок кучного выщелачивания месторождения Акжал

2В – это пример ситуации, когда из двух площадок трудно выбирать «лучшую» только по экономическому критерию. Площадка «А» расположена недалеко от рудника Акжал и на приемлемом по крутизне склоне, но в тоже время она находится вблизи от шоссе и от экологически чувствительного объекта – реки.

Этот вариант уязвим с экологической точки зрения, поскольку к вопросу загрязнения окружающей среды, особенно водных ресурсов, привлечено особое внимание общественности и контрольно-регулирующих органов Восточного Казахстана.

В результате проведенного нами технико-экономического анализа инженерно-геологические изыскания по выбору промплощадок для размещения кучного выщелачивания выполняются в следующем порядке:

- определяются свойства грунтовых оснований в предполагаемых местах сооружения зданий, штабелей и других объектов, обуславливающих появление дополнительных нагрузок, способных повлиять на расположение напряжений в подстилающих породах и подпочвенном слое;

- определяются условия выемки грунтов (с целью определить, насколько легко они могут извлекаться в тех местах, где требуется устройство выемок);

- определяется количество и качество имеющихся в районе стройматериалов, которые потенциально могут быть использованы для устройства изолирующих слоев, дренажа и структурных насыпей;

- выявляются потенциальные природные опасности на конкретных участках работ (активные тектонические зоны, угроза подтопления подземными водами, слишком мягкие почвогрунты, склонные к потере устойчивости).

Таким образом, выполнен комплекс необходимых работ в процессе подготовки участка и инженерное обеспечение работ по

опытно-промышленным испытаниям технологии интенсивного кучного выщелачивания золота месторождения Акжал.

Указанные выше факторы и методы обоснования выбора и устройства площадок для формирования штабеля руды с целью извлечения из него золота способом кучного выщелачивания раствором цианистого натрия могут быть с успехом применены и в Кыргызской Республике при переработке окисленных и кварцевых руд, в том числе и отвалных руд месторождения Макмал.

ЛИТЕРАТУРА

1. Пат. №74332 РК. Способ кучного выщелачивания металлов из складированных штабелей забалансовых руд /Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Ненашев Н.В., Кадырсизов Н., Орынгожина С.Е. Д.; опуб. 10.05.12., Бюл.№15. – 4с: ил.
2. Битимбаев М.Ж., Орынгожин Е.С., Ненашев Н.В., Мусаев Е.Л. Технологические операции интенсивного кучного выщелачивания золота месторождения Акжал //Сборник научных трудов ИГД им. Д.А.Кунаева. – Алматы, 2014. – Т.85.- С.26-29.

УДК 622.33

ОТХОДЫ ДОБЫЧИ И ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ И ИХ КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ

Абдибаитов Ш.А., Тажибаев Д.К., Ялымов Р.Н., Токтогонов Б.М.

Институт геомеханики и освоения недр НАН КР

При добыче и переработке твердых горючих ископаемых (углей и сланцев) образуются продукты, не являющиеся непосредственно целью данных процессов, но которые могут найти полезное применение. Они представляют собой либо практически неизменное природное сырье, либо сырье, подвергнутое механическим или термическим воздействиям. Эти продукты в зависимости от их агрегатного состояния называют газообразными, жидкими или твердыми отходами добычи и переработки углей (сланцев) /1/.

Классификация отходов при добыче, обогащении, газификации и гидрогенизации твердых горючих ископаемых приведена на рис. 1.

Характерное отличие твердого топлива от жидкого и газообразного – образование громадных выходов твердых отходов при его использовании, добыче и обогащении. В большинстве угледобывающих стран (СНГ, США, Германия, Великобритания, Китай, Польша, Венгрия, Чехия и др.) выход твердых отходов при открытой добыче составляет 3–5т, а при шахтной добыче 0,2–0,3т на 1т добываемого угля (сланца) и 0,15–0,35т на 1т обогащаемого. В связи с ухудшением горно-геологических условий разрабатываемых месторождений прослеживается неуклонная тенденция к увеличению

ежегодного выхода твердых отходов добычи и обогащения углей (сланцев).

Большое количество отходов как сейчас, так и в перспективе будет получаться на стадии добычи углей. Это подтверждается высоким удельным выходом отходов: на 1т добываемых углей шахтным способом в среднем приходится 0,25т, а открытым – 7т породы. По вещественному составу основных компонентов рассматриваемые отходы подразделяются на 3 группы: каменные материалы (базальты, известняки), глинистые породы (глина, аргиллиты, каолины) и песок /2/.

По сравнению с другими предприятиями по добыче, обогащению и сжиганию твердых горючих ископаемых наибольшие количества твердых отходов (так называемых вскрышных пород) образуются при открытой добыче. В зависимости от горно-геологических условий разрабатываемых месторождений масса вскрышных пород на 1т добываемого угля (сланца) изменяется (для различных разрезов стран СНГ) от 0,8 до 20т и в среднем составляет около 4т.

Оценку возможного выхода вскрышных пород наиболее просто проводить по методу геологических блоков. В этом методе расчета объем V (м^3) тела покрывающих и вмещающих пород, ограниченного сложными поверхностями, приравнивается объему равновеликого диска с постоянной высотой и другими параметрами, соответствующими их внешнему контуру:

$$V = \sum_1^n S_i m_i, \quad (1)$$

где S_i – площадь пород вскрыши в i -м геологическом блоке, м^2 ;

m_i – средняя мощность пород, м.

В странах СНГ наибольшее количество вскрышных пород добыто на разрезах объединений «Кемеровоуголь» (Россия) (0,42 млрд.т) и «Экибастууголь» (Казахстан) (0,16 млрд.т). В перспективе масса

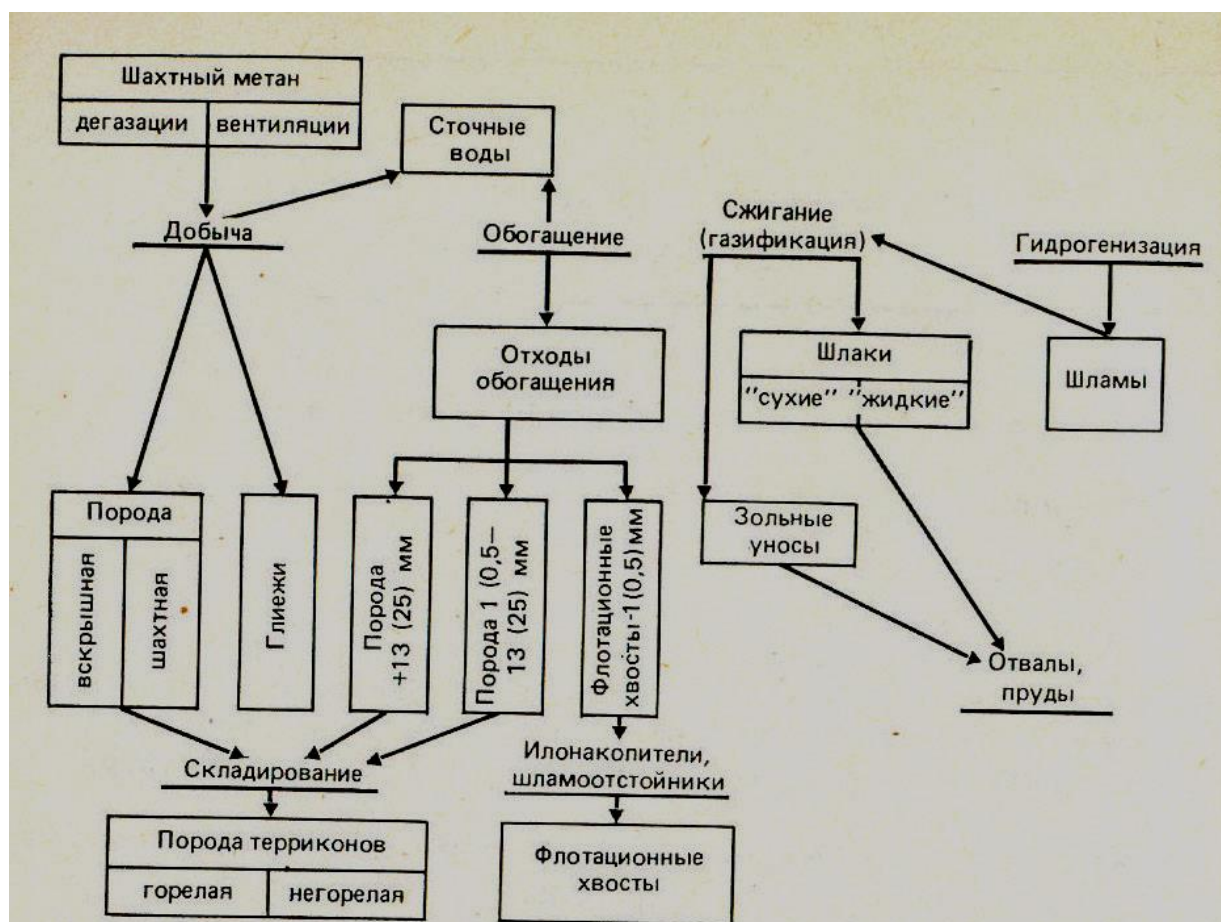


Рис. 1. Классификация отходов при добыче, обогащении, газификации и гидрогенизации твердых горючих ископаемых в зависимости от источника получения по /1/

вскрышных пород будет увеличиваться, особенно на разрезах объединений «Экибастууголь», «Красноярскуголь» и др.

На 1 т угля, добываемого подземным способом, получают около 0,25т шахтных пород. Их масса в странах СНГ составила за год около 100 млн.т и, по-видимому, сохранится на этом уровне в ближайшей перспективе /1/.

Выход γ (%) отходов обогащения определяется соотношением

$$T=100(A_p-A_{об})(A_{отх}-A_{об})^{-1}, \quad (2)$$

где A_p – зольность обогащаемого угля, сланца (или шлама);

$A_{об}$ и $A_{отх}$ –средняя зольность получаемых низкозольных продуктов и породы (флотационных хвостов).

В отвал вывозится значительно меньше вскрышных пород, так как часть их при бестранспортной системе добычи закладывается непосредственно в выработанное пространство. Например, подобные системы внедрены на предприятиях «Александрияуголь» и «Дальвостуголь» (Россия), ежегодно добывающих соответственно 0,16 и 0,2 млрд.т вскрышных пород.

Сбор твердых отходов, транспортирование, складирование в откаты строительство отвалов и хвостохранилищ обуславливают большие эксплуатационные и капитальные расходы. Под отвалы отторгаются десятки тысяч га земли, во многих районах пригодной для сельскохозяйственной деятельности. Хранение углеотходов в отвалах сопровождается (особенно при загорании) значительным загрязнением природной среды (в том числе грунтовых вод и воздушного бассейна). По статистическим данным отходы добычи и обогащения заскладированы в 2120 отвалов и терриконов, из которых около 25% горящих. От одного горящего террикона среднего объема, содержащего углеотходы с низким содержанием серы (0,4–1%), за 1ч выбрасывается в атмосферу более 80кг SO_2 и 25кг CO. Еще больше сернистого ангидрида выделяется при горении отвалов и терриконов, углеотходы которых характеризуются повышенным содержанием серы.

В то же время отходы добычи и обогащения углей многих предприятий по своим свойствам не уступают, а иногда превосходят традиционное специально добываемое сырье для ряда отраслей народного хозяйства. В связи с этим важной составной частью решения проблемы комплексного использования углей является утилизация отходов его добычи и обогащения.

Наиболее проработанными технологически и опробованными в производственных условиях являются процессы производства аглопорита и кирпича /3/. Технология подготовки отходов к

термической переработке в этих процессах близка друг другу и определяется стабильностью их состава (главным образом, содержанием углерода) и физико-механическими свойствами.

Основной технологической операцией в производстве аглопорита и кирпича является окислительная термообработка, при которой необходимый пирометрический уровень в слое шихты (аглопорит) или в прессованном брикете (кирпич) достигается, главным образом, за счет теплового потенциала самих отходов. Термическая переработка отходов в производстве аглопорита осуществляется на ленточных агломерационных машинах, а в производстве кирпича – в комбинированных туннельных печах с удлиненной зоной обжига. Часть алюмосиликатного материала углеотходов при этом переходит в пиропластическое состояние.

Получение конечного продукта (аглопорита, кирпича) с требуемыми физико-механическими свойствами определяется температурным интервалом сосуществования образующегося при термообработке алюмосиликатного расплава и твердой фазы, а также их количественными соотношениями и свойствами /3/.

Отходы сжигания и газификации твердого топлива. Соединения минеральных компонентов, содержащиеся в углях и сланцах, снижают их теплоту сгорания, осложняют подготовку топлива к сжиганию и организацию режимов горения. Значительные затраты связаны с необходимостью улавливания зольных уносов, транспортирования золошлаковых отходов в отвалы, строительства этих отвалов. В то же время несовершенство систем улавливания приводит к выбросу твердых отходов (зольных уносов) в атмосферу и серьезным загрязнениям окружающей среды, поскольку ежегодный выход зольных уносов на одной теплостанции средней мощности составляет не менее 0,3–0,4 млн.т. По приблизительной оценке в 1984г. во всем мире было получено около 0,7 млрд. т золошлаковых отходов.

Ежегодный выход золошлаковых отходов постоянно увеличивается, и эта тенденция сохранится в обозримом будущем.

В течение последних 25–30 лет во многих странах ведутся интенсивные исследования, результатом которых является все возрастающее использование золошлаковых отходов. Экономическая эффективность использования золошлаковых отходов подтверждается, например, увеличением в США числа фирм, занимающихся поставкой этих отходов. В России также растут объемы утилизируемых золошлаковых отходов. Экономические расчеты показывают высокую эффективность их применения. Так, например, эксплуатационные расходы по улавливанию и удалению в отвалы золошлаковых отходов составляют 0,8–3руб/т, а экономическая эффективность применения 25–30млн.т этих отходов для производства строительных материалов может составить примерно 400млн.руб /4/. Разработка и внедрение технологий утилизации золошлаковых отходов ведутся организациями многих министерств и ведомств.

В настоящее время в России газификации подвергается небольшое количество углей, но в перспективе ожидается резкое увеличение масштабов газификации. Твердые отходы газификации углей близки к золошлаковым отходам сжигания, но характеризуются большим содержанием восстановленных соединений (сульфидов, сплавов и др.). Газификация некоторых углей в особых режимах может сопровождаться получением весьма ценных продуктов из их минеральных компонентов. Газообразным отходом сжигания является сернистый ангидрид, а после газификации – сероводород. Целесообразность утилизации этих продуктов определяется необходимостью их улавливания во избежание загрязнений воздушного бассейна и отравления среды обитания. Так, например, в

энергетических установках земного шара ежегодно образуется до 80 млн.т сернистого газа после сжигания около 4 млрд.т углей.

Отходы при получении жидкого синтетического топлива. В настоящее время во многих странах проводятся интенсивные исследования на опытных и опытно-промышленных установках различной мощности (от 1 до 250 т/сут) по изысканию оптимальных технологий производства жидкого топлива из углей /5/. Разнообразные технологические схемы этого производства можно разделить на два типа:

- 1) предварительная газификация твердых горючих ископаемых с последующим синтезом на основе CO и H₂ жидкого топлива и разнообразных химических продуктов;
- 2) получение жидких продуктов при термическом воздействии на уголь или сланец в присутствии (или в отсутствие) водорода и катализатора.

Очевидно, в процессах первого типа в виде твердых отвальных продуктов будут получаться золошлаковые отходы газификации, состоящие из соединений минеральных компонентов исходного угля (сланца) в смеси с некоторым количеством коксоподобных частиц. По существу, они не будут отличаться от золошлаковых остатков газификации на технологический газ.

В процессах второго типа помимо жидких и газообразных продуктов, получающихся из органического вещества углей (сланцев), выделяется шлам. Он состоит из соединений компонентов минеральной части исходных твердых горючих ископаемых, а также твердых продуктов, образующихся из органического вещества. Шлам характеризуется высокой теплотой сгорания (свыше 18,8 МДж/кг), так как содержит также некоторое количество жидких продуктов, поскольку нельзя достичь полного разделения жидкой и твердой фаз, образующихся в 1- стадии процесса. Выход шлама и направления его

возможного использования зависят от исходного сырья и конкретной технологии.

В настоящее время по технико-экономическим показателям наиболее перспективен гидрогенизационный процесс получения жидкого топлива из бурого угля Канско-Ачинского бассейна по методу, разработанному в ИГИ /5/. Метод предусматривает сжигание шлама (в смеси со сбросными водами) в циклонных топках жидким шлакоудалением. В виде отходов получается шлак, а зольный унос после извлечения соединений молибдена, являющихся катализаторами гидрогенизации, смешивается со шламом и направляется на сжигание для увеличения степени регенерации молибдена. Исходя из баланса процесса, на 1т жидкого топлива будет образовываться около $0,04A$ т шлака, где A – зольность (%) угля, поступающего на гидрогенизацию. Шлак может стать эффективным сырьем для производства вяжущих и других строительных материалов.

Исследования показали, что во многих случаях отходы добычи и переработки твердых горючих ископаемых могут применяться в качестве сырья при производстве разнообразных строительных материалов, заменителя земляного грунта при закладке, строительстве автомобильных дорог, дамб и других инженерных сооружений, а также как сырьевой компонент или основное сырье в цветной и черной металлургии, химической промышленности или производстве удобрений /1/.

Существенным экономическим результатом, получаемым при использовании отходов, является значительное увеличение сырьевого потенциала страны и достижение более равномерного размещения производства строительных материалов. Вовлечение отходов в переработку позволит также обеспечить экономию затрат в развитие

сырьевой базы промышленности строительных материалов и топливно-энергетического комплекса.

ЛИТЕРАТУРА

1. Шпирт М.Я. Безотходная технология. Утилизация отходов добычи и переработки твердых горючих ископаемых./Под ред. Б.Н. Ласкорина. – М.:Недра, 1986. –255с.
2. Крапчин И.П. Экономика переработки угля. – М.: Недра, 1989. – 216с.
3. Рубан В.А. Перспективы использования отходов добычи и обогащения углей в народном хозяйстве. Комплексная переработка твердых горючих ископаемых. Труды ИГИ. – М., 1985. –с.109-112.
4. Использование зол ТЭС в производстве строительных материалов. /Алехин Ю.А., Люсов А.Н., Васильков С.Г. и др. – М.: ЦНИЭИ уголь, 1980. –134с.
5. Кричко А.А. Перспективы организации крупнотоннажного промышленного производства жидкого топлива из углей. Получение синтетических топлив из углей. Труды ИГИ. – М., 1980. – с.3-6.

УДК 627.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОСТРУКТУРЫ И ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ВЗРЫВО-НАБРОСНОЙ ПЛОТИНЫ КАМБАРАТИНСКОЙ ГЭС-2

И.А. Торгоев, Х.Б. Хавенит, Ю. Ху, А.Д. Торгоев

Институт геомеханики и освоения недр НАН КР,
Льежский университет (Бельгия),
Университет Аахена (Германия)

Введение. Одним из ключевых этапов строительства Камбаратинской ГЭС-2 (КГЭС-2) стало возведение плотины, которая перекрыла русло р. Нарын и направила потоки воды через гидроагрегаты станции для выработки электроэнергии. Причём для сооружения данной плотины был применён не общепринятый, а взрыво-набросной метод строительства: с помощью крупномасштабного массового взрыва (КМВ) 2000 т ВВ, произведённого на правом борту каньона 22 декабря 2009 г. Многослойное тело плотины КГЭС-2, сформированное в результате КМВ и последующей досыпки до проектного уровня традиционным способом, получилось неоднородным как по своим геотехническим, так и по геофильтрационным свойствам.

В 2012-2014 г.г. НИЦ «ГЕОПРИБОР» в целях регулярного слежения за режимом фильтрации в теле, основании и бортовых примыканиях плотины КГЭС-2 проводил геофизические исследования и мониторинг этого уникального гидротехнического сооружения,

результаты которых стали начальными этапами оценки устойчивости плотины КГЭС-2.

Для изучения и мониторинга состояния плотины использовались геофизические методы: вертикальное электрическое зондирование (ВЭЗ) по методу сопротивлений, называемое элетротомографией (ЭТ); сейсмическое микрорайонирование (СМР) методом шумовой томографии H/V (Накамура тест) для оценки локальных эффектов усиления сейсмических колебаний и оценки мощности различных слоёв в теле плотины. Для контроля фильтрационных процессов в теле плотины использовались пьезометрические наблюдательные скважины. Основные результаты этих исследований и мониторинга изложены в ряде публикаций /1-3/. Эти исследования послужили основой для моделирования геоструктуры и оценки устойчивости плотины КГЭС-2, результаты которых изложены ниже.

Банк данных и методология 3D моделирования. Данные, использовавшиеся для построения трёхмерных (3D) моделей плотины, были сформированы (получены) из четырёх источников информации. Трёхмерная цифровая модель рельефа (ЦМР) плотины с разрешением до 0,5 м построена на основе результатов теодолитной съёмки, выполненной в 2010 г. Данные ВЭЗ были использованы для построения и оцифровки различных по геотехническим и гидрогеологическим свойствам слоёв в теле плотины.

Информация о предполагаемом внутреннем строении плотины и геотехнических свойствах различных материалов, составляющих её тело, была получена при изучении проектно-строительной документации, включая чертежи исполнительной съёмки после взрыва и окончательной отсыпки плотины. Результаты пьезометрических наблюдений по сети наблюдательных скважин, начатых в сентябре

2010 г., использовались для построения депрессионных поверхностей и калибровки (уточнения) гидрогеологической модели.

При 3-х мерном (3D) геологическом моделировании использовался программный пакет GOCAD. С помощью этой программы удаётся достаточно точно интерпретировать геологическое строение массива горных пород, используя геофизические данные, результаты разведочного бурения, а также данные инженерно-геологических изысканий.

В рамках работы по моделированию структуры и устойчивости плотины КГЭС-2 для получения её 3-х мерной геометрической модели использовались геофизические и геотехнические данные. В частности, построенная 3D – модель в основном базируется на геоэлектрической информации, полученной в процессе мониторинга состояния плотины с помощью ВЭЗ. Процедура выглядит следующим образом: сначала в программу GOCAD вводились двумерные томографические профили (I-I, ... VIII-VIII), полученные с помощью ВЭЗ в различные периоды времени /1-3/; затем в программу вводились стратиграфические слои с различным удельным электрическим сопротивлением (УЭС), которые после оцифровки отражали структуру (строение) плотины; часть 3-х мерной модели тела плотины была построена на основе оцифрованных данных встроенных граничных областей.

Ниже, на рис. 1 показано как продольный ВЭЗ-профиль II-II был совмещён с геотехническим строением плотины. Основная часть тела плотины сложена сброшенной при взрыве раздробленной массой горных пород (1), поверх которой отсыпана часть раздробленной горной массы из воронки взрыва (2). Верхняя часть гребня плотины отсыпана гравийно-галечниковой смесью аллювиального материала (3, 4) с неопределённым составом и структурой. Внешний откос в верхнем бьефе плотины сформирован с помощью отсыпки суглинка

(5), покрытого слоем глины (6). Со стороны верхнего бьефа водохранилища был обустроен противофильтрационный экран (7), представляющий собой цепочку скважин, пробуренных до коренных пород (11), в которые нагнетался бентонитовый раствор. Второй противофильтрационный экран был обустроен вдоль гребня плотины (8). На верхнем и низовом откосах дамбы были уложены бетонные плиты (9). Вся дамба покоится на аллювиальных отложениях (10) русла р. Нарын мощностью 10-15 м, подстилаемых коренными породами (11).

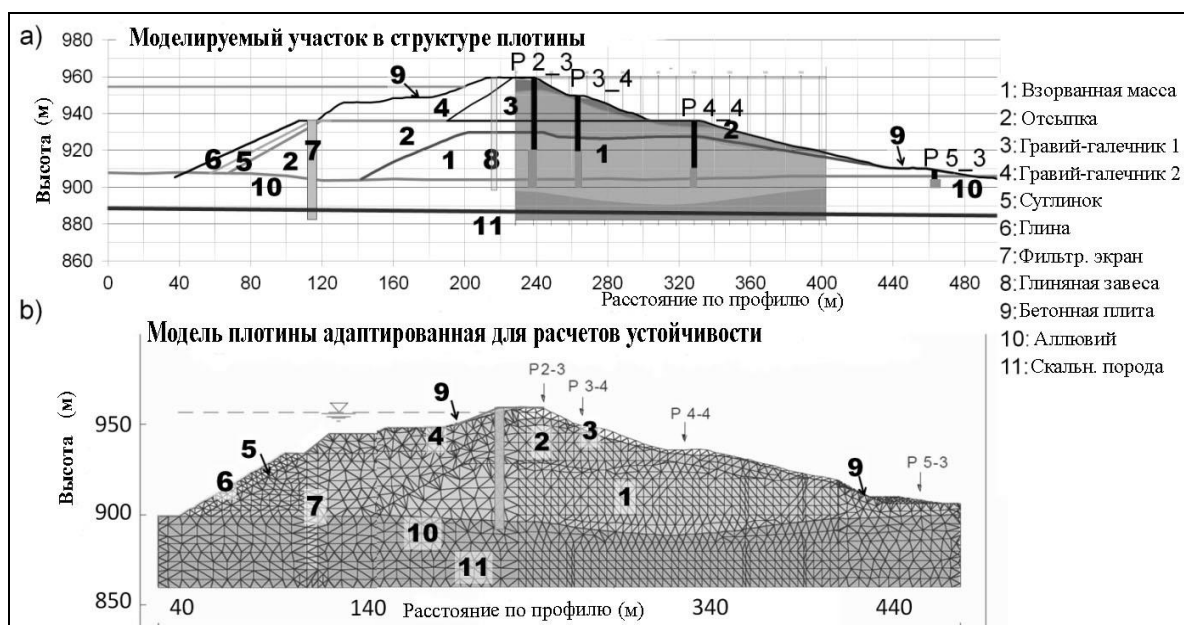


Рис. 1. Строение плотины КГЭС-2: а) Начальный профиль плотины, откорректированный с учётом основной секции моделирования, полученной из 3D модели, построенной в GOCAD; б) Конечно-элементная модель для гидрогеологического моделирования и расчетов устойчивости, построенная на основе скорректированной двухмерной части плотины.

Основные результаты 3D моделирования. Все геофизические профили были обработаны с применением ГИС-технологии, а затем отформатированы для их представления в 3D-модели, созданной с

помощью программного обеспечения GOCAD. Комбинирование (сочетание) геофизических, геотехнических данных и строения плотины позволило выделить три характерные контактные поверхности (границы) в трёхмерной модели плотины (см. пунктирные линии на рис.2), разделяющие зоны с различными УЭС.

Границы (поверхности) одного и того же типа были интерполированы для того, чтобы сформировать объёмные конфигурации различных по свойствам (УЭС) зон (рис.2с). Пространство между этими граничными поверхностями представляет собой относительно однородный материал (рис. 2d): снизу показаны аллювиальные отложения в основании плотины с низким УЭС и кровля коренных пород; выше показана масса раздробленных пород со средним УЭС, сформировавшаяся в каньоне после взрыва; сверху показан влажный материал отсыпки с низким значением УЭС и сухая гравийно-галечниковая смесь с высоким значением УЭС, отсыпанная по низовому откосу.

Гидрогеологическое моделирование выполнялось с помощью компьютерной программы GGU SS-FLOW2D на основе численного моделирования методом конечных элементов для калибровки относительно неопределённых (расчётных) коэффициентов фильтрации K_{ϕ} , предоставленных ПИИ «Гидропроект» из Кара-Куля. Необходимость калибровки была вызвана тем, что эти данные по K_{ϕ} были получены расчётным, а не опытным путём. Калибровка осуществлялась с учётом данных по пьезометрическим уровням в скважинах P2_3, P3_4, P4_4 и P5_3, расположенных по главной продольной оси плотины (рис. 1а).

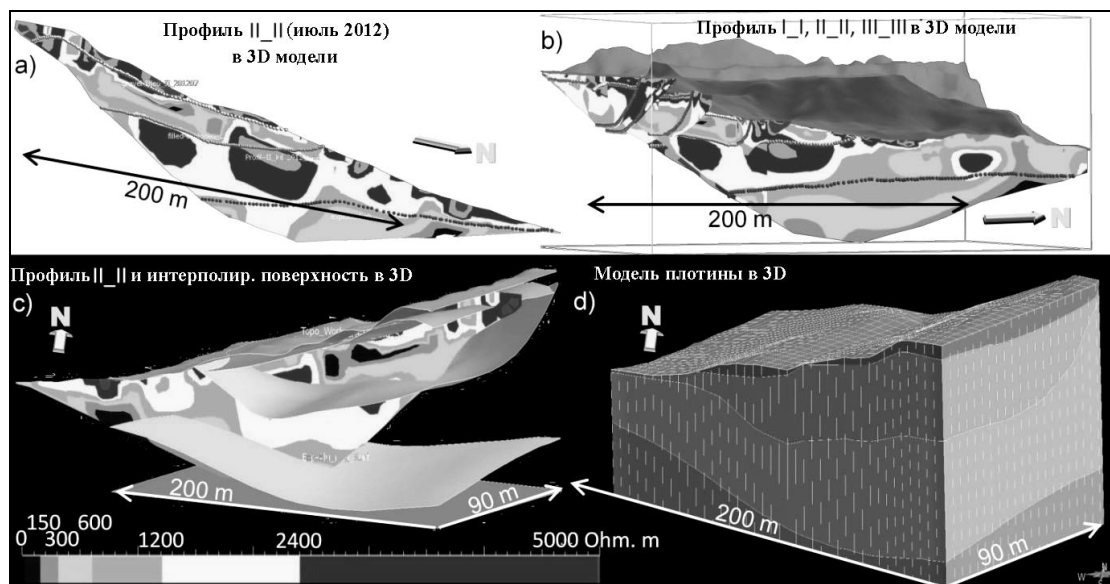


Рис.2. Профили ВЭЗ и топографическая поверхность плотины, введенные в программу GOCAD для построения 3D модели: а,б) оцифровка различных зон по УЭС; в) объёмная конфигурация границ интерполированная по данным УЭС; д) объёмная модель строения плотины по интерполированным границам.

Оценка устойчивости плотины. В качестве исходных данных для расчётов устойчивости плотины использовались сценарии с различными уровнями воды в водохранилище и, связанные с ним гидрогеологические условия. При расчётах устойчивости откосов плотины применялась компьютерная программа GGU-STABILITY, которая позволяет выполнять классические статические расчёты устойчивости, а также использовать псевдо-статические методы с учётом различных сейсмических воздействий.

Наиболее значимые предельные сценарии неустойчивости (коэффициент устойчивости $F_s \leq 1$), смоделированные при статической постановке, включали в себя: локальную или общую неустойчивость откоса в верхнем бьефе плотины (рис. 3с) соответственно при быстрой сработке (опорожнении) водохранилища за счёт большого градиента падения водной нагрузки и быстрого

уменьшения порового давления в теле плотины при полном его опорожнении.

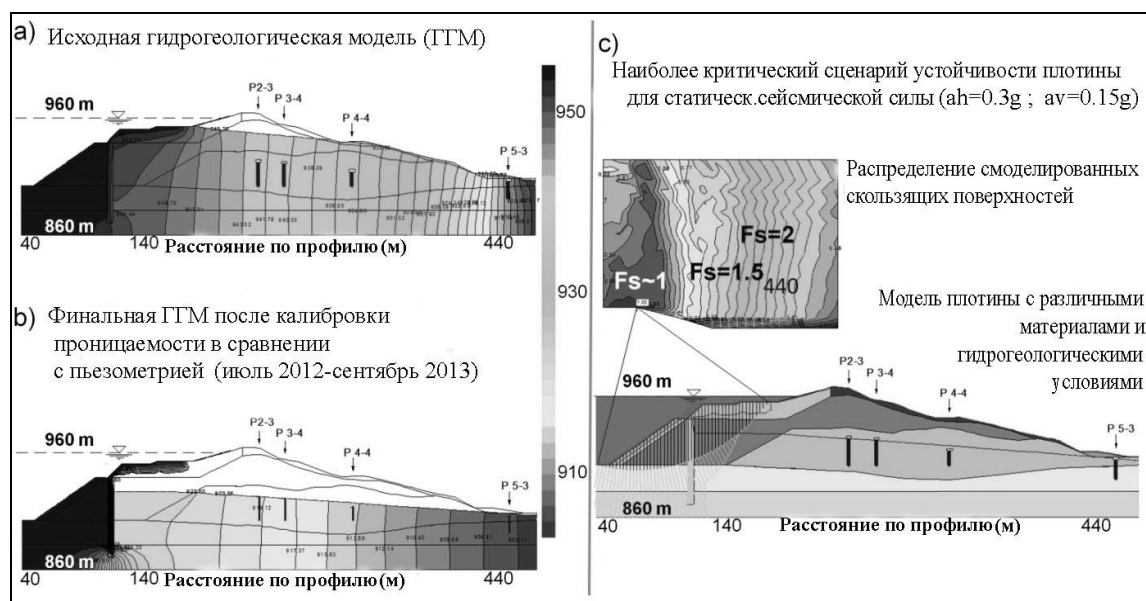


Рис.3. Гидрогеологические модели: а) с исходными значениями K_f , предоставленными ПИИ «Гидропроект»; б) с откорректированными значениями K_f , полученными путём сравнения результатов моделирования с измеренными пьезометрическими уровнями в июле 2012-сентябре 2013 г.; в) один из вариантов расчёта устойчивости плотины с наиболее критическим сценарием.

Общая неустойчивость низового откоса плотины возможна при переполнении водохранилища и переливе воды через её гребень за счёт обводнения низового откоса и соответствующего увеличения порового давления.

Следовательно, следует всячески избегать возникновения подобных ситуаций и следить за тем, чтобы они не возникали, особенно это касается варианта полного опорожнения водохранилища, хотя оно пока невозможно из-за того, входные оголовки водосбросных туннелей расположены на более высоких гипсометрических уровнях, чем дно водохранилища. В дальнейшем, при постепенном заилении водохранилища речными наносами полное опорожнение становится достижимым.

Расчёты и моделирование показывают, что плотина неустойчива (коэффициент устойчивости $F_s \leq 1$), при воздействии сейсмических нагрузок в том случае, если горизонтальная составляющая пикового ускорения грунта (ПУГ) при землетрясении превысит значение $a_h=0.3g$, а вертикальная - $a_v=0.15g$ (рис. 3с). Указанные критические значения ПУГ основаны на оценке сейсмической опасности для рассматриваемого района КГЭС-2 для землетрясений с повторяемостью один раз в 475 лет.

Сочетание экстремальных гидрологических и опасных сейсмических событий маловероятно, хотя вероятность такого сценария не равна нулю, то есть теоретически такое сочетание возможно.

Заключение. На основании результатов комплексных геофизических исследований и мониторинга состояния плотины КГЭС-2 с помощью компьютерной программы GOCAD создана трёхмерная геологическая модель плотины. При построении этой модели на основе проектных (расчётных) геотехнических данных и полученных фактических распределений удельного электрического сопротивления наибольшее внимание было уделено выявлению характерных, однородных по геотехническим и геоэлектрическим свойствам слоёв в теле плотины, с уточнением конфигураций наиболее увлажнённых зон, что имеет первостепенное значение для гидрогеологического моделирования.

Гидрогеологическое моделирование показало, что фильтрация воды из водохранилища происходит через аллювиальные отложения в основании плотины, а также в верхней её части через материал отсыпки. Со временем за счёт процессов естественной кольямации проницаемость тела плотины будет уменьшаться. Тем не менее, следует контролировать изменение депрессионной поверхности в теле плотины, особенно, после сильных землетрясений в ближней зоне.

Расчёты и моделирование показывают, что плотина неустойчива (коэффициент устойчивости $F_s \leq 1$), при воздействии сейсмических нагрузок в том случае, если горизонтальная составляющая пикового ускорения грунта (ПУГ) при землетрясении превысит значение $a_h=0.3g$, а вертикальная - $a_v=0.15g$.

ЛИТЕРАТУРА

1. Торгоев И.А., Жанчаров Ж.У., Айдаралиев Б., и др. Геофизический мониторинг плотины Камбаратинской ГЭС-2 // Вестник КГУСТА, 2012, №3(37).- с. 262-268.
2. Торгоев И.А., Айдаралиев Б., Оморов Б., Торгоев А.Д. Мониторинг состояния взрывонабросной плотин Камбаратинской ГЭС-2 // Современные проблемы механики сплошных сред: Вып.17: Гидрогазодинамика, геомеханика и геотехнологии.-Бишкек:2013. С.194-209.
3. Torgoev I., Havenith H.B., Torgoev A. Geophysical monitoring of artificial landslide dam of Kambarata Hydro Power Plant -2 (Kyrgyzstan). // Landslide Science for a Safer Geoenvironment, Vol.3:Targeted Lanslides. Springer, 2014.- p. 641-647.

УДК 624,131:577,4

РАЗВИТИЕ ОПОЛЗНЕВЫХ ПРОЦЕССОВ НА СКЛОНАХ С ПОДЗЕМНОЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОЙ ПОДРАБОТКОЙ

Алешин Ю.Г., Торгоев И.А.

Институт геомеханики и освоения недр НАН КР.

Оползневой мониторинг, проводимый в последние годы на горнодобывающих территориях Кыргызстана, показывает, что экзогеодинамика участков горнопромышленного освоения активизируется не только в период эксплуатации месторождений, но проявляется на протяжении многих последующих десятилетий, создавая чрезвычайные ситуации в старых шахтерских городах и горнорудных посёлках /1,2/.

Активный процесс сдвигание земной поверхности начинается после разрушения грузонесущих элементов шахтных полей. Вслед за этим на подработанных горных склонах, спустя много лет, уже после завершения очистных работ, развиваются оползневые процессы. Подземные пустоты, участки интенсивной трещиноватости горных пород не только эффективно дренируют поверхностные воды, но и транспортируют инфильтрационные потоки к подошве слабоустойчивого четвертичного покрова вблизи подножий склонов, где размещены производственные объекты и жилая застройка. Указанные два фактора - разуплотнение горных пород и их избыточное увлажнение являются основными факторами оползнеобразования на таких территориях. Положение еще более

усугубляется, когда на земной поверхности таких участков формируется отвалы пустой породы, создающие дополнительную пригрузку для слабого четвертичного покрова.

Типичная в этом отношении ситуация сложилась на угольном месторождении Кок-Янгак. Здесь интенсивная добыча угля подземным способом продолжалось на протяжении 60 лет, начиная с 1932 года. При этом отрабатывались вначале пологопадающие затем и крутопадающие пласты угля, близко расположенные к дневной поверхности на глубине от 30 до 100м в приводораздельной зоне хребта Сюрень-Тюбе. В 50-е годы прошлого столетия в отработку уже были вовлечены нижележащие (на глубине более 150 м) пласты. Анализ закономерностей развития экзогенных геологических процессов, в частности оврагов и оползней в юго – восточной части г. Кок-Жангак, развивающихся на теле древнего оползня, крупных оползней в верховьях Кок-Янгак-Сая, показывает, что их формирование связано с изменениями гидрогеологических условий, вызванных влиянием подработанного шахтного поля. Механизм цепочки выглядит следующим образом: развитие подпора подземных вод в годы интенсивных снежных и ливневых осадков, питающихся за их счет, по выработанному подземному пространству, нарушенным элементами кровли, тектоническим разрывам, сменяется суффозионным разрывом слабых прослоев обратно фильтрационными водами при падении уровня грунтовых вод; формирование в этих прослоях зон скольжения, по которым смещаются оползни; в дальнейшем происходит вскрытие мест разгрузки подземных вод и развитие овражной эрозии в деформированном оползневом теле. Здесь главным фактором выступают подземные воды, т.е. гидрогеологические условия определяют характер инженерно геологических условий массива

пород, типы развивающихся ЭГП, особенность их взаимосвязи и взаимообусловленности.

Подземная отработка угольных пластов, залегающих согласно склону на глубине от 50 до 200 м. от дневной поверхности привела к формированию полостей в подземном пространстве ввиду невысоких прочностных показателей вмещающих пород – конгломератов, сланцев и песчаников, их высокой тектонической раздробленности, что повлекло за собой появление на дневной поверхности мутьд сдвижения, разрывных нарушений и, как следствие, крупных глубоких оползней. Сдвигение подработанной толщи горных пород является сложным процессом, проявляющемся в совокупности различных форм: опускания слоев пород под действием собственного веса в форме прогиба слоев, оседания толщи пород сжатия слоев под действием опорного давления, сдвига пород по плоскостям напластования слоев, отрыва и обрушения пород непосредственной кровли пласта и другие процессы. В зависимости от интенсивности сдвижения различают его внешние формы -без разрыва сплошности пород; с образованием трещин и разломов; обрушение. Основные виды деформаций при этом – сжатие, растяжение и сдвиг в условиях сложного напряжённого состояния пород и тектонической раздробленности массива.

Характер сдвижения горных пород определяется сочетанием горно-геологических факторов, важнейшими из которых являются: физико-механические свойства и структура горных пород, угол падения, глубина разработки и мощность пластов , размеры выработанного пространства, система разработки, мощность рыхлых отложений (наносов), обводненность пород.

Процесс сдвижения горных пород всегда начинается с прогиба слоев, расположенных непосредственно над выработкой и обычно сопровождается вывалами из кровли. Развитие сдвижения

подработанной толщи происходит в виде последовательного отделения нижележащих слоев от вышележащих и прогиба их по нормали к напластованию подобно балкам или плитам, заземлённых по контуру. По мере подвигания забоя лавы в движение приходят все новые участки подработанной толщи, и при больших размерах выработанного пространства процесс сдвижения толщи пород распространяется до земной поверхности. Начало сдвижения земной поверхности наблюдается после отхода забоя лавы от целика на расстояние $(0,3 \dots 0,5)h$, где h – глубина разработки. /3/

В подработанной толще в направлении вверх от выработанного пространства можно выделить три зоны, характеризующиеся разной степенью нарушенности горных пород: обрушения, прогиба с нарушением сплошности слоев в виде трещин и плавного прогиба без нарушения сплошности слоев. Одновременно со сдвижением горных пород происходит перераспределение напряжений в массиве, окружающем горную выработку с образованием зон, повышенного (опорного) давления и пониженного (разгрузки). При этом возникает сдвиг слоев по контактам и, как следствие, ступенчатое оседание толщи горных пород земной поверхности. Явление сдвига усиливается при наличии слабых прослоев на контактах слоев. При этом величины сдвижений и деформаций в направлении по напластованию пропорциональны мощности слоя.

Зоны наибольшего прогибания пород (30-35 кратная мощность угольного пласта, что соответствует ~ 100 м толщи для условий Кок-Янгакского каменноугольного месторождения) являются частями зон трещин. В этих зонах сохраняется остаточное расслоение – больше внизу и меньше вверху. Горный массив даже после прекращения процесса сдвижения сохраняет здесь повышенную водопроницаемость по сообщающимся параллельным напластованию и нормальным трещинам. На Центральной угленосной площади

практически сразу же после отработки верхних пластов на земной поверхности появились значительные просадки рыхлого четвертичного покрова, представленного лессовидным суглинком, и получили развитие оползни. Однако, до тех пор, пока эти процессы протекали вдали от границ шахтерского посёлка, они не вызывали серьезного беспокойства, но спустя 30 лет после отработки запасов на Центральной угленосной площади на склоне штольни "Капитальная", вблизи ее устья, стал формироваться крупный оползень. Отдельные его блоки объемом до 105 м³ дважды сходили на промплощадку шахты, при этом мощность оползневых тел достигала 20 м, и у подножья стенки отрыва появился родник с резко увеличивающимся расходом воды в период таяния снежного покрова на водоразделе, где сформировалось крупная мульда сдвижения площадью ~ 10 га. На карте-врезке рис. 1 этот оползень показан на участке Б-1 между двумя отвалами пустой породы. Весь массив четвертичного покрова (он представлен лессовидными разновозрастными суглинками) на склоне штольни "Капитальная" был взят под контроль. Предварительно были проведены расчеты сдвижений и деформаций подработанной земной поверхности.

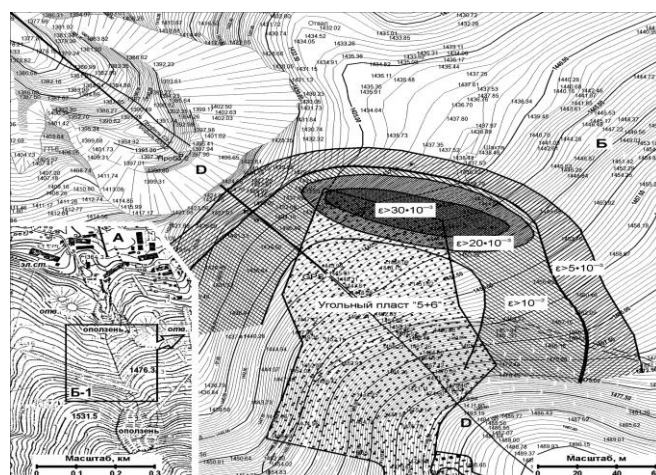


Рис. 1. Обзорная карта оползневого участка (А) и зоны растягивающих горизонтальных деформаций ϵ на поверхности склона штольни "Капитальная" (Б). Отработанный угольный пласт совмещён с дневной поверхностью.

При этом порядок расчета величин сдвижений земной поверхности был установлен таким образом, чтобы соответствовал приблизительно хронологии отработки месторождения, что позволило учесть в расчете влияния активизации сдвижения. Особое внимание было обращено на ближайший к изучаемому оползню пласт угля, который отрабатывался двумя лавами, что связано с крупными тектоническими нарушениями. На участке разработки свиты пластов показатели процесса сдвижения земной поверхности достигали больших величин: максимальное оседание $\eta_m \approx 5,7$ м; горизонтальное смещение $\xi_m = 3,0$ м деформация растяжения $\varepsilon_m \approx 30 \cdot 10^{-3}$. Однако наибольший интерес представляли деформации в нижней части склона в зоне взаимодействия с головной частью оползня; ($\varepsilon_m \approx 30 \cdot 10^{-3}$; см. рис. 1). Эти величины являются запредельными для суглинков, они неизбежно приводят к формированию разрывов в глинистых грунтах твердой и полутвердой консистенции.

Аналитические исследования, выявили возможность формирования оползня на подработанном склоне и в то же время показали направление дальнейшего развития заколов и трещин отрыва по направлению к участку максимальных растягивающих деформаций вверх по склону. Это позволило сделать прогноз о потенциально неустойчивом объёме грунтов ~ 2 млн. м³, который будет способен к оползневому смещению в ближайшие годы, возможно, по частям с вовлечением в оползневой процесс пород горного отвала. Важным результатом проведённых расчетов явилось также однозначное определение участка для установки систем мониторинга и раннего предупреждения оползневой опасности, а также более детального геофизического изучения состояния горного массива. Линии реперов и разведочные профили были заложены преимущественно по падению склона и лишь при наличии местных водоразделов - дополнительно по его простиранию от 20 до 35м, что

позволило получить удовлетворительную точность измерения расстояний специально разработанными дистометрами, обеспечивающими при контролируемой величине натяжения мерной ленты и постоянной температуре ($20 \pm 1^\circ\text{C}$) относительную погрешность измерения, не превышающую $\pm 2 \cdot 10^{-4}$ отн. ед. Динамика оползневых деформаций на протяжении трех лет наблюдений демонстрировала нарастание оползневых смещений со временем.

Геоэлектротомограмма оползневого блока вдоль профиля D-D ясно показывает гидрогеологическое окно латерального водопотока подземных вод в пределах абс. отметок 1440 - 1450 м в верхней части склона на глубине от 17 до 20 м. Хорошо заметны также участки формирования будущих трещин отрыва на дневной поверхности склона, которые идентифицируются по пониженным величинам сопротивлений (рис.2). Методами сейсморазведки уверенно выделена плоскость скольжения на контакте литологических разностей dpQ4 – dpIQ1-2.

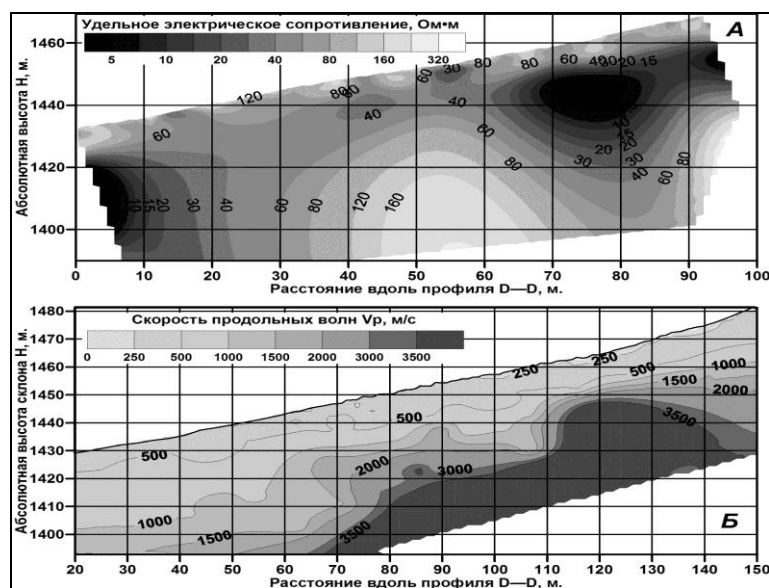


Рис. 2. Геоэлектротомограмма (А) и сейсмотомограмма (Б) горного массива оползнеопасного склона на участке развития деформаций земной поверхности. Разрез вдоль профиля D—D.

Подобные исследование были проведены на большой площади предгорной зоны хребта Сюрень-Тюбе, у подножья которого

расположен крупный шахтерский посёлок Кок-Янгак. Здесь все факторы сдвижения земной поверхности и оползнеобразования: технологические, горно-геологические, тектонические и др. изменяются в широких пределах, что предопределило различные схемы сдвижения пород со сдвигом и без сдвига по напластованию, сдвижения висячего и лежащего блоков, выхода на поверхность зон просадок и разрушений. На таких участках горный массив даже после прекращения процесса сдвижения сохраняет повышенную водопроницаемость по сообщающимся параллельным напластованию и нормальным трещинам. Модуль вектора общего сдвижения лессовидного покрова на участках выемки свиты пластов может достигать 5-6 м, что соизмеримо с величинами оползневых подвижек. Подобные крупные нарушения всей подработанной площади определили значительный оползневой потенциал территории, в то время как реализация этого потенциала продолжается и, более того, активизируется спустя много лет после завершения горных работ.

В Майлуу-Суу (рис. 3) при освоении уранового месторождения и интенсивного шахтного строительства в период с 1946 по 1955 год в зоне горного отвода было зарегистрировано от 50 до 60 новых оползней /4/. Средняя скорость приращения числа оползней в этот период достигало 5-7 оползней в год. В последующие 40 лет, прошедшие после отработки месторождения этот показатель составлял ~ 2 оползня/год, а общее число современных оползней, включая стабилизировавшиеся и активные, достигло в настоящее время 215. Активность многие оползней продолжается десятки лет, что наиболее характерно для крупных, объем которых превышает 1 млн.м³.

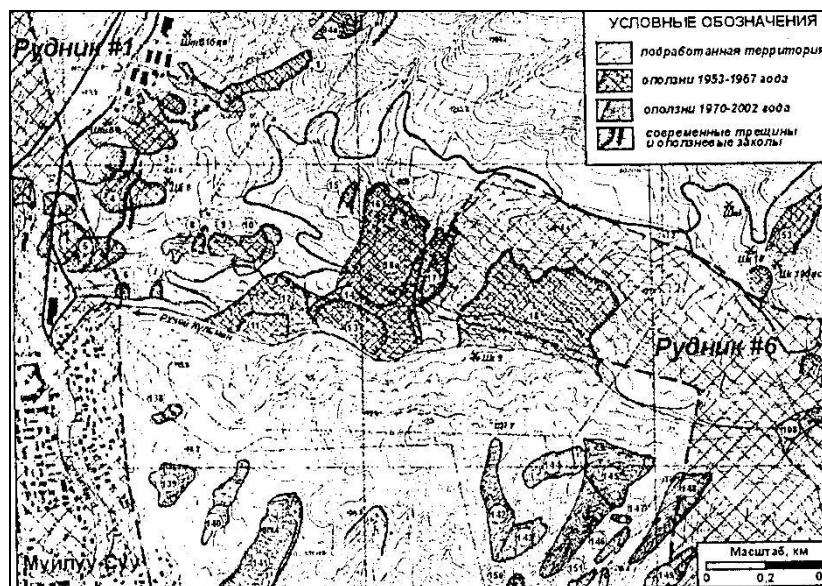


Рис. 3. Оползневая ситуация в Майлуу-Суу на участке, подработанном рудниками # 1 и 6

В тех случаях, когда плоскости ослабления в массиве выражены отчетливо, например, представлены плоскостями напластования и контактами слабых пород, происходит сдвиг больших призм пород под пологими углами. Наиболее благоприятные условия для подобного сдвига существуют там, где плоскости контактов подрезаны очистными выработками. Так, например, в районе рудника Шекафтар, где с 1946 по 1967 год велась добыча урановых руд, спустя два года после закрытия рудника произошло сдвижение крупного блока известняков палеогена на склоне площадью более 1,5 км². В последующие годы фиксировались подвижки до 10-15 см в год, а в 1994 году произошла резкая активизация сдвижения склона (рис. 4) с образованием у его подножья в зоне жилых строений валов выпирания и рвов глубиной до 3 м. Пласт известняка оказался разбит системой трещин.



Рис.4. Оползень в пос. Шекафтар спустя 40 лет после отработки рудника

Анализ опыта работы горнодобывающих предприятий, обобщение результатов натурных инструментальных наблюдений на рудных месторождениях и угольных шахтах Кыргызстана показали, что активизация динамики земной поверхности на участках жилой застройки, примыкающих к зонам техногенеза, происходит не только в период проведения горных работ, но также много лет и даже десятилетий после отработки запасов. Геомониторинг земной поверхности здесь необходимо проводить длительное время, не прерывая его в связи с закрытием горнодобывающего предприятия.

ЛИТЕРАТУРА

1. Алешин Ю.Г., Торгоев И.А., Ялымов Р.Н., Абдубаитов Ш.А. Особенности сдвижения земной поверхности и оползневые риски на горнопромышленных территориях Кыргызстана//Геомеханика в горном деле. Екатеринбург: ИГД УРО РАН, 2005. С.285-175

2. Торгоев И.А., Алешин Ю.Г. Геоэкология и отходы горнопромышленного комплекса Кыргызстана. Бишкек: Илим. 2009 -240с.
3. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного владения подземных выработок на угольных месторождениях /МУП СССР. М.: Редра. 1981. 288с.
4. Коваленко Д.Н., Алешин Ю.Г., Торгоев И.А., Червонцев П.Г. Освоение уранового месторождения и эволюция геодинамики Майлуу-Суу// Оценка и управление природными рисками: Материалы Всероссийской конференции «Риск-2003»: в 2-хт. Т.1-М.: РУДН, 2003. С 128-132.

УДК 624,131:577,4

ВЕРОЯТНОСТНЫЙ ПРОГНОЗ ВРЕМЕНИ ОБРУШЕНИЕ ОПОЛЗНЯ

Алешин Ю.Г., Торгоев И.А., Шикерук А.Н.

Институт геомеханики и освоения недр НАН КР

Все современные методы оползневого прогнозирования игнорируют небольшие изменения во влияющих факторах, например, слабых временных трендов, низкочастотных малоамплитудных составляющих природных процессов и т.д. Это приводит к серьёзному ограничению, когда имеют дело с долгосрочными прогнозами. Согласно современной теории хаоса качество долговременного прогноза строго определяется влиянием хаоса и поэтому не может быть точным /1/. Среднесрочный прогноз, может быть достигнут посредством детерминированных методов, однако и при этом возникает некоторая неопределённость. Критический (оперативный) временной прогноз, выполненный незадолго до обрушения, когда уже имеется сильная неустойчивость, является относительно точным, при условии, что минимизировано влияние хаоса. Визуальная экспертиза графиков данных мониторинга деформации/смещения оползня специалистами позволяет приблизительно оценить текущую стадию ползучести глинистых грунтов плоскости скольжения. Если эта стадия идентифицируется как третичная/ускоренная, то склон находится в критическом состоянии, близком к обрушению, при этом доверие к прогнозу должно быть выше. Тем не менее, вслед за R. Fell'ом с соавторами /2/ мы покажем, что не рекомендуется придавать слишком

большое доверие прогнозам времени обрушения склона, поскольку очевидно, что они содержат неопределенность.

Наиболее распространённым современным методом прогноза времени обрушения t_f оползневого склона (TSF-TimetoSlopeFailure) является эмпирический метод, предложенный М. Saito&Н. Uezawa/3/ или его модификация по Т. Fukuzono/4/, которые предложили простую зависимость скорости деформации $\dot{\epsilon}$ твердых сред, находящихся под нагрузкой в стадии третичной/ускоренной ползучести в виде

$$\dot{\epsilon} = A/(t_f - t), \quad (1)$$

где t - текущее время, A - константа процесса, откуда, в частности, следует, что инверсия скорости деформации является линейной функцией времени:

$$\dot{\epsilon}^{-1} = -At + At_f, \quad (2)$$

и это определяет простую аппроксимацию TSF по Т. Fukuzono:

$$t_f = t \text{ при } \dot{\epsilon}^{-1} = 0 \quad (3)$$

В модификации М. Saito прогноз является детерминированным, когда для его формирования используются данные по скоростям смещения $v(t)$ оползня, измеренных по крайней мере в двух последовательных одинаковых интервалах времени $\Delta t = (t_{i-1} - t_{i-2}) = (t_i - t_{i-1})$ с последующей оценкой TSF по формуле

$$t_f = t_{i-1} + \frac{v_i \Delta t}{v_i - v_{i-1}} \quad (4)$$

В модификации Т. Fukuzono путем обработки некоторого множества данных $v^{-1}(t)$ на интервале $\Delta t = t_2 - t_1$ деформируется функция линейного тренда (2) $\in$ продолжением ее до пересечения с осью абсцисс (t) в точке $t = t_f$, значение которой и принимается за квазидетерминированный прогноз TSF.

Прогнозы в такой форме являются идеальными для лиц, принимающих решения (ЛПР), в частности, для органов МЧС. К сожалению, сделанные заблаговременно, они подтверждаются редко,

поскольку формулируются в условиях воздействия множества неконтролируемых и/или не учитываемых случайных по своей форме факторов и по ограниченной выборке. Поспешно сформулированный и впоследствии не подтверждённый в реальности прогноз снижает доверие к методу или приводит к отказу от его использования. Пример неудачного поспешного прогнозирования TSF по методике М. Saito показан на рис.1, где приведена запись смещения оползня «Тектоник» в Майлуу-Суу с 1 января 1997 г. и ряд прогнозных кривых в момент активизации смещения. На протяжении первого полугодия можно было бы сформулировать до 10 прогнозов представляющего обрушения в моменты времени $t = 8; 70; 82; 124$ и т.д. суток, которые не подтвердились бы в реальности. При этом прогнозы, выполненные в марте и последующее время ($t > 85$ суток) можно было бы своевременно отменить, отслеживая реальные и прогнозные характеристики оползневое смещения, в то время как три первых прогноза вызвали бы ложную тревогу.

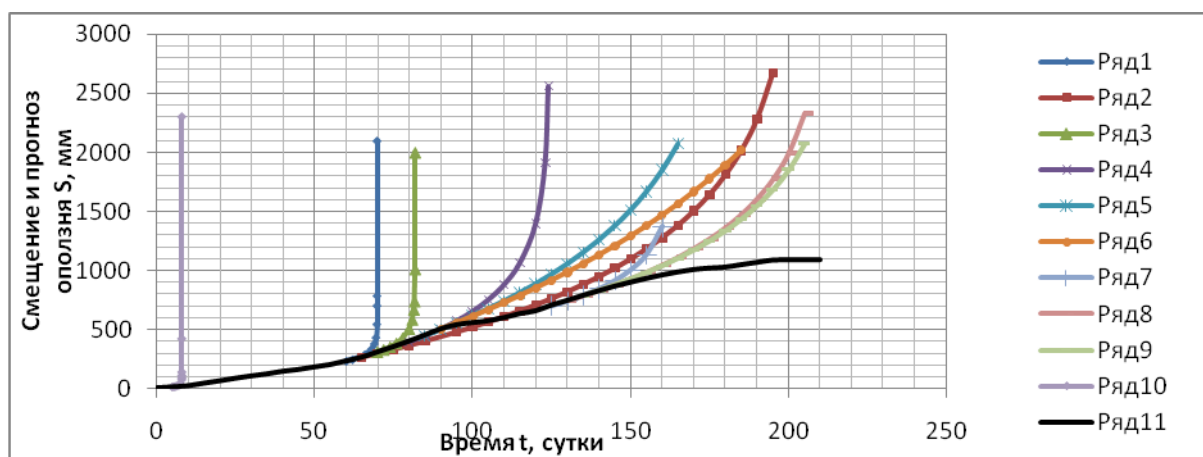


Рис.1. Реальная кривая смещения (ряд 11) и прогнозные накануне предполагаемого времени обрушения по методике М.Сайто (ряды 1-10) оползня «Тектоник» в 1997 году.

В то же время, вероятностный прогноз мог бы удовлетворить обе стороны – прогнозиста и ЛПР. Покажем эту технологию на примере прогноза времени обрушения оползня длительной ползучести «Изолит» в Майлуу–Суу. В конце зимы 1998 года произошла его

очередная резкая активизация и средняя скорость смещения в мае этого года достигла даже превысила 100 мм/сутки. При этом режим смещения оползня имел своеобразный «рваный» характер, когда периоды ускорения чередовались с временной стабилизацией, что всегда наблюдается для неглубоких гидрогенных оползней в периоды интенсивных атмосферных осадков. На рис. 2. приведён фрагмент записи движения головной части оползня в наиболее активной стадии. Тенденция линейного тренда снижения инверсии скорости описывается следующим уравнением:

$$\hat{v}_*^{-1}(t) = -6,82 \cdot 10^{-4}t + 0,04341 \quad (5)$$

На временном интервале Δt с 28 апреля по 19 мая т.е. на протяжении 20 суток, несмотря на значительную стохастическую компоненту процесса. Попытки формирования квазидетерминированного прогноза TSF по данным скорости смещения в указанном временном интервале при условии $\hat{v}^{-1}(t) = 0$ приводит к точечной оценке $\hat{t}_f = 63,6$ суток, т.е. «остаток времени жизни» оползневого склона по состоянию на 18.05.1998 года составлял 17 суток. Однако ожидаемого обрушения склона в интерпретации M.Saito ($\lim_{t \rightarrow t_f} \hat{v}_*^{-1}(t) = \infty$) не произошло. Оползневая активность в конце мая- начале июня этого же года существенно снизилась и оползень временно стабилизировался (рис. 2,Б). Прогноз, если бы он был передан, например, органам МЧС, оказался ошибочным (ошибка первого рода α , когда неопасная ситуация признана опасной в момент времени t_f), а последующие прогнозы вызывали бы скептическое отношении со стороны этих организаций.

Вероятностный прогноз для этого случая следовало бы формировать с учетом стохастической составляющей оползневого процесса

$$v_{\sim}^{-1}(t) = v^{-1}(t) - \hat{v}_*^{-1}(t). \quad (6)$$

Поскольку параметры эмпирической функции $\hat{v}^{-1}(t)$ (тренда) – случайные величины (они формируются на основе небольшой выборки случайных величин $v^{-1}(t)$ с использованием, например, метода наименьших квадратов), то значение этой функции на интересующем нас временном интервале также являются случайными величинами. Поэтому доверительная зона для линии тренда $\hat{v}_*^{-1}(t)$ при уровне доверительной вероятности $(1-\alpha) \cdot 100\%$ выглядит следующим образом:

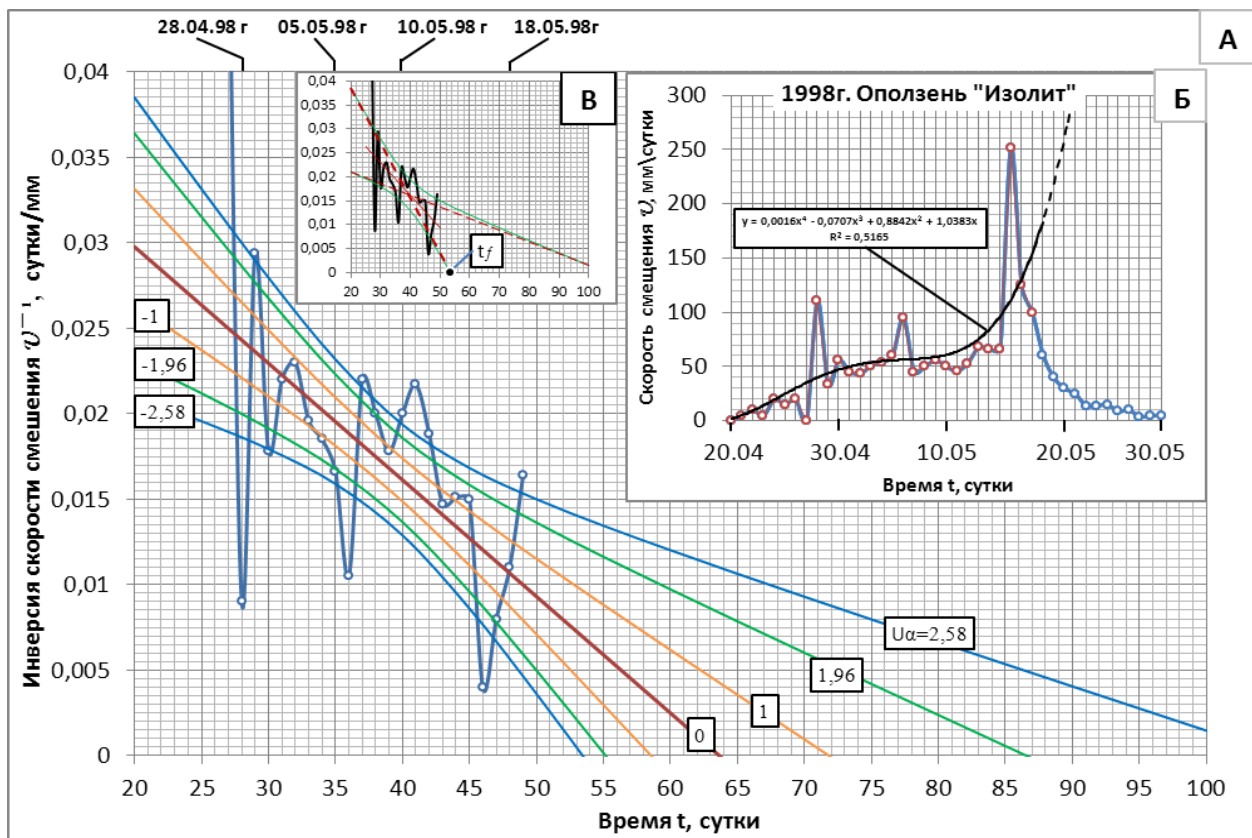


Рис.2. Технология вероятностного прогнозирования времени t_f оползневого обрушения.

$$\hat{v}_*^{-1}(t) - U_\alpha \sigma_{\hat{v}_*^{-1}}(t) < V^{-1}(t) < \hat{v}_*^{-1}(t) + U_\alpha \sigma_{\hat{v}_*^{-1}}(t) \quad (7)$$

где: U_α -квантиль нормального при $(n > 30)$ или Стьюдента при $(n < 30)$ распределения α значимости; $\sigma_{\hat{v}_*^{-1}}(t)$ -стандартная ошибка условного среднего на линии тренда: $\sigma_{\hat{v}_*^{-1}}(t) = \sigma \sqrt{1 + y^2} / \sqrt{n}$

$y = (t_i - \bar{t})/\sigma_t$; σ -среднее квадратичное отклонение функции $v_{\sim}^{-1}(t)$ от линии регрессии $\hat{v}_{\sim}^{-1}(t)$; n - объем выборки на интервале формирования прогноза. Как и $\hat{v}_{\sim}^{-1}(t)$ по (5), так и доверительные границы (верхняя и нижняя) по (7) являются функциями; их графики приведены на рис. 2А.

В пределах доверительной зоны значимости α можно провести бесчисленное множество прямых линий тренда $\hat{v}^{-1}(t)$ с несколько различающимися угловыми коэффициентами и свободными членами, которые не противоречат существующему статистическому материалу на интервале формирования прогноза $t \in (28; 49)$ суток. При этом существуют всего лишь две предельные линии тренда, которые являются касательные одновременно к граничным кривым доверительной зоны (на рис. 2В они показаны для зоны с $U_{\alpha}=2,58$). Уравнения этих прямых нетрудно получить как уравнения касательных, проходящих через 2 точки $t_1, v_1(t_1, U_{\alpha^*})$ и $t_2, v_2(t_2, U_{\alpha^*})$ при условии:

$$\frac{\partial v_1(t_1)}{\partial t} = \frac{\partial v_2(t_2)}{\partial t} \quad \text{при заданном } \alpha^*, \quad (8)$$

где $v_1(t, U_{\alpha^*})$ -уравнение доверительной границы значимости α^* .

Дополнительным условием может служить требование прохождения этих касательных через центр симметрии кривых $v(t, U_{\alpha^*})$ при любых значения α^*

$$\begin{cases} v_1(t_1, U_{\alpha^*}) - \hat{v}_0 = \frac{\partial v_1(t_1)}{\partial t} \cdot (t_1 - \hat{t}_0), \\ v_2(t_2, U_{\alpha^*}) - \hat{v}_0 = \frac{\partial v_2(t_2)}{\partial t} \cdot (t_2 - \hat{t}_0), \end{cases} \quad (9)$$

$$(10)$$

где $\hat{t}_0$ и $\hat{v}_0$ – координаты центра отрезка линии тренда в пределах использованных для ее построения данных.

Продолжая отрезки этих прямых до оси абсцисс (ось времени) получаем прогнозные оценки TSF, соответствующие верхнему и нижнему пределу доверительной зоны. В таблице приведены квантили нормального распределения U_α , соответствующие им уравнения предельных линий тренда, оценки момента времени обрушения t_f оползня «Изолит» и прогнозные остатки «времени жизни» оползневого склона $\tau = t_f - t_2$. При доверительной вероятности $2\Phi u = 0,95$, которая устроила бы ЛПР следует сформулировать прогноз «остатка времени жизни» оползневого склона как $7,2 < \tau_{ж} < 67,9$ суток, т.е. обрушение склона с указанной вероятностью следует ожидать с 16 мая по 16 июля 1998 года. Безусловно, это довольно широкий временной диапазон, но он целиком обоснован имеющимся статистическим материалом

Таблица 1. Результаты вероятностного прогнозирования времени обрушение оползневого склона

Вероятность обрушения	Квантиль нормального распределения U_α	Уравнение линии тренда $\hat{\sigma}^{-1}(t)$	Прогноз времени, сутки		
			Обрушения		остатка жизни τ
			расчётное	календарное	
*	0	$-6,82 \cdot 10^{-4} t + 0,04341$	63,65	3 июня	17,13
0,683	1 min	$-9,16 \cdot 10^{-4} t + 0,3427$	57,34	28 мая	10,82
	1 max	$-4,48 \cdot 10^{-4} t + 0,03427$	76,53	16 июня	30,01
0,95	1.96 min	$-11,41 \cdot 10^{-4} t + 0,06133$	53,73	25 мая	7,12
	1.96 max	$-2,29 \cdot 10^{-4} t + 0,02551$	114,42	24 июля	67,91
0,99	2.58 min	$-12,86 \cdot 10^{-4} t + 0,06697$	52,07	23 мая	5,55
	2.58 max	$-0,778 \cdot 10^{-4} t + 0,01984$	255,05	5 декабря	208,54

Примечание: *квазидетерминированная оценка геоконтроля оползневого смещения и принятой моделью завершающей стадии ползучести грунтов горного склона.

Одновременно с этим становится понятно, что в указанном прогнозом временном интервале могли измениться и действительно изменились условия оползнеообразования: снизился потенциал ползучести грунтов из-за прекращения интенсивных весенних осадков и резкого повышения температуры воздуха, что увеличило интенсивность испарения влаги с дневной поверхности во время последующих редких осадков.

Развивая далее вероятностный подход к прогнозированию времени обрушения оползневого, склона можно синтезировать функцию плотности вероятности (ФПВ) остатка времени жизни склона τ , опять таки, используя квантили нормального или Стюдента распределения случайных величин отклонения v_i^{-1} от линии тренда $\hat{v}_*^{-1}$. При этом вначале синтезируемая функция распределения $F(\tau)$ при среднем значении τ^* (в данном примере $\tau^* = 17$ суток), согласно следующему правилу:

$$F(\tau, \alpha) = \int_{-\infty}^{\tau} \varphi(z) dz, \quad (11)$$

где $\varphi(z)$ - ФПВ нормального или Стюдента распределения. Дифференцирую функцию (11) по τ получим искомую ФПВ остатка времени жизни склона τ . На рис. 3 показаны эти функции для рассматриваемого примера. Хорошей аппроксимацией их является гамма- распределение τ с параметрами $\nu = 5,0$ $\sigma = 3,4$. После этого возможен более детальный/дифференцированный подход к прогнозированию τ - оценки вероятности любого значения τ из области его существования $(0; \infty)$.

Прогноз времени обрушения оползней в глинистых грунтах требует понимания их реологических свойств, которые могут быть подтверждены кривой зависимости смещения при ползучести от времени. Вместе с тем, применимость такой зависимости все ещё сомнительна, поскольку фундаментальная геомеханика, лежащая в ее

основе, до настоящего времени ещё не сформирована полностью. Это тем более справедливо для решения крупномасштабных задач, учитывая неоднородность грунтового массива и не стационарность воздействующих факторов. Кроме того, в большинстве случаев геомеханические параметры и граничные условия задачи не могут быть определены с необходимой точностью, но определённые единожды, они имеют ограниченный период достоверности по сравнению с продолжительностью ползучести. В таких случаях методики на основе предложений М. Saito и Т. Fukuzono должны применяться с осторожностью, избегая долгосрочных прогнозов, либо

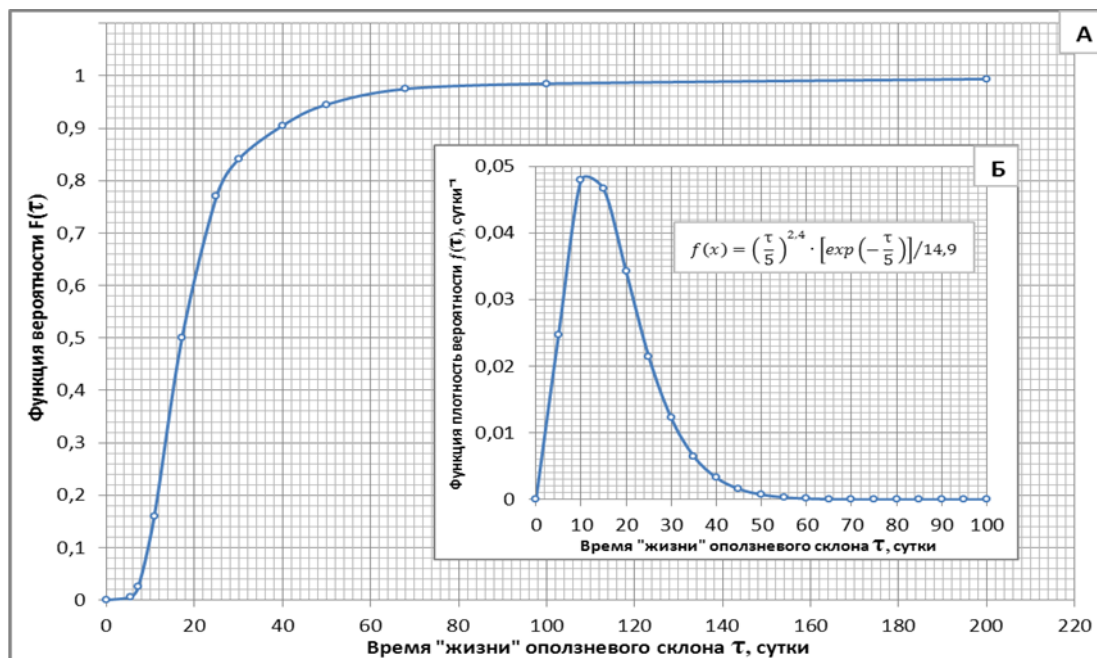


Рис.3. Вероятностное распределение времени «жизни» τ_f оползневого склона.

подобный прогноз должен быть перманентным, в темпе получения обновлённых данных оползневого мониторинга. Последнее не всегда возможно по техническим причинам или соображениям безопасности. Вероятностный подход к подобным прогнозам может оказаться при этом полезным, поскольку представляет важную дополнительную информацию для принятия решений и позволит избежать конфликтных ситуаций при взаимодействии прогнозиста с ЛПР.

ЛИТЕРАТУРА

1. Qin S.Q, Jiao J.J., Wang S.J. The predictable time scale of landslides//Bull. Eng. Geol. Environ. 2001. №59(4). P. 307-312
2. Fell R., Hungr O., Lerouel S., Riemer W. Geotechnical engineering of the stability of natural slopes and cuts and fills in soil//Proc.of Jnt. Conf. on Geotech. and Geolog. Eng. Melburn. 2000. P. 21-120.
3. Saito M. Forecasting time of slope failure by tetrary creep//Proc. Seventh. Jnt. Conf Mech. Found. Eng. Mexico city. 1969. V.2. P. 677-683.
4. Fukuzono T. A simple method for predicting the failure time of slope//Technology for Disaster Prevention. Science and Technology Agency. 1989. V.13.P. 111-128
5. Щварц Г. Выборочный метод/Перевод с немецкого Я.Ш. Паппэ. Под.ред. И.Г. Венецкого и В.М. Ивановой М.: Статистика 1978. 213с.

УДК 517.977

ЦИФРОВОЕ УПРАВЛЕНИЯ С МИНИМАЛЬНОЙ ЭНЕРГИЕЙ

Керимбеков А.К., Аширбаев Б.Ы.

КРСУ им. Б. Ельцина, КГТУ им.И.Раззакова,

В статье предложен способ построения цифрового управления с минимальной энергией. На основе методов разделения движений [1] и момента [2] построен алгоритм решений задачи.

Пусть непрерывный объект задан моделью в пространстве состояний

$$\dot{y}(t) = Ay(t) + Bu(t), \quad (1)$$

где $y = (x, z)'$, x, z – n – мерные векторы переменных состояния,

$A = \begin{pmatrix} A_1 & A_2 \\ A_3 & A_4 \end{pmatrix}$, $B = \begin{pmatrix} B_1 \\ B_2 \end{pmatrix}$, $A_i (i = \overline{1, 4}) – (n \times n)$, $B_1, B_2 – (n \times r)$ – постоянные матрицы, $u = u(t) – r$ – мерный вектор управления, штрих обозначает транспонирование, $t \in [t_0, t_1]$.

Качество процесса объекта (1) оценивается функционалом

$$J(u) = \int_{t_0}^{t_1} u'(t)u(t)dt. \quad (2)$$

Системы управления с цифровыми управляющими устройствами являются дискретными. В связи с этим, в дальнейшем непрерывный объект подвергается дискретизацию.

Пусть в момент времени $t_k = kT$ вектор состояния равен $y(k)$. Тогда решение уравнение (1) при $kT \leq t \leq (k+1)T$ имеет вид

$$y(t) = e^{A(t-kT)}y(k) + \int_{kT}^t e^{A(t-\tau)}Bu(\tau)d\tau, \quad (3)$$

где $\Phi = e^{A(t-kT)}$ – переходная матрица однородной системы

$$\dot{y}(t) = Ay(t) \quad (4)$$

Введем замену

$$t = (k+1)T, \quad \tau = \sigma + kT \quad (5)$$

и будем считать, что на входе объекта используется фиксатор нулевого порядка, т.е. $u(t) = v(k)$ при $kT \leq t \leq (k+1)T$. Тогда из (3) имеем

$$y[(k+1)T] = \Phi y(kT) + Fv(k), \quad (6)$$

где $\Phi = e^{AT} = \begin{pmatrix} \Phi_1 & \Phi_2 \\ \Phi_3 & \Phi_4 \end{pmatrix}$, $F = \int_0^T e^{A(t-\sigma)} d\sigma B = \begin{pmatrix} F_1 \\ F_2 \end{pmatrix}$, $T > 0$ – малый период квантования.

Теперь сформулируем задачу цифрового управления с минимальной энергией, который состоит в следующем: среди всех допустимых управлений требуется найти управление $v^* = v^*(kT)$ переводящее систему (6) из заданного начального состояния

$$y(t_0) = y(0) = y_0 \quad (7)$$

в конечное состояние

$$y(t_1) = y(1) = y_M, \quad (8)$$

чтобы при этом функционал

$$J(u) = \sum_{k=0}^{M-1} v'(k\mu)v(k\mu) \quad (9)$$

принимал наименьшее возможное значение, где

$$t \in D_T = \{t: t = kT, k = 0, 1, \dots, M-1\} \subset D = \{t: 0 \leq t \leq 1\}, M = \frac{1}{T}.$$

Так как функционал (9) оценивает затраты энергии в процессе управления[2], задачу (6) – (9) можно рассмотреть как задачу построения цифрового управления с минимальной энергией.

Предполагаем выполненными следующие условия:

I. Матрицы $\Phi_4, -\Phi_1'$ – устойчивы и $\Phi_4 = -\Phi_1'$.

II. Собственные значения $\lambda_i (i = \overline{1, n})$ матрицы $\Phi_4 = -\Phi_1'$ удовлетворяют неравенствам $\lambda_i + \lambda_j \neq 0$ при всех $1 \leq i, j \leq n$ [3].

При условиях I и II введем замену [1,4]

$$x = \tilde{x} - N\tilde{z}, \quad (10)$$

$$z = \tilde{z} + Hx. \quad (11)$$

Соотношения (10), (11) записываем в матричной форме:

$$\begin{pmatrix} x \\ z \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} E_n & -N \\ H & E_n - HN \end{pmatrix} \begin{pmatrix} \tilde{x} \\ \tilde{z} \end{pmatrix}, \quad (12)$$

$$\begin{pmatrix} \tilde{x} \\ \tilde{z} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} E_n - NH & N \\ -H & E_n \end{pmatrix} \begin{pmatrix} x \\ z \end{pmatrix}. \quad (13)$$

С учетом соотношений (12) уравнение (6) имеет вид

$$\begin{aligned} & \begin{pmatrix} E_n & -N \\ H & E_n - HN \end{pmatrix} \begin{pmatrix} \tilde{x}((k+1)T) \\ \tilde{z}((k+1)T) \end{pmatrix} = \\ & = \begin{pmatrix} \Phi_1 & \Phi_2 \\ \Phi_3 & \Phi_4 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} E_n & -N \\ H & E_n - HN \end{pmatrix} \begin{pmatrix} \tilde{x}(kT) \\ \tilde{z}(kT) \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} F_1 \\ F_2 \end{pmatrix} v(kT) \end{aligned} \quad (14)$$

Матричное уравнение (14) умножая слева на матрицу

$$\begin{pmatrix} E_n & -N \\ H & E_n - HN \end{pmatrix}^{-1} = \begin{pmatrix} E_n - NH & N \\ -H & E_n \end{pmatrix}$$

получим

$$\begin{aligned} & \begin{pmatrix} \tilde{x}((k+1)T) \\ \tilde{z}((k+1)T) \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \Phi_1 + \Phi_2 H + N(-H\Phi_1 + \Phi_3 - H\Phi_2 H - \Phi_4 H) \\ -H\Phi_1 + \Phi_3 - H\Phi_2 H + \Phi_4 H \\ -(\Phi_1 + \Phi_2 H)N + N(\Phi_4 - H\Phi_2) + \Phi_2 + N(-H\Phi_1 + \Phi_3 - H\Phi_2 H + \Phi_4 H) \\ \Phi_4 - H\Phi_2 - (-H\Phi_1 + \Phi_3 - H\Phi_2 H + \Phi_4 H) \end{pmatrix} \begin{pmatrix} \tilde{x}(kT) \\ \tilde{z}(kT) \end{pmatrix} \\ & + \begin{pmatrix} E_n - NH & N \\ -H & E_n \end{pmatrix} \begin{pmatrix} F_1 \\ F_2 \end{pmatrix} v(kT). \end{aligned} \quad (15)$$

При выполнении условий I и II матрицы H и N удовлетворяют следующим матричным алгебраическим уравнениям Риккати и Ляпунова соответственно:

$$-H\Phi_1 + \Phi_4 H - H\Phi_2 H + \Phi_3 = 0, \quad (16)$$

$$-\tilde{\Phi}_1 N + N\tilde{\Phi}_4 + A_2 = 0, \quad (17)$$

где $\tilde{\Phi}_1 = \Phi_1 + \Phi_2 H$, $\tilde{\Phi}_4 = \Phi_4 - H\Phi_2$.

Так как матрицы $\Phi_4, -\Phi_1'$ – устойчивы, уравнения (16), (17) имеют решения.

Покажем существование решения алгебраического уравнения Риккати (16). Пусть H_0 – положительно определенное решение линейного алгебраического уравнения

$$\Phi_4 H - H \Phi_1 + \Phi_3 = 0. \quad (18)$$

Так как матрицы $\Phi_4, -\Phi_1'$ – устойчивы уравнение (18) имеет единственное решение и ее можно представить в виде сходящегося интеграла [3, стр.146]

$$H_0 = \int_0^\infty e^{\Phi_4 s} \Phi_3 e^{-\Phi_1' s} ds, \quad (19)$$

Теперь приведем доказательство следующей леммы.

ЛЕММА. Пусть выполняется условие

III. Матрицы $\Phi_4 - H_0 \Phi_2$ и $\Phi_1 + \Phi_2 H_0$ устойчивы.

Тогда решение уравнение

$$(\Phi_4 - H_0 \Phi_2)(H_1 - H_2) - (H_1 - H_2)(\Phi_1 + \Phi_2 H_0) + V = 0, \quad (20)$$

где $Q = H_0 \Phi_2 H_0 + H_1 \Phi_2 H_2 + H_2 \Phi_2 H_1 - H_1 \Phi_2 H_1 - H_0 \Phi_2 H_2 - H_2 \Phi_2 H_0$,

можно представить в виде

$$H_1 - H_2 = \int_0^\infty e^{(\Phi_4 - H_0 \Phi_2)s} Q e^{-(\Phi_1 + \Phi_2 H_0)s} ds. \quad (21)$$

Доказательство. Рассмотрим уравнение

$$(\Phi_4 - H_0 \Phi_2)H - H(\Phi_1 + \Phi_2 H_0) + H_0 \Phi_2 H_0 + \Phi_3 = 0. \quad (22)$$

Пусть H_1 – положительно определенное решение уравнение (22), тогда имеем

$$(\Phi_4 - H_0 \Phi_2)H_1 - H_1(\Phi_1 + \Phi_2 H_0) + H_0 \Phi_2 H_0 + \Phi_3 = 0$$

или

$$\begin{aligned} &(\Phi_4 - H_0 \Phi_2)(H_1 - H_2) - (H_1 - H_2)(\Phi_1 + \Phi_2 H_0) + \\ &+ (\Phi_4 - H_0 \Phi_2)H_2 - H_2(\Phi_1 + \Phi_2 H_0) = 0. \end{aligned} \quad (23)$$

Найдем матрицу H_2 как решение уравнение

$$(\Phi_4 - H_1 \Phi_2)H - H(\Phi_1 + \Phi_2 H_1) + H_1 \Phi_2 H_1 + \Phi_3 = 0. \quad (24)$$

т.е. получаем

$$(\Phi_4 - H_1 \Phi_2)H_2 - H_2(\Phi_1 + \Phi_2 H_1) + H_1 \Phi_2 H_1 + \Phi_3 = 0. \quad (25)$$

Из уравнения (25) имеем

$$\Phi_4 H_2 - H_2 \Phi_1 + \Phi_3 = H_1 \Phi_2 H_2 + H_2 \Phi_2 H_1 - H_1 \Phi_2 H_1.$$

Подставляя это равенство в (23), получим уравнение (20). Тогда интеграл (21) является единственным решением уравнения (20) ч.т.д.

Легко можно показать, что матрица Q в интеграле (21) неотрицательно определена, тогда подынтегральное выражение неотрицательно т.е.

$$H_1 - H_2 \geq 0.$$

Повторяя эти процедуры для $k = 1, 2, \dots$ получим неубывающую последовательность положительно определенных матриц:

$$H_1 \geq H_2 \geq \dots \geq H_k \geq \dots.$$

Матричная последовательность $\{H_k\}$ имеет предел [3]

$$H_\infty = \lim_{k \rightarrow \infty} H_k.$$

Таким образом, все матрицы построенной последовательности $\{H_k\}$ при любом $k = 1, 2, \dots$ удовлетворяют линейному алгебраическому уравнению

$$(\Phi_4 - H_{k-1} \Phi_2)H_k - H_k(\Phi_1 + \Phi_2 H_{k-1}) + H_{k-1} \Phi_2 H_{k-1} + \Phi_3 = 0. \quad (26)$$

Тогда предельная матрица H_∞ удовлетворяет уравнению (16).

С учетом (16), (17) уравнение (15) можно записать в виде

$$\begin{pmatrix} \tilde{x}((k+1)T) \\ \tilde{z}((k+1)T) \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \tilde{\Phi}_1 & 0 \\ 0 & \tilde{\Phi}_4 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} \tilde{x}(kT) \\ \tilde{z}(kT) \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} \tilde{F}_1 \\ \tilde{F}_2 \end{pmatrix} v(kT), \quad (27)$$

где $\tilde{F}_1 = F_1 + N\tilde{F}_2$, $\tilde{F}_2 = -HF_1 + F_2$.

В результате имеем утверждения в виде следующей теоремы

ТЕОРЕМА 1. Пусть выполняются условия I, II и матрицы H , N удовлетворяют уравнениям (16) и (17). Тогда систему (6) можно разделить на две подсистемы меньшего порядка вида:

$$\tilde{x}((k+1)T) = \tilde{\Phi}_1 \tilde{x}(kT) + \tilde{F}_1 v(kT), \quad (28)$$

$$\tilde{z}((k+1)T) = \tilde{\Phi}_4 \tilde{z}(kT) + \tilde{F}_2 v(kT), \quad (29)$$

причем эти уравнения связаны только по управлению $v(kT)$.

Граничные условия системы (28), (29) определяются из соотношений:

$$\tilde{x}(0) = \tilde{x}_0, \tilde{z}(0) = \tilde{z}_0, \quad (30)$$

$$\tilde{x}(1) = \tilde{x}_M, \tilde{z}(1) = \tilde{z}_M, \quad (31)$$

где

$$\tilde{x}_0 = x_0 + N\tilde{z}_0, \tilde{z}_0 = z_0 - Hx_0, \tilde{x}_M = x_M + N\tilde{z}_M, \tilde{z}_M = z_M - Hx_M.$$

Теперь сформулируем задачу (6) – (9) следующим образом: требуется найти минимум функционала (9) на траекториях системы (28) – (31).

Решения уравнения (28), (29) с начальными условиями (30) можно представить в виде:

$$\tilde{x}(kT) = \tilde{\Phi}_1^k \tilde{x}_0 + \sum_{i=0}^{k-1} \tilde{\Phi}_1^{k-i-1} \tilde{F}_1 v(iT), \quad (32)$$

$$\tilde{z}(kT) = \tilde{\Phi}_4^k \tilde{z}_0 + \sum_{i=0}^{k-1} \tilde{\Phi}_4^{k-i-1} \tilde{F}_2 v(iT). \quad (33)$$

Из условия (31) следует, что искомое управление должно удовлетворять соотношениям:

$$\sum_{i=0}^{k-1} \tilde{\Phi}_1^{M-i-1} \tilde{F}_1 v(iT) = \alpha_M^1, \quad (34)$$

$$\sum_{i=0}^{k-1} \tilde{\Phi}_4^{M-i-1} \tilde{F}_2 v(iT) = \alpha_M^2,$$

где $\alpha_M^1 = \tilde{x}_M - \tilde{\Phi}_1^M \tilde{x}_0, \alpha_M^2 = \tilde{z}_M - \tilde{\Phi}_4^M \tilde{z}_0$.

Управление $v^* = v^*(kT)$ удовлетворяющее соотношениям (34) и доставляющее минимум функционалу (9), может быть представлено в виде [5]

$$v^*(kT) = \tilde{F}_1' (\tilde{\Phi}_1^{M-k-1})' \cdot C_1 + \tilde{F}_2' (\tilde{\Phi}_4^{M-k-1})' \cdot C_2, \quad k = \overline{0, M-1}. \quad (35)$$

Здесь коэффициенты C_1 и C_2 определяются из уравнения

$$\alpha_M = W \cdot C, \quad (36)$$

где

$$\alpha_M = \begin{pmatrix} \alpha_M^1 \\ \alpha_M^2 \end{pmatrix}, W = \begin{pmatrix} W_1 & W_2 \\ W_2' & W_3 \end{pmatrix}, C = \begin{pmatrix} C_1 \\ C_2 \end{pmatrix},$$

$$W_1 = \sum_{i=0}^{M-1} \tilde{\Phi}_1^{M-i-1} \tilde{F}_1 \tilde{F}_1' (\tilde{\Phi}_1^{M-i-1})', W_2 = \sum_{i=0}^{M-1} \tilde{\Phi}_1^{M-i-1} \tilde{F}_1 \tilde{F}_2' (\tilde{\Phi}_4^{M-i-1})',$$

$$W_3 = \sum_{i=0}^{M-1} \tilde{\Phi}_4^{M-i-1} \tilde{F}_2' \tilde{F}_2 (\tilde{\Phi}_4^{M-i-1})'.$$

Из уравнения (36) будем иметь

$$C = W^{-1} \alpha_M, \quad (37)$$

где

$$W^{-1} = \begin{pmatrix} W_1^{-1} + W_1^{-1} W_2 S^{-1} W_2' W_1^{-1} & -W_1^{-1} W_2 S^{-1} \\ -S^{-1} W_2' W_1^{-1} & S^{-1} \end{pmatrix}, S = W_3 - W_2' W_1^{-1} W_2.$$

В результате сформулируем следующую теорему

ТЕОРЕМА 2. Если матрица W в (37) имеет полный ранг, то существует управление $v^* = v^*(kT)$, которое переводит систему (28), (29) из состояния (30) в состояния (31) [3]. Кроме того, если $|W_1| \neq 0$ (или $|W_3| \neq 0$), то оптимальное цифровое управление и соответствующие ей оптимальные траектории задачи (9), (28) - (31) определяются формулами:

$$v^*(kT) = \tilde{F}_1' (\tilde{\Phi}_1^{M-k-1})' r_M^1 + \tilde{F}_2' (\tilde{\Phi}_4^{M-k-1})' r_M^2,$$

$$(38) \quad \tilde{x}(kT) = \tilde{\Phi}_1^k \tilde{x}_0 + \sum_{i=0}^{k-1} \tilde{\Phi}_1^{k-i-1} \tilde{F}_1 \left[\tilde{F}_1' (\tilde{\Phi}_1^{M-i-1})' r_M^1 + \tilde{F}_2' (\tilde{\Phi}_4^{M-i-1})' r_M^2 \right], \quad (39)$$

$$\tilde{z}(kT) = \tilde{\Phi}_4^k \tilde{z}_0 + \sum_{i=0}^{k-1} \tilde{\Phi}_4^{k-i-1} \tilde{F}_2 \left[\tilde{F}_1' (\tilde{\Phi}_1^{M-i-1})' r_M^1 + \tilde{F}_2' (\tilde{\Phi}_4^{M-i-1})' r_M^2 \right], \quad (40)$$

где

$$r_M^1 = (W_1^{-1} + W_1^{-1} W_2 S^{-1} W_2' W_1^{-1}) \alpha_M^1 - W_1^{-1} W_2 S^{-1} \alpha_M^2, \quad (41)$$

$$r_M^2 = -S^{-1} W_2' W_1^{-1} \alpha_M^1 + S^{-1} \alpha_M^2.$$

Таким образом, алгоритм построения цифрового управления с минимальной энергией состоит в следующем:

1. Для системы (6) проверяется условия I и II.
2. С помощью замены (10), (11) производится разделение переменных состояния системы (6).
3. При разделении переменных состояния системы (6), решая уравнения (16) и (17) находим матрицы H и N , следовательно через них получаем системы (28) – (31).

4. Вычисляем матрицы W в (36), r_M^1 и r_M^2 в (41).

5. Находим: $v^*(kT), \hat{x}(kT), \hat{z}(kT)$.

ЛИТЕРАТУРА

1. Стрыгин В. В., Соболев В. А. Разделение движений методом интегральных многообразий. – Москва: Наука. 1988. - 256 с.
2. Красовский Н.Н. Теория управления движением. – Москва: Наука, 1968. – 476 с.
3. Андреев Ю.Н. Управление конечномерными линейными объектами. – Москва: Наука, 1976. – 424 с.
4. Иманалиев З.К., Аширбаев Б.Ы. Разделение движений сингулярно возмущенной управляемой системы // Исследования по интегро-дифф. уравнениям. – Бишкек: Илим, 2007.- Вып.36. - С.136 -141.
5. Иманалиев З.К., Аширбаев Б.Ы., Алымбаева Ж.А. Решение дискретной задачи оптимального управления с малым шагом // Междунар. научно-информац. журн. «Наука и инновации». Вып. №1, Бишкек, 2013. С. 35 – 41.
6. Красовский Н.Н. Теория управления движением. – Москва: Наука, 1968. – 476 с.
7. Стрыгин В. В., Соболев В. А. Разделение движений методом интегральных многообразий. – Москва: Наука. 1988. - 256 с.

УДК 004.42(047)

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ КАРЬЕРА С УЧЕТОМ СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ

Исаева Г.С., Шамбетов З.С.

Институт геомеханики и освоения недр НАН КР

1. Учет сейсмического воздействия

Была разработана методика учета сейсмического воздействия на устойчивость склонов и бортов карьера. Общий подход заключался в использовании представления возникновения неустойчивости склона и оползания части склона по круглоцилиндрической поверхности скольжения. Это представление является наиболее часто используемым в литературе и на практике, в связи с физической обоснованностью и математической строгостью описания данного представления.

При учете сейсмического воздействия на устойчивость склонов наиболее распространенным подходом являлся подход, где принималось, что вес массива склона увеличивается на определенный множитель, описываемый как коэффициент сейсмичности, который, естественно, зависит от интенсивности сейсмического воздействия, выраженного в баллах.

Ниже приводится таблица со значениями коэффициента динамической сейсмичности [1].

Таблица 1 Динамические характеристики сейсмического воздействия в зависимости от интенсивности, выраженного в баллах.

Балльность	Коэффициент сейсмичности, μ	Скорость, 10^{-2} м/с	Ускорение, 10^{-2} м/с^2
4	0	0.5 - 1	7 – 12
5	0.005	1 - 2	15 – 25
6	0.01	2.1 – 4	26 – 50
7	0.025	4.1 – 8	51 – 100
8	0.05	8.1 – 16	101 – 200
9	0.10	16.1 – 32	201 – 400
10	0.25	32.1 - 64	401 - 800

Сущность определения устойчивости склона или борта карьера заключается в нахождении так называемого коэффициента устойчивости, который выражается отношением сил удерживающих склон от разрушения и сил сдвигающих, пытающихся этот склон разрушить. Обычно разрушение ранее устойчивого склона возникает из-за изменившихся физико-механических свойств массива, составляющего склон, либо склон разрушается под влиянием внешних факторов, либо под воздействием обеих причин одновременно.

Особая роль в изменении физико-механических свойств массива отводится атмосферным воздействиям, особенно осадкам, как в виде дождя, так и снега в холодное время года, а также воздействию грунтовых вод, при их наличии в массиве склона.

Внешнее воздействие характеризуется сейсмическим воздействием, являющимся значительным в сейсмоактивных регионах, к коим относится и территория Кыргызстана. Поэтому учет влияния сейсмического воздействия на устойчивость бортов карьера и склонов гор является необходимостью при расчете коэффициента

устойчивости, каким бы методом этот коэффициент устойчивости ни определялся [2].

Итак, при учете сейсмического воздействия на устойчивость склонов, принимается, что удельный вес пород составляющих склон увеличивается на коэффициент сейсмичности μ (таблица 1). Данный подход приводит при вычислении коэффициента устойчивости по круглоцилиндрической поверхности скольжения к увеличению сдвигающей силы. Однако, он также приводит к возрастанию удерживающей силы, поскольку в выражении для удерживающих сил входит нормальная компонента сил с весом пород склона умноженного на тангенс угла внутреннего трения материала пород массива. В случае значительной величины угла внутреннего трения, составляющая с его участием может вносить значительный вклад в силы препятствующие разрушению склона.

Наш подход, основанный на учете ускорений массива пород при прохождении сейсмической волны, позволяет более полно и физически более обоснованно подойти к вопросу сейсмического воздействия на устойчивость склона или борта карьера. При прохождении сейсмической волны массив склона подвергается сейсмическому ускорению. Это ускорение может быть направлено как в горизонтальном направлении, так и в вертикальном направлении. Поскольку рассматриваемые нами объекты, как правило, имеют размеры порядка сотни метров, то при прохождении сейсмической волны можно считать, что весь рассматриваемый нами объект - склон подвергается ускорению в одной фазе. То есть мы предполагаем, что весь массив как бы движется синхронно, как единое целое, не так чтобы отдельные его части подвергались бы различному ускорению, вплоть до того что один конец склона ускорялся в одном направлении, а другой в противоположном. Такое воздействие характерно для

намного более протяженных объектов, примерно составляющих размеры более одного километра.

Таким образом, сейсмическое воздействие учитывалось нами в форме дополнительного ускорения направленного либо горизонтально, либо вертикально. Естественно сейсмическая волна при прохождении изменяет направление ускорения в течение периода колебания волны. Поэтому встает вопрос о направлении ускорения, которое необходимо учитывать при вычислении коэффициента устойчивости склона. При рассмотрении горизонтального сейсмического ускорения, наибольшую опасность представляет направление ускорения в сторону от самого склона. Данное направление ускорения приводит как бы к отрыву части склона от основной его массы, что снижает устойчивость склона, противоположное ускорение, напротив как бы придавливает часть склона к основному массиву, приводя с очевидностью к увеличению коэффициента устойчивости склона. Исходя из этого, нами рассматривался случай, когда ускорение сейсмического воздействия направлено в сторону от основной массы массива.

Вертикальное направление ускорения сейсмического воздействия придает эквивалентное увеличение веса массива либо его снижение. В этом случае трудно однозначно ответить на вопрос о его воздействии на устойчивость склона, поскольку изменение веса массива приводит к соответствующим изменениям как в силах удерживающих массив, так и сдвигающих. Поэтому нами было принято, что вертикальное ускорение сейсмического воздействия будет учитываться как в положительном направлении, так и в отрицательном направлении.

Нами была поставлена задача расчета коэффициента устойчивости склона с учетом точного знания тензоров напряжений в рассматриваемом массиве. Для этой цели нами была разработана

методика расчета напряженно-деформированного состояния массива пород на основе метода конечных элементов [3], на ее основе составлена компьютерная программа [4,5], позволяющая рассчитывать смещения, тензоры деформации и тензоры напряжений в массиве пород. В отличие от методов (Феллениус, Бишоп, Янбу, и т.д.) опирающиеся на методику расчета сил смещающих и удерживающих массив с учетом только веса вышележащего массива [6], предлагаемая нами методика основанная на точном знании тензоров напряжений массива склона является физически более объективным и точным.

Таким образом, нами предложена методика расчета коэффициента устойчивости склона или борта карьера по круглоцилиндрической поверхности скольжения, основанной на точном знании тензоров напряжений в массиве пород, что позволяет более точно рассчитать коэффициент устойчивости борта карьера.

Ниже приводится схема учета сейсмического воздействия при вычислении коэффициента устойчивости борта карьера.

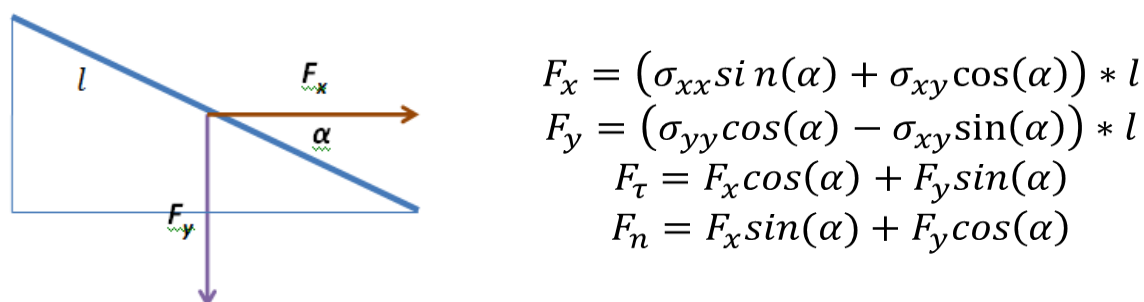
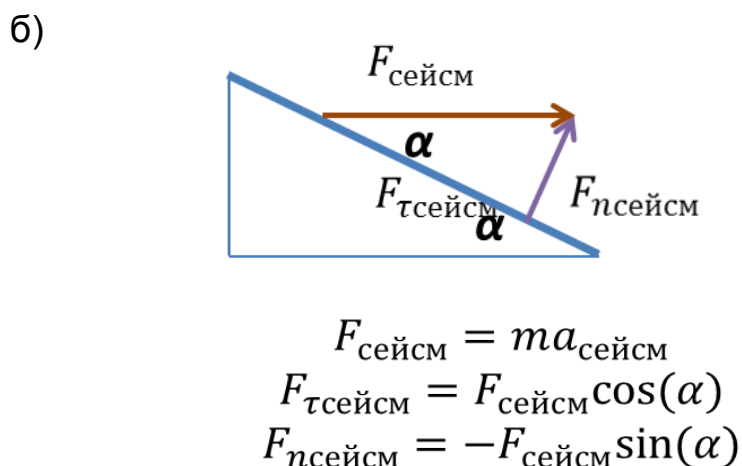
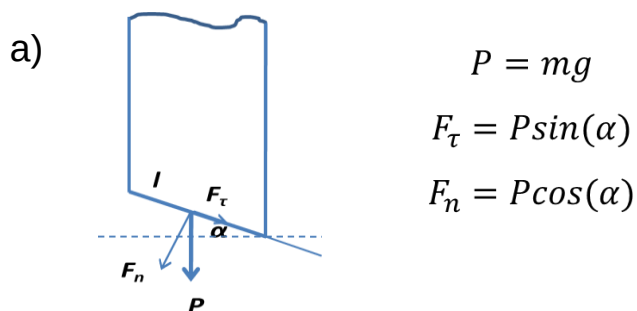
Коэффициент устойчивости склона вычисляется как отношение сил сдвигающих и удерживающих массив, по следующей формуле [7]:

$$K_{уст} = \frac{F_{удерж}}{F_{сдвиг}} = \frac{\sum (C * l + F_n * t * g \varphi)}{\sum F_{\tau}}, \quad (2.1)$$

где l - длина основания i -го элемента, φ и C – расчетные значения характеристик прочности грунта в пределах основания i -го элемента.

Нормальные и тангенциальные силы представим как величины, состоящие из двух слагаемых:

$$\begin{aligned} F_n &= F_{n0} + F_{nсейсм} \\ F_{\tau} &= F_{\tau0} + F_{\tauсейсм} \end{aligned} \quad (2.2)$$



2. Интерфейс программы расчета устойчивости склонов и бортов карьера по методу круглоцилиндрической поверхности скольжения

На рисунке 1 показан интерфейс разработанной программы расчета устойчивости склонов и бортов карьера по методу круглоцилиндрической поверхности скольжения. В программе предусмотрены различные алгоритмы расчета коэффициента устойчивости, выбор которых осуществляется пользователем в зависимости от предпочтений последнего. Надо отметить, что различные методы расчета устойчивости по круглоцилиндрической поверхности скольжения дают результаты отличающиеся максимум на 10%. Поэтому все расчеты, выполненные в данной работе были выполнены наиболее простым методом – методом Феллениуса.

Особенность метода заключается в том, что в нем используется равновесие моментов относительно центра окружности скольжения и взаимодействием между отсеками, на которые при расчете устойчивости подразделяется исследуемый склон, пренебрегается.

На рисунке 1 показаны элементы управления процедурой расчета: внесение начальных данных, как по свойствам массива склона, так и геометрических характеристик склона.

Основная характеристика геометрического характера заключается в задании профиля склона, поскольку расчет проводится в плоском, двумерном приближении. Из физико-механических свойств пород массива склона программа использует следующие свойства: плотность пород, сцепление, угол внутреннего трения. Это основные характеристики при расчете коэффициента устойчивости по методу круглоцилиндрической поверхности скольжения.

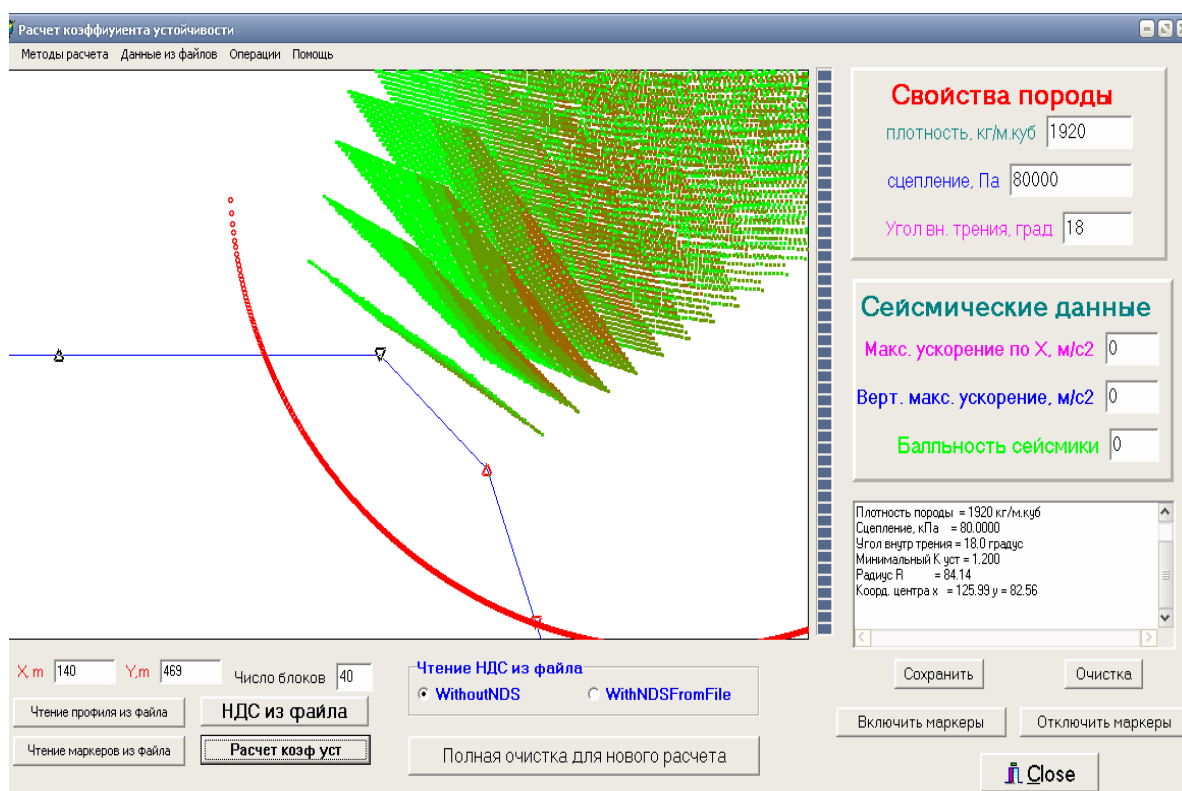


Рис. 1 - Интерфейс программы.

Кроме указанных основных характеристик массива пород требуется знать упругие свойства пород: модуль упругости Юнга – E и

коэффициент Пуассона – ν . Данные свойства пород массива необходимы при расчете напряженно-деформированного состояния массива пород склона.

На поверхности окна программы предусмотрены специальные области для внесения или изменения указанных выше характеристик и свойств. Также, при расчете коэффициента устойчивости склона при учете сейсмического воздействия предусмотрены поля внесения данных сейсмического воздействия: балльность землетрясения, величины ускорения и скорости сейсмического воздействия.

Имеется основное поле для показа процесса расчета коэффициента устойчивости, где демонстрируется радиус окружности скольжения с минимальным значением коэффициента устойчивости, а также показаны центры других окружностей, причем цвет этих точек зависит от соответствующего значения искомого коэффициента. Чем оно ниже, тем точка окрашена в более красный цвет. Если значения коэффициента больше единицы, центр соответствующей окружности окрашен в более зеленый цвет.

3. Результаты расчета устойчивости борта карьера в зависимости от интенсивности сейсмического воздействия

Выполнен расчет коэффициента устойчивости склона в зависимости от угла наклона склона со следующими характеристиками. Плотность породы – 1920 кг/м^3 , Модуль упругости – 3500 МПа , коэффициент Пуассона – 0.25 , Сцепление – 80 кПа , угол внутреннего трения – 18° .

Из рисунка 2 видно, что с увеличением угла наклона склона коэффициент устойчивости уменьшается. Разница в значениях коэффициента устойчивости для расчета с использованием точных значений поля напряженно-деформированного состояния склона и

метода расчета устойчивости по круглоцилиндрической поверхности скольжения невелика.

Тенденции поведения их значений идентичны. Метод расчета устойчивости с использованием НДС склона дает несколько большие значения коэффициента устойчивости во всем диапазоне изменений угла наклона склона. Однако разница эта не превышает в максимальном различии 5%. Надо отметить, что коэффициент устойчивости для всех рассчитанных углов наклона склона имеет значение не менее единицы. То есть, для заданных параметров склона и свойств материала склон будет находиться в устойчивом состоянии для всех рассчитанных углов склона.

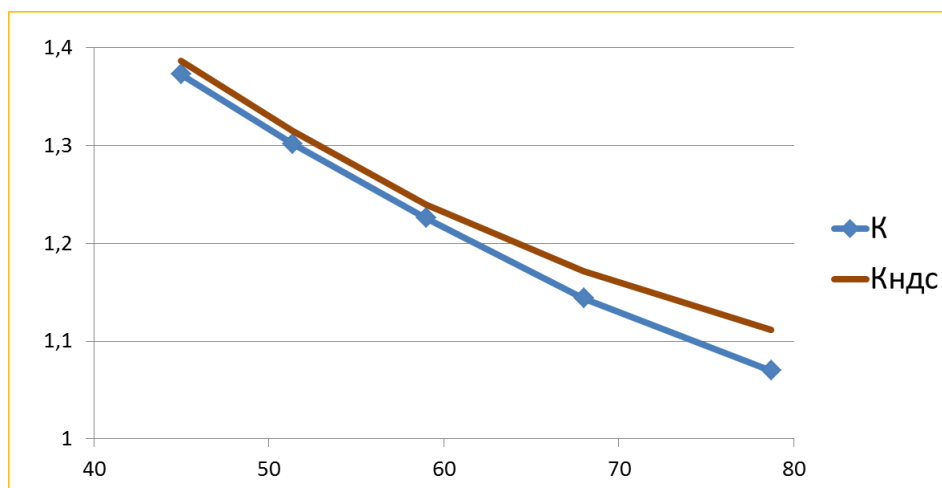


Рис. 2 - Коэффициент устойчивости склона в зависимости от угла наклона склона.

На рисунке 3 приведена полученная зависимость коэффициента устойчивости в зависимости от свойства пород – сцепления. Расчет был выполнен со следующими характеристиками. Угол наклона склона – 51° , Плотность породы – 1920 кг/м^3 , Модуль упругости – 3500 МПа , коэффициент Пуассона – 0.25 , угол внутреннего трения – 18° .

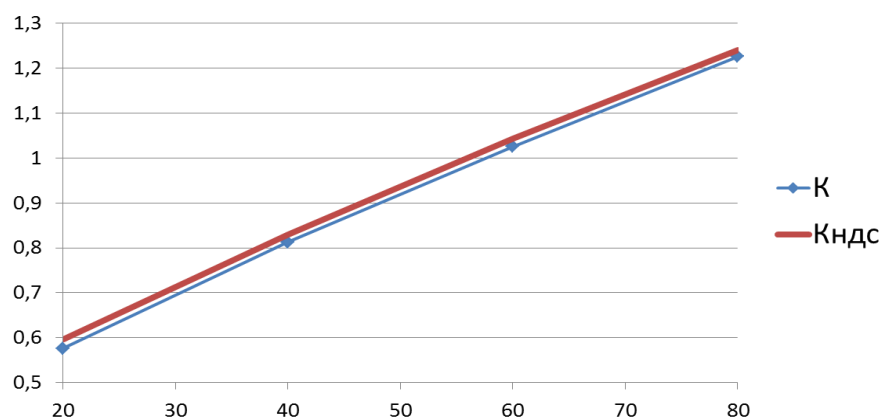


Рис. 3 - Коэффициент устойчивости склона в зависимости от коэффициента сцепления пород массива склона.

Как видно из рисунка, значение коэффициента устойчивости возрастает с увеличением значений сцепления. Если при значениях сцепления массива меньше 60кПа коэффициент имеет значения меньше единицы, то при значениях сцепления превышающих это значение коэффициент устойчивости превышает критическое значение равное единице. Это означает, что склон из неустойчивого состояния переходит в устойчивое. Надо полагать, что значение сцепления равное примерно 60кПа является критическим для заданных параметров расчета устойчивости склона. Как и было ранее отмечено, значения рассчитанных коэффициентов устойчивости склона с использованием точных значений напряженно-деформированного состояния массива дают очень близкие результаты с расчетами коэффициента устойчивости по круглоцилиндрической поверхности скольжения.

На рисунке 4 показаны результаты расчета коэффициента устойчивости склона при изменении балльности сейсмического воздействия на склон. Исходными данными для расчета были следующие характеристики склона: Угол склона – 51° , Плотность породы – 1920 кг/м^3 , Модуль упругости – 3500 МПа , Коэффициент Пуассона – 0.25 , Сцепление – 80 кПа , Угол внутреннего трения – 18° .

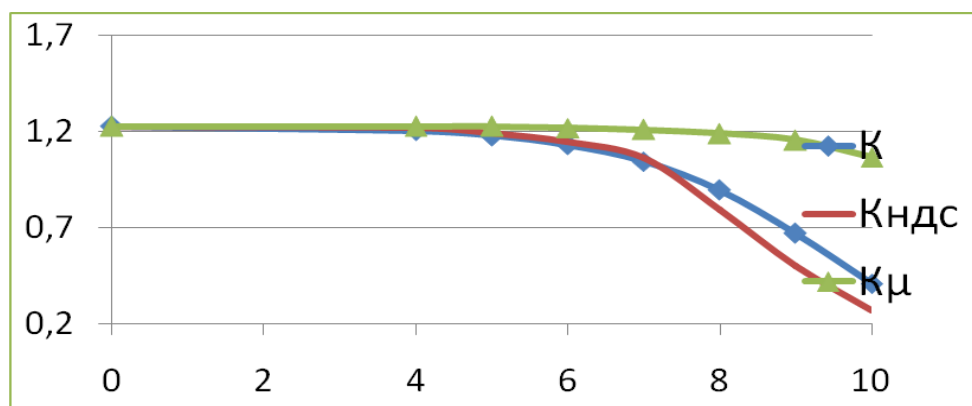


Рис. 4 - Коэффициент устойчивости склона в зависимости от величины сейсмического воздействия

Как видно из рисунка, вначале находящийся в устойчивом состоянии склон при увеличении сейсмического воздействия переходит в неустойчивое состояние. При заданных параметрах склона и свойств пород массива, этот процесс превращения устойчивого склона в неустойчивый происходит при сейсмическом воздействии на склон в семь баллов. Если значения балльности землетрясения ниже четырех, коэффициент устойчивости склона почти неизменен и снижается незначительно, не влияя на устойчивость.

После перехода в неустойчивое состояние при сейсмическом воздействии в семь баллов, склон резко теряет устойчивость, и снижение коэффициента устойчивости носит интенсивный характер. Граница в семь баллов сейсмического воздействия носит резко выраженный характер.

На рисунке 4 еще показано сравнение результатов расчета коэффициента устойчивости с ранее применявшимся методом (зеленая линия с треугольными маркерами), заключающийся в том, что при расчете устойчивости применялся так называемый коэффициент сейсмичности μ . Его роль заключалась в том, чтобы увеличить массу пород массива склона на этот коэффициент

сейсмичности. Причем существовала табулированная зависимость значений коэффициента сейсмичности от величины балльности землетрясения (таблица 1).

Как видно из рисунка 4 коэффициент устойчивости склона, полученный по указанному методу, уменьшает влияние на устойчивость сейсмического воздействия. Причем это снижение значительно, и фактически, если использовать данный метод учета сейсмического воздействия на коэффициент устойчивости, он не выходит на критическое значение ни при каких значениях балльности землетрясения, вплоть до величины в десять баллов.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе разработаны математические основы и методика расчета устойчивости склонов и бортов карьера с учетом сейсмического воздействия. На основе разработанной методики созданы:

1. Программа расчета напряженно-деформированного состояния массива борта карьера методом конечных элементов.
2. Программа расчета устойчивости борта карьера по круглоцилиндрической поверхности скольжения с учетом напряженно-деформированного состояния склона и сейсмического воздействия.
3. Получены результаты по расчету устойчивости борта карьера в зависимости от интенсивности сейсмического воздействия.

ЛИТЕРАТУРА

1. СП 14.13330.2014. Свод правил. Строительство в сейсмических районах. Дата введения 2014-06-01.

2. Фоменко И.К., Захаров В.С., Самаркин-Джарский К.Г., Сироткина О.Н. Учет сейсмического воздействия при расчете устойчивости склонов (на примере Краснополянского геодинамического полигона) // Геориск. 2009. №4. С.50-55.
3. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов. – М.: Мир, 1979. - 392 с.
4. Исаева Г.С., Шамбетов З.С. Создание компьютерной программы для исследования устойчивости склонов и бортов карьеров. //Сборник трудов Международной конференции "Проблемы геомеханики и освоения недр". Бишкек, 2011.
5. Культин Н. Основы программирования в Delphi 7. - БХВ-Петербург, 2007. - 608 с.
6. Хуан Я.Х. Устойчивость земляных откосов /Пер. с англ. В.С. Забавина; Под ред. В.Г. Мельника. - М.: Стройиздат, 1988. 240 с.
7. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М: Недра, 1965. - 378с.

УДК 622.391.821

ВЛИЯНИЕ ВРЕМЕНИ НА ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ В ОПТИЧЕСКИ АКТИВНОМ ОБРАЗЦЕ

Казакбаева Г.О.

ИГиОН НАН КР

Величина горного давления при разработке месторождения вокруг выработанного пространства или конструкции, не является постоянной, а непрерывно изменяется во времени, возрастая или убывая в зависимости от воздействия горных работ. Известно, что напряженное состояние массива горных пород считается одним из основных факторов горного давления и его закономерность изменения во времени в связи с разработкой месторождения является закономерностью развития горного давления. Исследование напряженного состояния массива горных пород производится различными методами: аналитическими, моделированием или же натурными измерениями напряжений в горном массиве. Наиболее достоверные данные при ведении очистных работ могут быть получены методами непосредственных измерений напряжений в натуральных условиях/1/.

Однако, проведение таких измерений напряжений во времени в натуральных условиях является очень трудоемкими дорогостоящим мероприятием. Поэтому для измерения напряжений в течение длительного времени в нагруженном образце применяются физические методы. В связи с этим, нами в лабораторных условиях

проводились экспериментальные исследования характера перераспределения суммарных напряжений в длительно нагруженном оптически активном образце поляризационно-оптическим методом. Для этого оптически активный образец призматической формы с исходными полями остаточных напряжений был нагружен постоянной вертикальной нагрузкой (3,5 МПа) и находился в таком положении два года (со 2 июля 2012 года по июнь 2014г). Начальные результаты исследований опубликованы в работах [2-3]. В настоящей работе приведены полученные за два года обобщенные результаты исследований в нагруженном образце. Также приведены эпюры изменения характера распределения остаточных напряжений в разгруженном от длительной нагрузки образце. Ниже приведенные общие эпюры (рис.1-2) показывают характер перераспределения главных суммарных напряжений по основным сечениям образца, полученных в разное время (ноябрь 2012 г., сентябрь 2013 г. и июнь 2014 г).

Из эпюр перераспределения главных нормальных суммарных напряжений σ_1 видно, что с течением времени по вертикальному сечению нагруженного образца образовалась зона высоких растягивающих напряжений. Рост величин суммарных растягивающих напряжений σ_1 в среднем по измеренным точкам составляет 2,5 раза по сравнению с величинами исходных остаточных напряжений. Около торцевой части образца происходит перемена знака напряжений, растягивающие напряжения переходят в значительные сжимающие напряжения. Таким образом, с течением времени характер перераспределения суммарных напряжений σ_1 в образце не меняется, оставаясь знакопеременным, как и исходные остаточные напряжения (рис.1).

Эпюры суммарных главных нормальных напряжений σ_2 по вертикальному сечению образца показывают, что эти напряжения

являются сжимающими, как и исходные остаточные напряжения. Только в срединной части образца с течением времени произошли существенные снижения величин. Такая тенденция перераспределения суммарных напряжений наблюдается в течение всего времени нагруженного образца. Например, в локальных точках на этих участках образца величины исходных остаточных напряжений σ_2 достигали 16-17 МПа, а величины суммарных напряжений достигают 5-6 МПа. Около торцевой части образца, наоборот, имеют место высокие сжимающие напряжения, превышающие величины исходных остаточных напряжений в 1,3 раза (рис.1).

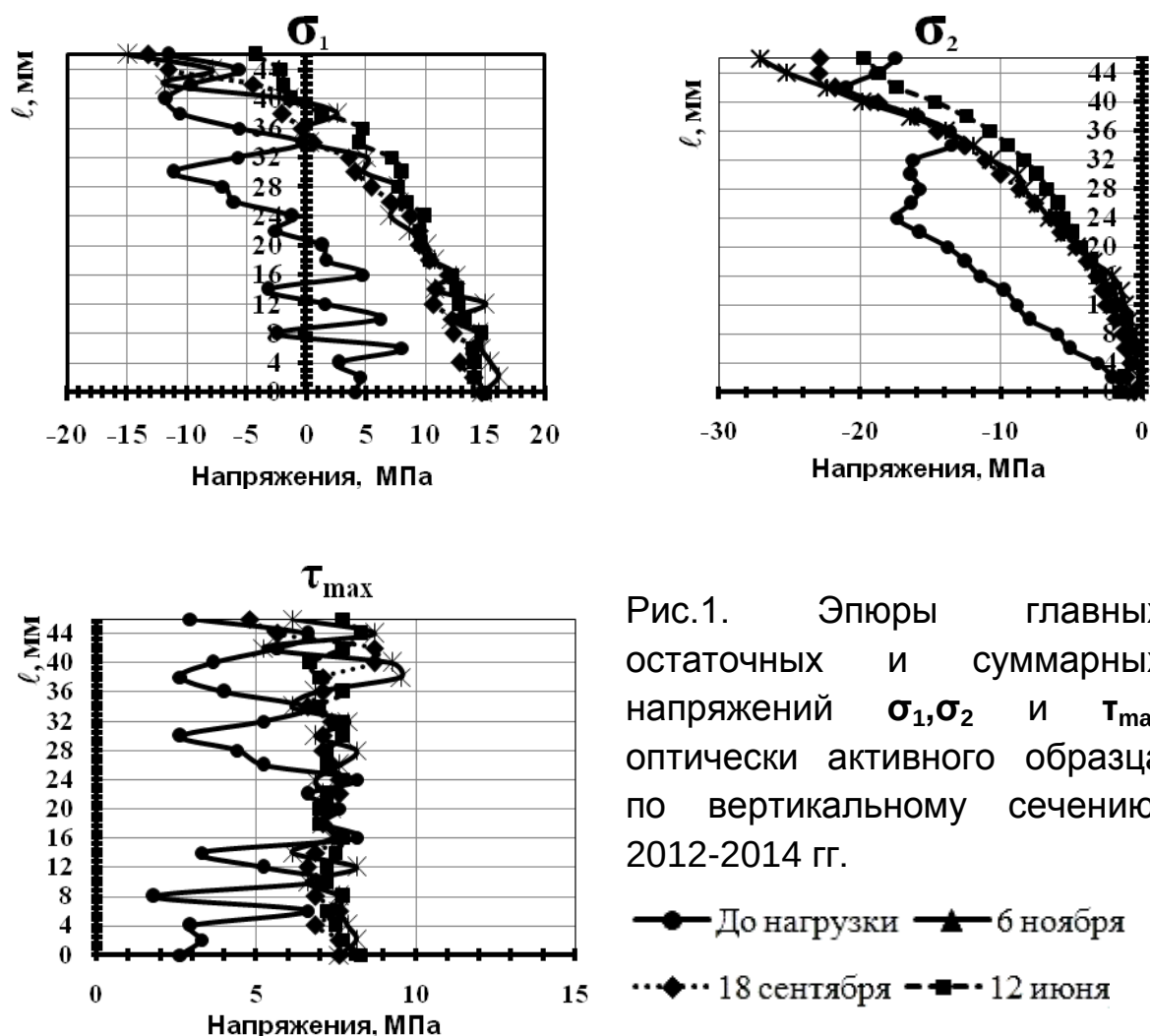


Рис.1. Эпюры главных остаточных и суммарных напряжений σ_1, σ_2 и τ_{max} оптически активного образца по вертикальному сечению, 2012-2014 гг.

Двухгодичное нагружение образца, также привели к росту величин максимальных касательных напряжений в отдельных точках по вертикальному сечению. Характер перераспределения максимальных касательных напряжений в срединной части образца, имеет сравнительно спокойный вид, чем вблизи торца(рис.1).

Эпюры главных суммарных напряжений σ_1 , σ_2 и $\tau_{\max}$ по горизонтальному сечению нагруженного образца (ноябрь 2012 г., сентябрь 2013 г. и июнь 2014 г) показывают на существенные снижения их величин с течением времени по сравнению с величинами исходных остаточных напряжений(рис.2).

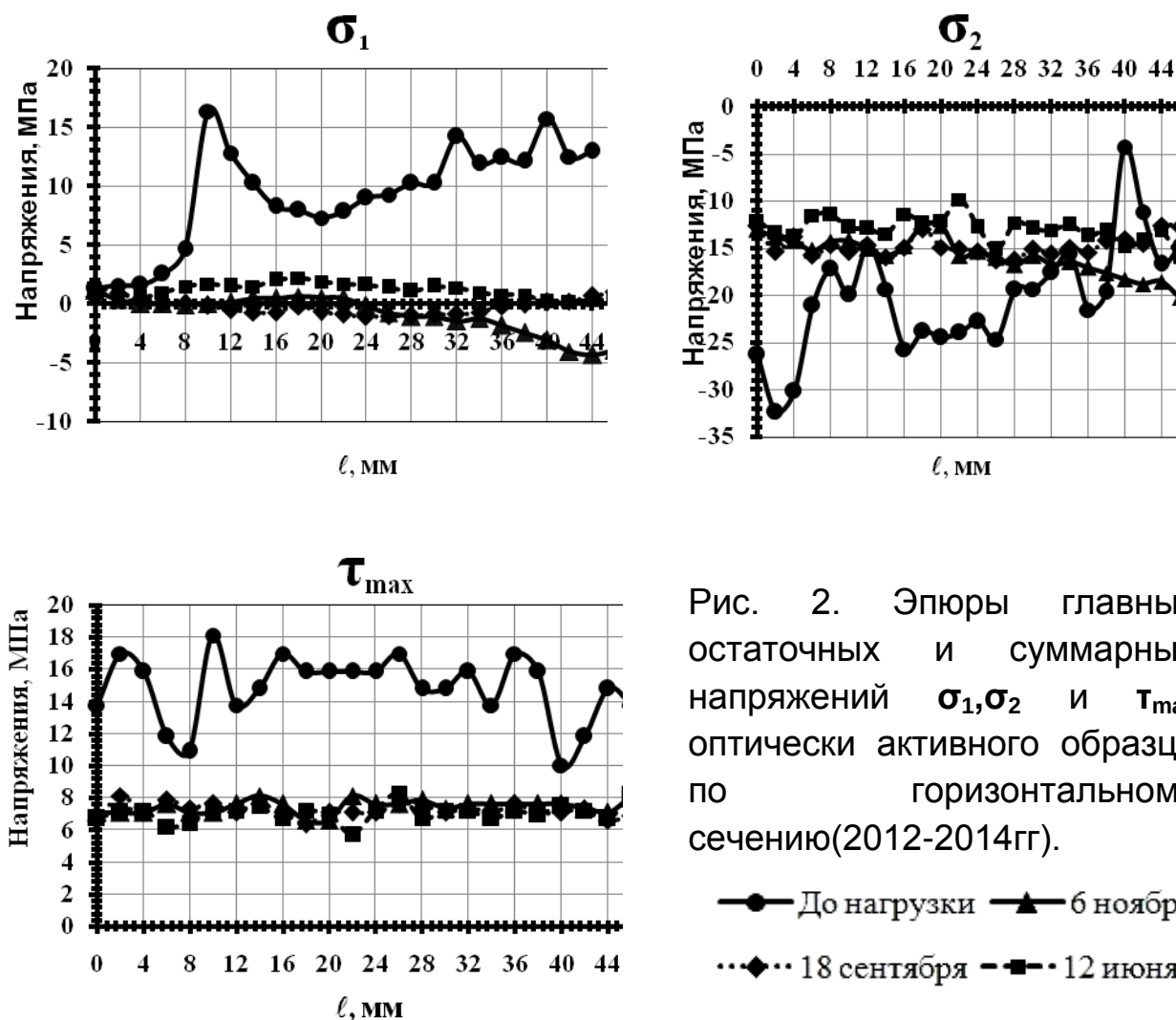


Рис. 2. Эпюры главных остаточных и суммарных напряжений σ_1, σ_2 и $\tau_{\max}$ оптически активного образца по горизонтальному сечению(2012-2014гг).

Таким образом, вышеприведенные результаты показывают, что остаточные напряжения, взаимодействуя, с напряжениями от внешней нагрузки создали зону высоких растягивающих напряжений по вертикальному сечению образца. Такая зона впоследствии могла привести к появлению трещин или к разрушению материала. А по горизонтальному сечению, наоборот, с течением времени произошли существенные снижения напряжений. Бока образца по горизонтальному сечению были свободны от внешней нагрузки и поэтому снижения напряжений в этом направлении происходили в течение всего времени.

Через два года вышеописанный образец был разгружен от внешней вертикальной нагрузки. Чтобы установить какие изменения произошли в течение двухгодичной нагрузки с распределением исходных остаточных напряжений в образце, произведены измерения их величин по основным направлениям. Эпюры остаточных главных напряжений по вертикальному сечению после разгрузки образца (рис. 3) показывают, что одно из напряжений σ_1 имеет только высокие растягивающие значения, тогда как до нагрузки имел знакопеременный характер распределения с высокими величинами сжимающих напряжений. Величины остаточных растягивающих напряжений после разгрузки в среднем по образцу в 2 раза превышают величины исходных напряжений. Второе главное нормальное остаточное напряжение σ_2 после разгрузки образца имеет сжимающие значения, которые значительно снизились по сравнению с исходными величинами.

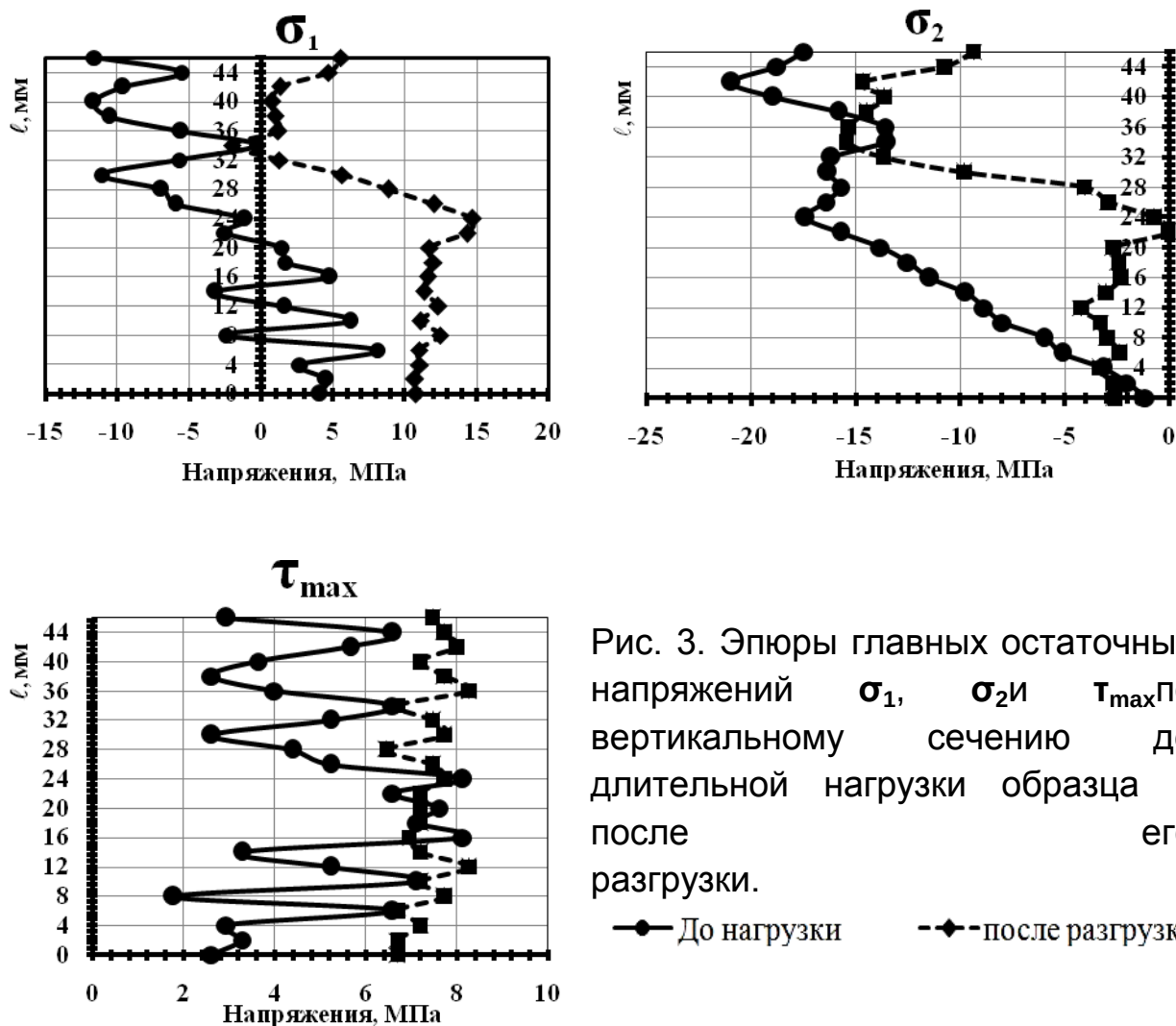


Рис. 3. Эпюры главных остаточных напряжений σ_1 , σ_2 и $\tau_{\max}$ по вертикальному сечению до длительной нагрузки образца и после его разгрузки.

—●— До нагрузки -◆- после разгрузки

Эпюра остаточных максимальных касательных напряжений по вертикальному сечению после разгрузки образца показывает рост величин и сравнительно спокойный характер их распределения.

Эпюры главных остаточных напряжений σ_1 , σ_2 и $\tau_{\max}$ по горизонтальному сечению после разгрузки образца, приведенные ниже (рис.4), показывают на существенные снижения их величин. Растягивающие остаточные напряжения в отдельных точках образца снизились более чем в три раза по сравнению с исходными напряжениями. После разгрузки образца от двухгодичной внешней нагрузки, имея низкие величины, характер распределения остаточных напряжений σ_1 и σ_2 по данному сечению сохраняется.

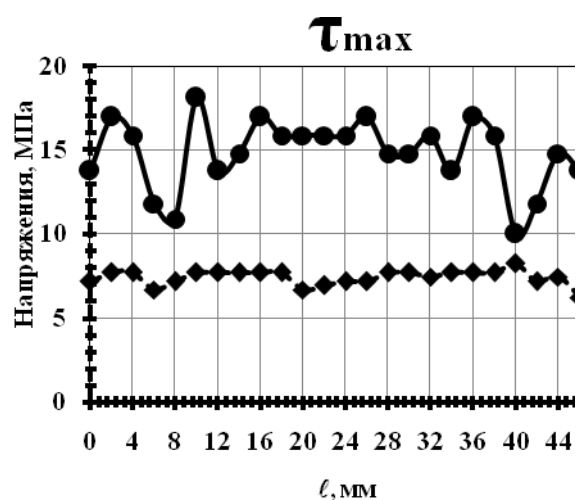
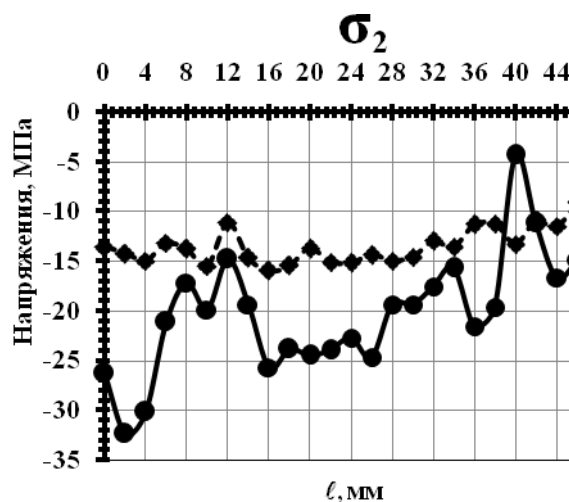
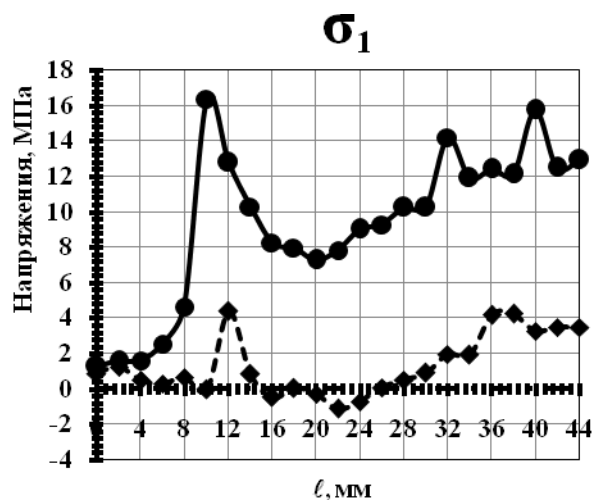


Рис. 4. Эпюры главных остаточных напряжений σ_1 , σ_2 и $\tau_{\max}$ по горизонтальному сечению до длительной нагрузки образца и после его разгрузки.

—●— До нагрузки -◆- после разгрузки

Из эпюр максимальных касательных напряжений по горизонтальному сечению после разгрузки образца видно, что произошли снижения величин в среднем в 2 раза. Характер распределения остаточных касательных напряжений по сравнению с исходными напряжениями образца имеет спокойный, равномерный вид.

Полученные результаты после разгрузки образца от длительной внешней нагрузки показали, что по вертикальному сечению образца образовалась зона растягивающих остаточных напряжений с высокими величинами.

По горизонтальному сечению образца при продолжительном действии внешней вертикальной нагрузки произошли существенные снижения величин как сжимающих, так и растягивающих остаточных напряжений с сохранением их характера распределения.

Таким образом, анализ результатов проведенных экспериментальных исследований показал, что характер перераспределения суммарных напряжений в образце с течением времени зависит от характера распределения, величины и знака исходных остаточных напряжений.

ЛИТЕРАТУРА

1. . Влох Н.П, Сашурин А.Д.. Измерение напряжений в массиве крепких горных пород. Изд.: НЕДРА, Москва. 1970г., С. 123.
2. Казакбаева Г.О.. Распределение напряжений при одноосном сжатии оптически активного образца с остаточными напряжениями. - В сб.: Современные проблемы механики сплошных сред. Бишкек: 2013г., вып.№17, С.143-150.
3. Казакбаева Г.О., Аманалиев А.А.. Исследование характера перераспределения напряжений во времени в твердом оптически активном образце. - В сб. Современные проблемы механики сплошных сред. Бишкек: 2014г., вып.№9, С.129-134.

УДК 624.131.537 (574)(04)

ОБОСНОВАНИЕ НАРАЩИВАНИЯ ДАМБЫ ХВОСТОХРАНИЛИЩА С УЧЕТОМ РАЗЖИЖЕНИЯ ХВОСТОВ ПРИ СЕЙСМИЧЕСКОМ ВОЗДЕЙСТВИИ

Кожоголов К.Ч., Чукин Р.Б.

ИГиОН НАН КР

Руководство горнодобывающего комплекса Иштамберды ОсОО «Фул Голд Майнинг» обратилась с просьбой найти инженерное решение, которое бы позволило повысить общую устойчивость дамбы и возобновить эксплуатацию хвостохранилища с возможностью продолжить возведение дамб обвалования последующих ярусов наращивания. Остановка эксплуатации хвостохранилища вызвана предписанием контролирующего органа КР.

Согласно проекту, вначале была возведена пионерная дамба. После возведения пионерной дамбы и наполнения чаши хвостохранилища приступили к возведению дамбы обвалования первой очереди наращивания по методу верхнего бьефа. Наращивание дамбы по методу верхнего бьефа остается наиболее распространенным методом в практике проектирования хвостохранилищ нашей страны, как экономически выгодного. Основная конструктивная особенность этого метода заключается в том, что основанием дамб наращивания каждого яруса являются намытые хвосты. Данный метод наращивания оправдывает себя в районах с низким уровнем сейсмического воздействия. Район строительства хвостохранилища относится к зоне 9-ти балльной интенсивности.

Международный комитет по большим плотинам (ICOLD) разработал рекомендации, основанные на анализе аварий дамб хвостохранилищ, произошедших в мире (ICOLD 98. Tailings Dams and Seismicity—Review and Recommendations). Рекомендации дают возможность выбрать метод строительства дамб хвостохранилищ в зависимости от нескольких показателей. Ниже приводится таблица 1 с рекомендациями по выбору метода строительства дамб. Таблица приводится в сокращении.

Особое внимание обращаем на позицию - сейсмоустойчивость дамб. Согласно рекомендациям, проектирование дамб хвостохранилищ на территории Кыргызстана лучше выполнять по методу нижнего бьефа или срединной линии.

Пионерная дамба хвостохранилища была возведена на высоту 35 м с заложением верхового откоса 1:2.25, с осредненным заложением низового откоса 1:2.0 при ширине гребня 8 метров.

Таблица 1.

Рекомендации по выбору метода строительства дамб

Метод строительства дамбы	Требования к хвостам обогатительных фабрик	Сейсмоустойчивость	Ограничения по степени возведения сооружения	Относительная стоимость дамбы
В верхний бьеф	Не менее 60 % песков в общем объеме хвостов. Пульпа с низкой плотностью для сегрегации по крупности зерен	Плохая в зонах с высокой сейсмичностью	Наиболее желательно - менее 4,6 -9,1 м/год. Более 15,2 м/год может быть опасно	Низкая
В нижний бьеф	Подходит для любого типа хвостов	Хорошая	нет	Высокая
Осевая (срединной) линии	Пески или шламы с низкой подвижностью	Приемлемая	Могут применяться ограничения по высоте	Умеренная

Отметка гребня пионерной дамбы соответствует 2015.0 м. Дамба обвалования первой очереди наращивания вначале была возведена согласно проектному решению и имела высоту 3 метра, заложение верхового и низового откосов 1:1.5 при ширине гребня 4 метра. Производственная ситуация сложилась так, что для продолжения эксплуатации хвостохранилища было принято решение отступить от проекта и увеличить высоту дамбы обвалования первой очереди наращивания с 3 метров до 5 метров. Отметка гребня дамбы первой очереди наращивания возросла до 2020.0 м. При сохранении ширины гребня 4 метра заложение низового откоса дамбы наращивания составило 1:1. Увеличение высоты привело и к увеличению ширины основания дамбы обвалования первой очереди. Поэтому часть основания дамбы наращивания первой очереди расположили на гребне пионерной дамбы, что фактически сократило ширину гребня пионерной дамбы до 4,5 метров. При этом, тело дамбы обвалования первой очереди наращивания перекрыло якорную траншею, в которой крепится пленочный экран на гребне пионерной дамбы. После завершения наращивания дамбы приступили к дальнейшей эксплуатации хвостохранилища. Когда уровень пульпы практически сравнялся с отметкой гребня дамбы наращивания первой очереди, приступили к возведению дамбы обвалования второй очереди наращивания. В это время уровень воды в прудке находился ниже отметки гребня дамбы наращивания первой очереди порядка на 0,5 м. На данной стадии контролирующие органы КР остановили дальнейшую эксплуатацию хвостохранилища ввиду нарушения правил безопасности при эксплуатации хвостохранилищ. Нарушение соблюдения минимального превышения гребня дамбы над уровнем воды в прудке (1.5 метра) и наращивание дамбы обвалования первой очереди с отступлением от проекта привело к формированию пути фильтрации через тело дамбы наращивания первой очереди с угрозой

водонасыщения тела пионерной дамбы, что неизбежно приведет к снижению общей устойчивости пионерной дамбы. Также вызывает опасение устойчивость дамб обвалования при землетрясении, основанием которых является пульпа. При сейсмическом воздействии водонасыщенная пульпа способна разжижаться, теряя свою несущую способность /1/. В результате разжижения произойдет обрушение дамб наращивания и, как следствие, - развитие гидродинамической аварии.

Возможность развития сценария по водонасыщению тела пионерной дамбы подтвердили фильтрационные расчеты, результаты которых представлены на рис.1.

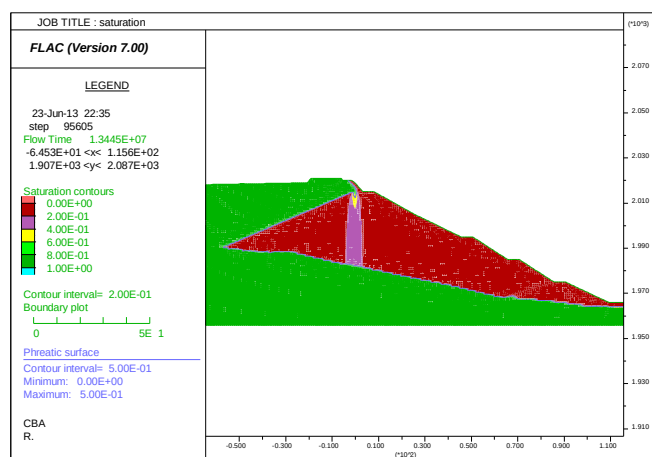


Рис. 1. Картина водонасыщения пионерной дамбы при уровне воды в прудке ниже гребня дамбы обвалования первой очереди на 50 см.

Для исправления сложившейся ситуации и поиска инженерного решения для возобновления эксплуатации с учетом возведения дамб обвалования последующих ярусов наращивания необходимо было устранить путь водонасыщения пионерной дамбы и повысить устойчивость пятиметровой дамбы наращивания первой очереди. Для этого были рекомендованы следующие мероприятия:

- Понижение уровня воды в прудке до отметки 2018.5 м при отметке гребня дамбы обвалования первой очереди наращивания 2020.0 м.

- Эскавация грунта тела дамбы первой очереди наращивания до восстановления проектной ширины гребня пионерной дамбы (8 метров).
- Устранение пути водонасыщения пионерной дамбы путем устройства на её гребне железобетонной плиты мощностью 30 см с обязательным сопряжением с полиэтиленовой пленкой.
- На месте удаленного грунта тела дамбы первой очереди наращивания возвести упорную стенку из габионов высотой 5 метров. Основанием для стенки из габионов должна служить уложенная железобетонная плита на гребне пионерной дамбы.
- Возобновление работы по наращиванию дамбы обвалования второй очереди наращивания высотой 3 метра согласно проекту.
- Выполнение работ на гребне пионерной дамбы, а также возведение дамбы второй очереди наращивания производить параллельно.

Работы первого этапа позволят начать эксплуатацию хвостохранилища при отметке дамбы обвалования второй очереди наращивания 2023.0 м.

После реализации намеченных мероприятий необходимо оценить возможность наращивания дамбы обвалования с отметки 2023.0 м до отметок 2026.0 м и 2029.0 м.

Оценка устойчивости дамб обвалования последующих ярусов наращивания должна базироваться на анализе фильтрационных процессов и оценке сейсмической устойчивости дамб наращивания с учетом разжижения их основания. Все данные расчеты выполнялись на программе FLAC.

Сейсмическая устойчивость дамб обвалования последующих ярусов наращивания с учетом разжижения их основания

Для анализа сейсмической устойчивости дамб обвалования последующих ярусов наращивания была выбрана исходная конструкция. Исходная конструкция состояла из пионерной дамбы и

пятиметровой дамбы обвалования первой очереди наращивания, у которой низовой откос укреплен упорной стенкой из габионов.

Динамические свойства грунтов определены по формулам, включающим в себя скорости прохождения продольных и поперечных волн, а также плотность материала.

$$C_p = \sqrt{\frac{K + 4G/3}{\rho}} \quad (1)$$

$$C_s = \sqrt{G/\rho} \quad (2)$$

Физико-механические свойства грунтов основания и тела дамбы для динамического анализа представлены в таблице 2.

Таблица 2.

Свойства грунтов основания и тела дамбы

	Грунты тела дамбы	Скаль- ное основа- ние	Упор- ная призма	Бетон	Хвос- ты	Га- бион	Экран
Плотность ρ [кг/м ³]	2100	2700	2000	2400	1887	1800	1600
Сцепление C [Па]	1000	6.72E6	3000	0	2400	2E4	0
Угол внутреннего трения φ [градус]	35	42	38	0	14	35	34
Динамически й модуль упругости сдвига G [МПа]	1.31E8	1.52E9	3.2E8	1.35E9	4.24E7	1.13E8	6.4E7
Динамически й модуль упругости объемных деформаций K [МПа]	3.5E8	4.05E9	8.53E8	3.6E9	1.13E8	3E8	1.71E 8

где, C_p – скорость прохождения продольной волны; C_s – скорость прохождения поперечной волны; K – динамический модуль упругости объемных деформаций; G – динамический модуль упругости сдвига.

Согласно действующим СНиП КР 20-02:2009, расчеты на сейсмическое воздействие для гидротехнических сооружений II класса необходимо производить по прямому динамическому методу. Для анализа сейсмической устойчивости дамбы хвостохранилища Иштамберды была выбрана запись акселерограммы «Суусамырского» землетрясения (Кыргызская Республика, Суусамыр, 7 сентября 1992 года, магнитуа афтершока 4.2). Землетрясение «Суусамыр» имеет пиковое ускорение порядка 0.35g, расчетная пиковая скорость приближается к 11 см/сек, продолжительность 24 сек. На рис.2 представлены записи ускорений и спектр Фурье компоненты скорости. Большая часть энергетического спектра скорости содержится в среднечастотном диапазоне, но также есть и высокочастотная компонента с хорошо выраженным энергетическим спектром от 8 до 10 Гц. Таким образом, анализ сейсмической устойчивости дамбы хвостохранилища Иштамберды осуществляется при высоко-, средне- и низкочастотных диапазонах скоростей сейсмического воздействия. Район строительства дамбы Иштамберды, согласно утвержденной «Карте сейсмического районирования Кыргызской Республики», отнесен к 9-ти балльной зоне интенсивности с повторяемостью 1 раз в

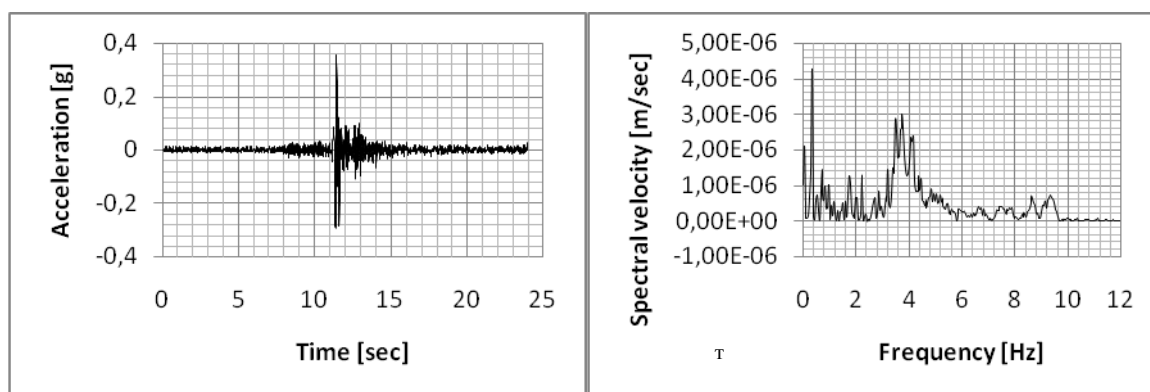


Рис. 2. Запись землетрясения «Суусамыр»: А) - ускорения, Б) - спектр Фурье компоненты скорости.

500 лет. Возможное пиковое ускорение для таких зон составляет порядка 0.4g. Для решения задачи ввода необходимого сейсмического воздействия прикладываемого к основанию модели необходимо осуществить подбор «заданного» пикового ускорения на естественной поверхности при прохождении сейсмических волн через скальное основание дамбы. Для этого были произведены предварительные расчеты. Данный процесс подбора называется деконволюцией. Полученные в результате деконволюции ускорения на поверхности скального основания показаны на рисунке 3. Пиковые ускорения соответствуют 0,35g.

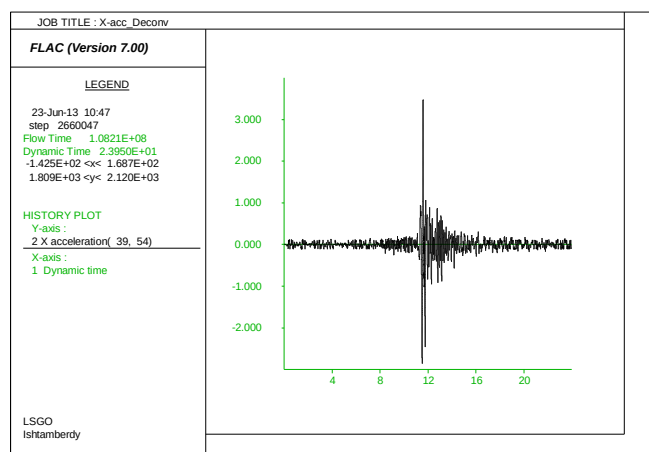


Рис. 3. Запись горизонтальных ускорений на поверхности расчетной модели основания при приложении «Суусамырского» землетрясения.

Критерии сейсмостойкости являются основой для получения ответа относительно сейсмической устойчивости дамбы хвостохранилища. До недавнего времени сейсмическая устойчивость оценивалась на основании расчета коэффициента устойчивости для заданной поверхности сдвига. В настоящее время требования к оценке сейсмической устойчивости дамб повысились. Оценка сейсмической устойчивости дамб на основе динамической теории сейсмостойкости производится по второму предельному состоянию, то есть по допустимым деформациям. Предельное состояние дамбы характеризуется наличием повреждений (осадок, смещений, трещин),

способных привести к нарушению напорного фронта и, как следствие, - прорыву пульпы с образованием волны прорыва. В связи с этим, динамические критерии сейсмостойкости определяют предельно допустимые деформации с точки зрения сохранности напорного фронта. Нарушение напорного фронта связано либо с осадкой гребня дамбы, либо с потерей устойчивости и обрушением откосов с захватом гребня дамбы. Первый динамический критерий связан с осадкой гребня дамбы. Осадка h гребня дамбы при землетрясении не должна превышать запас между гребнем дамбы и уровнем воды верхнего бьефа, иначе произойдет перелив через гребень:

$$h < \nabla h = \nabla \text{Гр. дамбы} - \nabla \text{УВП}, \quad (3)$$

где $\nabla \text{Гр. дамбы}$ - отметка гребня дамбы; $\nabla \text{УВП}$ - отметка уровня воды в прудке хвостохранилища.

Второй динамический критерий основан на сравнении допустимых деформаций сдвига $[V_1]$ с расчетными деформациями сдвига V_1 , развивающихся в теле дамбы во время землетрясения. В качестве второго критерия нами выбрано условие: максимальное значение второго инварианта тензора пластических деформаций J_2^p меньше допустимого:

$$V_1 = \max_{y \in D} J_2^p(y) < [V_1] \quad (4)$$

где: D - расчетная область.

Формирование поверхности скольжения связано с увеличением приращений пластических деформаций до величин порядка 2 - 5% [2]. Необходимым условием обрушения откоса является условие, когда сформированная поверхность скольжения пересекает тело дамбы и имеет выход на поверхность откоса. Тем самым, формируется отсек обрушения. При этом, для нарушения напорного фронта в результате обрушения откоса необходимо, чтобы поверхность скольжения выходила на верховой откос ниже уровня воды в прудке. Так как дамба имеет конструкцию с возведением вдоль верхового откоса (хвосты

являются основанием для дамб обвалования), в расчете необходимо уделить пристальное внимание возможному разжижению хвостов. Исследования Сида и др. (1978, 1979) USCOLD (Комитет США по Большим Плотинам) показали, что сейсмическая устойчивость грунтовых дамб достаточно хорошая, за исключением случаев, когда грунты с потенциально возможным разжижением формируют тело дамбы или являются их основанием /3/.

До выполнения расчетов на сейсмическую устойчивость вначале необходимо выполнить фильтрационные расчеты в статическом состоянии дамбы. Фильтрационные расчеты являются обязательными и проводятся для определения положения кривой депрессии и распределения порового давления в водонасыщенных грунтах. Именно распределение порового давления при сейсмическом воздействии играет важную роль в оценке сейсмической устойчивости дамбы. В связи с этим, в расчетах на сейсмическую устойчивость необходимо учитывать реальный объемный модуль упругости воды, равный 2.03×10^9 Па. В таблице 3 приведены фильтрационные свойства грунтов, используемые в расчетах. Обращаем внимание, что фильтрационные расчеты в программе FLAC проводятся при значениях гидравлической проницаемости грунтов, приведенных в таблице.

Таблица 3.

Фильтрационные свойства материалов

	Грунты тела дамбы	Скаль- ное основа- ние	Упор- ная приз- ма	Бетон	Хвосты	Га- бион	Экран
Гидравлическая проницаемость [$\text{м}^2/\text{Па} \cdot \text{сек}$]	6.5E-8	1.0E-9	1.0E-7	1.0E-10	1.0E-9	1.0E-7	1E-50
Пористость	0.3	0.3	0.3	0.1	0.3	0.3	0.01

Устойчивость дамбы обвалования второй очереди наращивания
(отметка гребня 2023.0 м)

На рисунке 4 представлена картина распределения порового давления и положение кривой депрессии. На рисунке 5 представлены спектры ускорений вынужденных колебаний. Кривая линия синего цвета - амплитудный спектр ускорения колебания прикладываемой записи «Суусамыр». Доминантные частоты располагаются в диапазоне от 3.5 до 4.5 Гц и от 8.5 до 10 Гц. Кривая линия красного цвета - амплитудный спектр ускорения колебания поверхности скального основания. Пики спектра приходятся на частоту 4 Гц и с 8.5 до 10 Гц. Кривая линия зеленого цвета - амплитудный спектр ускорения колебания гребня дамбы обвалования второй очереди наращивания. Пики спектров приходятся на частотный диапазон от 1.8 до 5 Гц и 9.7 Гц. Спектры скоростей вынужденных колебаний представлены на рисунке 6. Синим цветом показан спектр скоростей записи «Суусамыр». Пик спектра приходится на частоту 0.3 Гц, второй пик на частоте 3.7 Гц. Красным цветом показан спектр скоростей естественной поверхности скального основания. Пики спектра приходятся на частоты 0.2, 2 и 4 Гц. Зеленым цветом показан спектр скоростей гребня дамбы обвалования второй очереди наращивания. Пик спектра приходится на частотный диапазон от 0.2 до 4.2 Гц. Происходит увеличение частоты скоростей вынужденных колебаний естественной

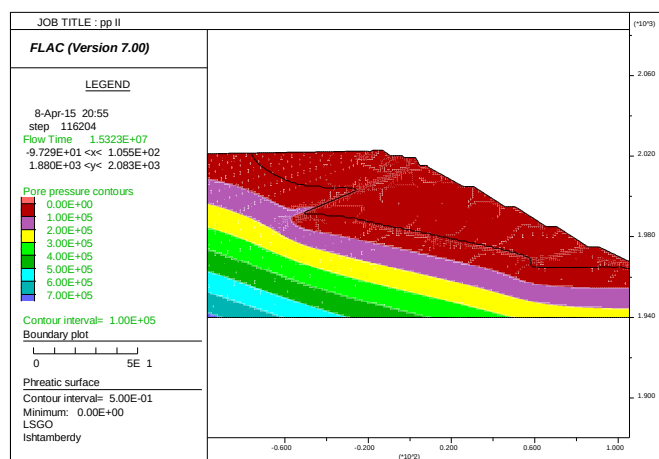


Рис. 4. Распределение порового давления и положение кривой депрессии.

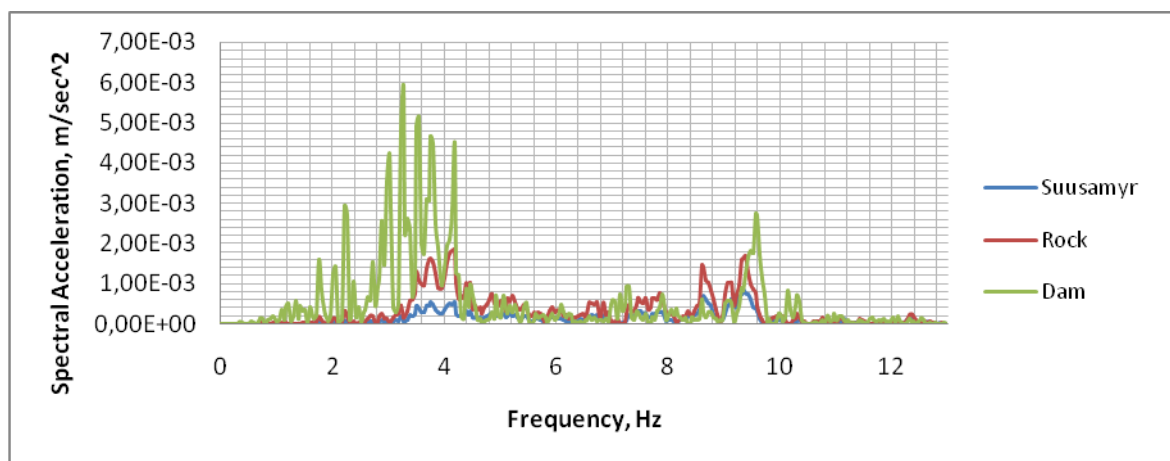


Рис. 5. Спектры ускорений вынужденных колебаний.

поверхности основания и тела дамбы. На рисунке 7 представлена картина распределения горизонтальных смещений на 23.95 сек. сейсмического воздействия землетрясения «Суусамыр». Наибольшие горизонтальные смещения сконцентрировались вдоль низового откоса. Величина смещений не превышает 4 см.

На рисунке 8 показаны графики горизонтальных и вертикальных смещений гребня дамбы обвалования второй очереди наращивания. Максимальная величина горизонтальных смещений достигла 2.42 см, вертикальных - 2.06 см. В сейсмических расчетах очень важна величина максимальных деформаций сдвига, возникших во время сейсмической нагрузки. Для этого была использована специальная

функция, запоминая значения максимальных пластических деформаций сдвига. На рисунке 9 представлена картина распределения максимальных пластических деформаций сдвига. Максимальные пластические деформации сдвига составили 1.75% и сконцентрированы вдоль низового откоса. Дамба, согласно выбранным условиям сейсмостойкости, устойчива.

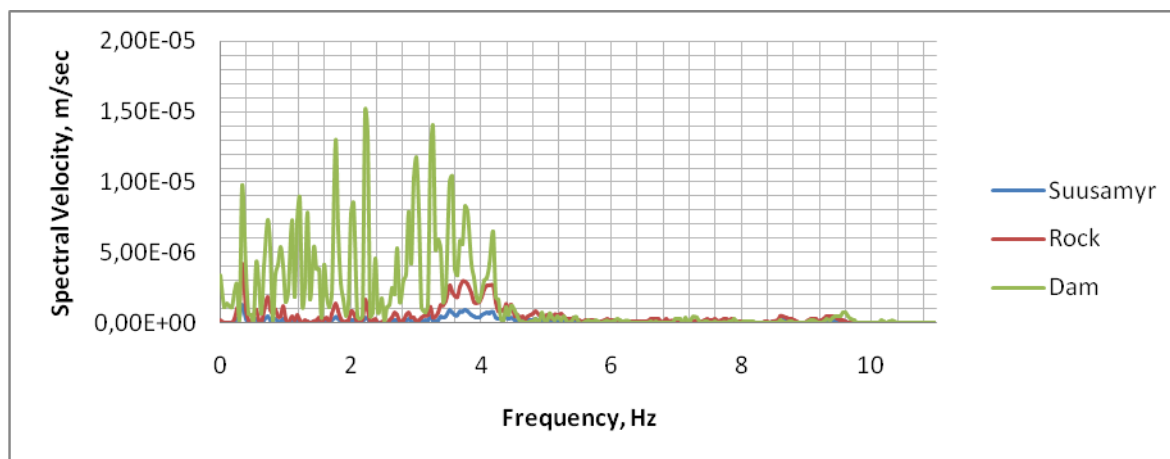


Рис. 6. Спектры скоростей вынужденных колебаний.

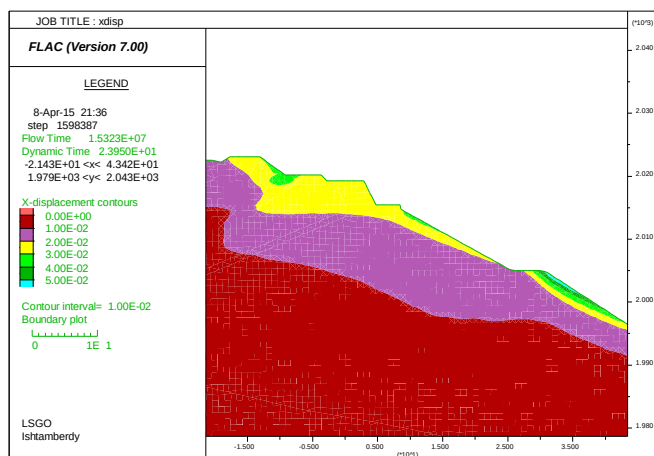


Рис. 7. Распределение горизонтальных смещений на 23.95 сек. сейсмического воздействия.

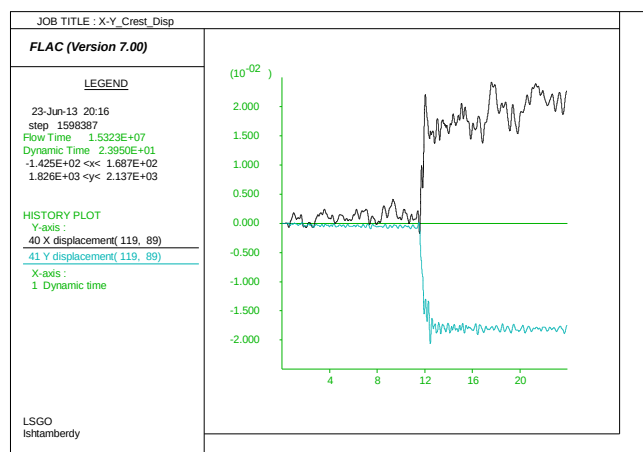


Рис. 8. Графики горизонтальных и вертикальных смещений гребня дамбы.

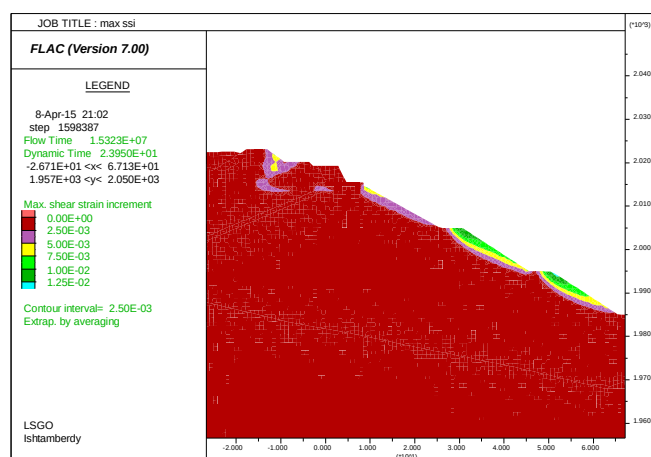


Рис. 9. Расположение поверхностей скольжения в зависимости от максимальных пластических деформаций.

Для дамб с возведением вдоль верхового откоса очень важно при сейсмических расчетах определять области разжижения хвостов. Разжижение происходит в тех локациях, где отношение порового давления к эффективному сдерживающему напряжению превышает 0.9. На рисунке 10 показаны контуры отношения порового давления к эффективному сдерживающему напряжению. Для наглядности на данный рисунок так же была нанесена кривая депрессии. Из рисунка видно, что водонасыщенные хвосты от данного сейсмического воздействия разжижаются. Данный вид дамб очень чувствителен к положению кривой депрессии. Картина распределения порового

давления и положения кривой депрессии при повышении уровня воды в прудке до отметки 2022.5 м представлена на рис. 11.

В результате сейсмического воздействия хвосты под дамбами вторичного обвалования разжижаются. Контурные отношения порового давления к эффективному сдерживающему напряжению показаны на рисунке 12. Согласно методике расчета, предложенной профессором Сиидом (SPT-Based Analysis of Cyclic Pore Pressure Generation and Undrained Residual Strength - Анализ Возникновения Циклического Порового Давления на Основе SPT и Остаточная Прочность Недренированного грунта, 1993 г.), в тех локациях, где отношение напряжений выше 0.9 после сейсмического расчета, значение угла внутреннего трения приравнивается 0 и производится статический расчет /4/. В результате статического расчета выявляется положение поверхности сдвига после разжижения.

На рис. 13 представлено положение поверхности сдвига после разжижения хвостов. Поверхность сдвига проходит через разжиженные хвосты и дамбы обвалования. Коэффициент устойчивости приближается к предельному значению, но дамба остается стабильной. На рисунке 14 показаны графики горизонтальных и вертикальных смещений гребня дамбы обвалования второй очереди наращивания при повышении уровня воды в прудке

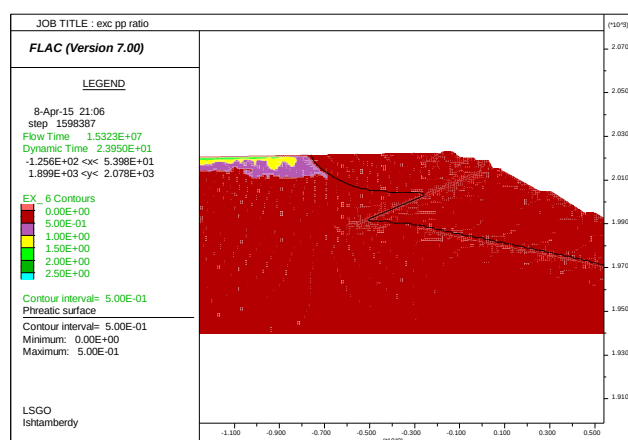


Рис. 10. Расположение отношений порового давления к эффективному сдерживающему напряжению.

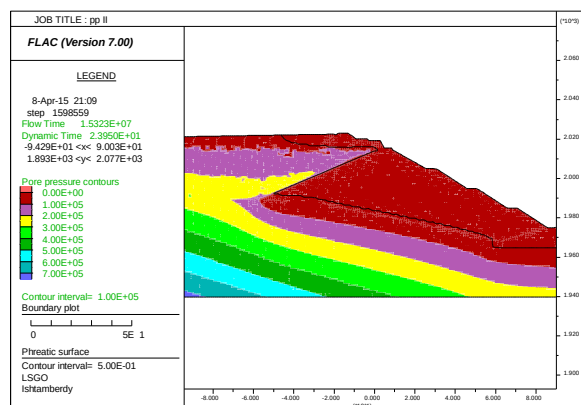


Рис. 11. Распределение порового давления и положения кривой депрессии.

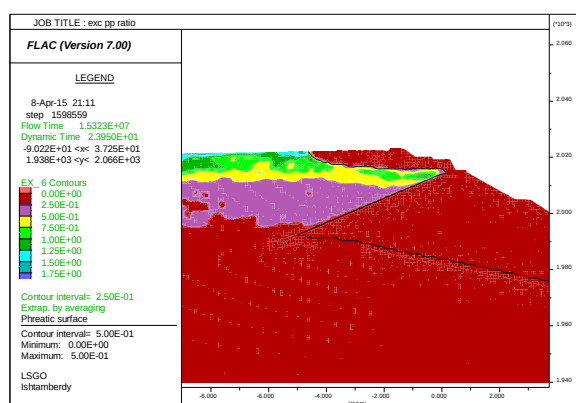


Рис. 12. Отношение порового давления к эффективному сдерживающему напряжению.

до отметки 2022.5 м. Максимальное значение горизонтальных смещений гребня достигает 60 см. Максимальное значение вертикальных смещений (осадка) гребня достигает 50 см.

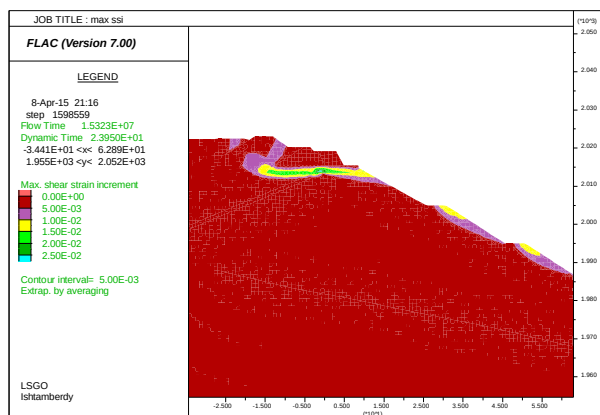


Рис. 13. Контур максимальных касательных деформаций после разжижения хвостов.

после

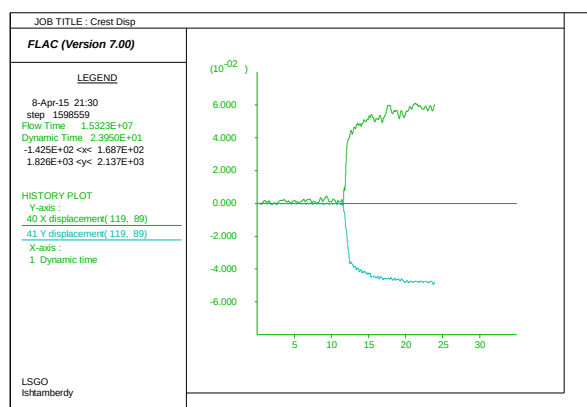


Рис. 14. Графики горизонтальных и вертикальных смещений гребня дамбы.

Расчеты на сейсмическую устойчивость показали важность мониторинга за положением уровня воды в прудке. Необходимо строго соблюдать, чтобы уровень воды в прудке не поднимался выше отметки, соответствующей **Угр. дамбы – 1,5 м.**

Общая статическая и сейсмическая устойчивость ограждающих сооружений в пределах дамбы обвалования второй очереди наращивания (отм. 2023.0 м) обеспечена при условии соблюдения в период строительства качественного выполнения строительных работ, а в период эксплуатации - строгого контроля за уровнем воды в прудке. Уровень воды в прудке должен быть ниже уровня гребня дамбы обвалования второй очереди наращивания минимум на 1.5 м.

Устойчивость дамбы обвалования третьей очереди наращивания (отметка гребня 2026.0 м)

На рис. 15 представлена расчетная модель дамбы обвалования третьей очереди наращивания.

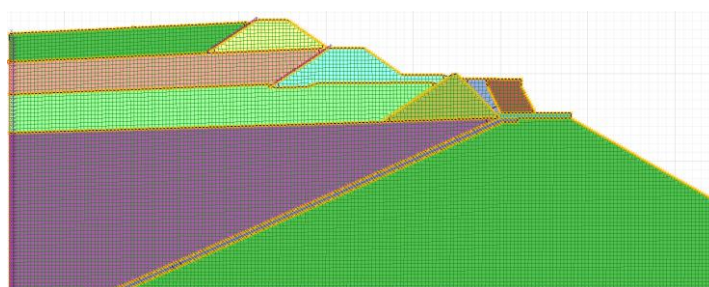


Рис. 15. Расчетная модель дамбы обвалования третьей очереди наращивания до отметки 2026.0 м.

На рисунке 16 представлена картина положения кривой депрессии. Обращаем внимание, что кривая депрессии выходит на низовой откос на участке, где устроена упорная стенка из габионов.

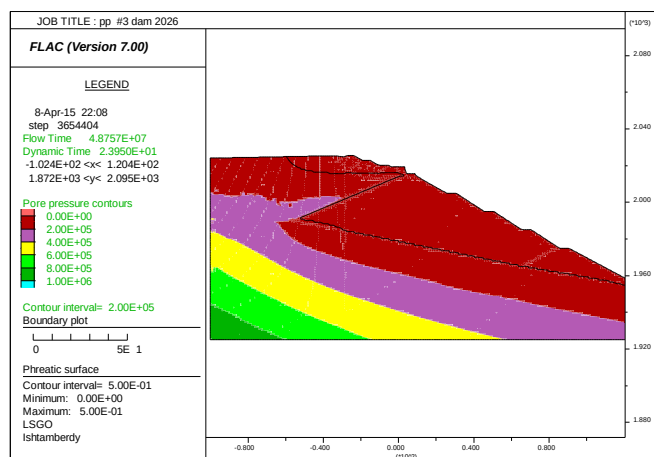


Рис. 16. Картина положения кривой депрессии.

На рисунке 17 приведена картина распределения отношения порового давления к эффективному сдерживающему напряжению. В пульпе, где это отношение равно 0,9, либо выше этого значения, от сейсмического воздействия происходит разжижение. В результате сейсмического воздействия с учетом разжижения хвостов на рис. 18 представлена картина сформировавшейся поверхности сдвига. В результате сформировавшейся поверхности сдвига максимальные горизонтальные смещения от сейсмического воздействия составили 70 см и сосредоточились в упорной стенке из габионов и пульпе под дамбами обвалования. Максимальным осадкам подвержены грунты дамбы обвалования третьей очереди наращивания.

На рис.19 представлены графики горизонтальных и вертикальных смещений гребня дамбы обвалования третьей очереди наращивания. Горизонтальные смещения гребня в сторону НБ составляют порядка 40 см. Осадка гребня составила порядка 55 см.

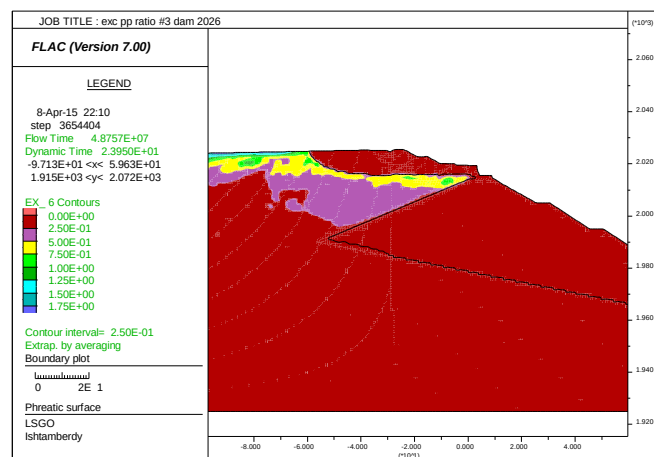


Рис.17. Картина распределения отношения порового давления к эффективному сдерживающему напряжению.

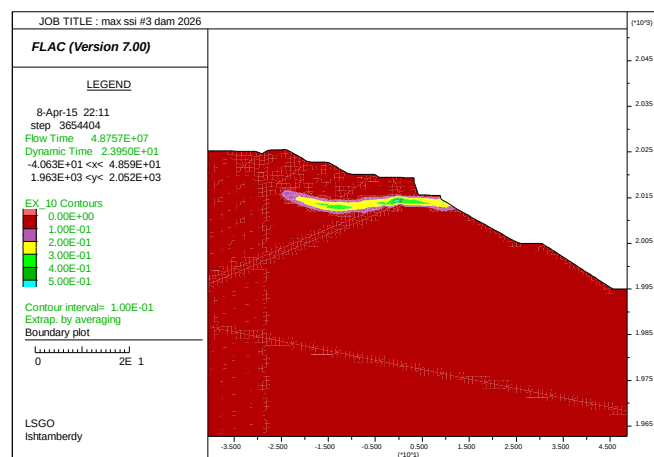


Рис. 18. Картина сформировавшейся поверхности сдвига от сейсмического воздействия.

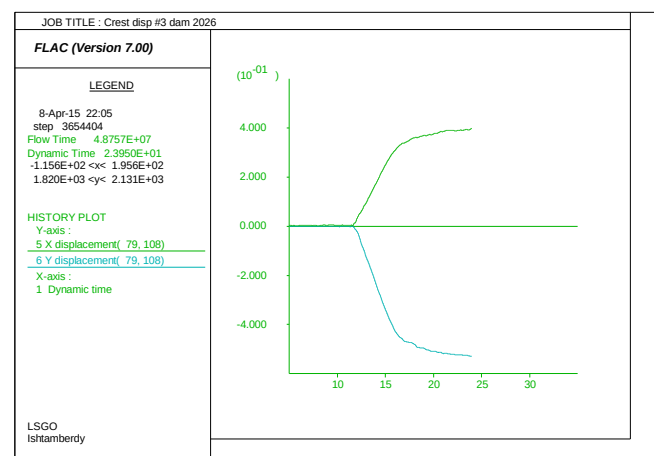


Рис. 19. Графики горизонтальных (X disp) и вертикальных (Y disp) смещений гребня дамбы обвалования третьей очереди наращивания от сейсмического воздействия.

Перелива воды через гребень дамбы обвалования третьей очереди наращивания не происходит.

Устойчивость сооружения с учетом возведения дамбы обвалования четвертой очереди наращивания до отметки 2029.0 м

На рисунке 20 представлена расчетная модель дамбы обвалования четвертой очереди наращивания.

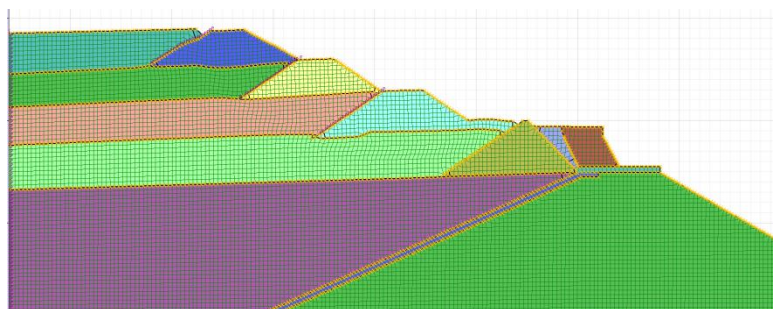


Рис. 20. Расчетная модель дамбы обвалования четвертой очереди наращивания.

На рис.21 представлена картина расположения кривой депрессии. На рис.22 представлена картина поверхностей сдвига при расчетах статической устойчивости. Минимальный коэффициент устойчивости составил $K_u^{\min} = 1.04$. Поверхность сдвига с $K_u^{\min}$ сформировалась в грунтах основания под дамбами обвалования второй, третьей и четвертой очереди наращивания.

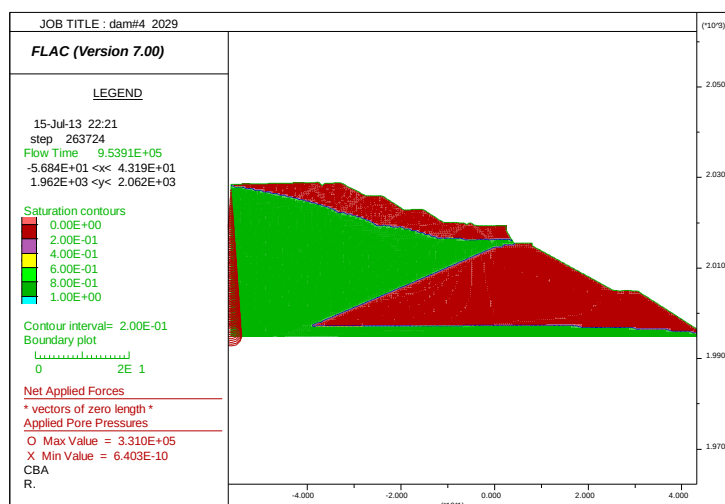


Рис. 21. Картина расположения кривой депрессии.

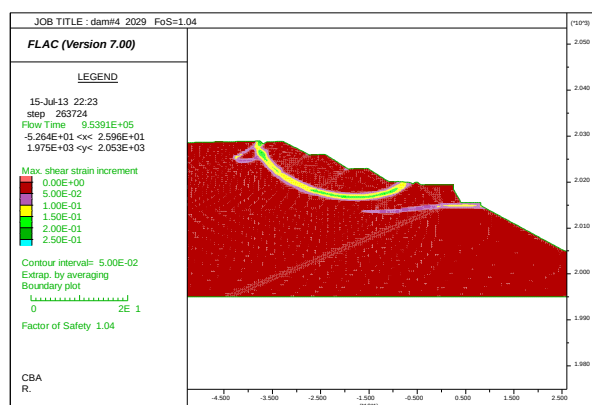


Рис. 22. Картина распределения поверхностей сдвига с $K_y^{\min} = 1.04$.

Ввиду неустойчивого состояния дамбы обвалования четвертой очереди наращивания в статических условиях ее возведение не рекомендуется. В результате вышеизложенных исследований, мы пришли к главному выводу. Расчеты на основании динамической теории сейсмостойкости подтверждают международные рекомендации о том, что возведение дамб обвалования по методу верхнего бьефа в сейсмически активных районах ввиду разжижения хвостов, которые являются основанием для дамб обвалования, не рекомендуется.

ЛИТЕРАТУРА

1. Seed, H. B. and Idriss, I. M. (1971). "A Simplified Procedure for Evaluating Soil Liquefaction Potential", JSMFD, ASCE, Vol. 97, No. SM 9, pp. 1249-1274.
2. Voznesensky E.A. Dynamic instability of soils and rocks / roceedings: 7th International IAEG Congress, Lisboa, A. A. Balkema, Rotterdam/Brookfield. 1994. P. 683-692.
3. Seed, H. B. (1986). "Design Problems in Soil Liquefaction", JGED, ASCE, Vol. 113, No. 8, pp. 827-845.
4. Seed, H. B., Tokimatsu, K., Harder, L. F. and Chung, R. (1984). "The Influence of SPT Procedures in Soil Liquefaction Resistance Evaluations", Rept. No. UCB/EERC-84/j15, Univ. of California, Berkeley.

УДК 662.74:536.7

ТЕПЛОЕМКОСТЬ И ТЕПЛОТА СГОРАНИЯ УГЛЕЙ РАЗЛИЧНЫХ ПЛАСТОВ САРЫ-АДЫРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЗАХСТАНА

Набиев М.А.

ТОО «Он Олжа», г. Астана, Казахстан

Исследование теплофизических свойств углей имеет определенный научный и практический интерес для выяснения их теплотворных характеристик.

В работах /1-4/ исследованы теплофизические характеристики углей ряда месторождений Казахстана.

Из теплофизических характеристик особое значение имеет теплоемкость. Наряду с теплопроводимостью она позволяет также определить температуропроводность. Теплота сгорания характеризует энергетическую ценность углей.

В данной работе приведены результаты калориметрических исследований по определению теплоемкости и расчеты по вычислению энтальпии сгорания углей различных пластов Сары-Адырского месторождения Казахстана.

Для калориметрических исследований отобраны следующие угли: Сары-Адырские (пласты 1, 2, 3, «Пятиметровый»). Ниже приведены результаты химического анализа по углероду в (%) отобранных углей, составы некоторых из них определены на элементном анализаторе «EUROEA 300»: Сары-Адыр (1) – 65,12; Сары-Адыр (2) – 49,78; Сары-Адыр (3) – 50,76; Сары-Адыр (Пятиметровый) – 67,35.

Изобарные теплоемкости углей исследовали методом динамической калориметрии на серийном приборе ИТ-С-400 в интервале 298,15-473 К. Верхний предел температуры (473 К) взят из-за того, чтобы выше этой температуры начинаются изменение веса угля и процессы набухания. Данный прибор предназначен для исследований температурной зависимости удельной теплоемкости твердых тел и сыпучих волокнистых материалов. Максимальная погрешность измерения на приборе ИТ-С-400, согласно паспортным данным, равна $\pm 10\%$ /5, 6/.

Измерения проводили в режиме монотонного, близкого к линейному нагревания образца со средней скоростью 0,1 град/с. Исследуемый образец помещали в металлическую ампулу измерительной ячейки, разогревали непрерывным тепловым потоком через тепломер. Через каждые 25 К с помощью микровольтамперметра Ф-136 и секундомера СЭЦ-100 измеряли временное запаздывание температуры ампулы по отношению к температуре основания. При каждой температуре через 25 К проводились по пять параллельных опытов, результаты которых усреднялись. Работу прибора проверяли путем определения стандартной теплоемкости $\alpha - \text{Al}_2\text{O}_3$. Полученное значение $C_p(298,15) \alpha - \text{Al}_2\text{O}_3$, равное 76,0 Дж/(моль·К) удовлетворительно совпадало со справочными данными [79 Дж/(моль·К)] /7/. Предварительно проводится градуировка измерителя, которая заключается в экспериментальном определении тепловой проводимости тепломера K_T . Для этого необходимо провести по пять экспериментов с медным образцом и пустой ампулой. Тепловая проводимость тепломера определяется по формуле:

$$K_T = \frac{C_{\text{ОБП М}}}{\bar{\tau}_{\text{ТМ}} - \bar{\tau}_T}, \quad (1)$$

где: $C_{OBR\ M}$ – полная теплоемкость медного образца, Дж/К; $\bar{\tau}_{TM}$ – среднее значение времени запаздывания на тепломере в экспериментах с медным образцом, с; $\bar{\tau}_T^0$ – среднее значение запаздывания на тепломере в эксперименте с пустой ампулой, с.

Полная теплоемкость медного образца определяется по формуле:

$$C_{OBR\ M} = C_M \cdot m_{OBR}, \quad (2)$$

где: C_M – табличное значение удельной теплоемкости меди в Дж/кг·К; m_{OBR} – масса медного образца, кг.

Значение удельной теплоемкости исследуемых веществ определяли по формуле

$$C_{уд} = \frac{K_T}{m_0} (\tau_T - \tau_T^0), \quad (3)$$

где: K_T – тепловая проводимость тепломера; m_0 – масса исследуемого вещества, кг; τ_T – время запаздывания температуры на тепломере, с; τ_T^0 – время запаздывания температуры на тепломере в экспериментах с пустой ампулой, с.

При каждой температуре проводили по пять параллельных опытов, полученные результаты усреднялись и обрабатывались методами математической статистики. Для усредненных значений удельной теплоемкости при каждой температуре рассчитывали среднеквадратичные отклонения ($\bar{\delta}$, Дж/моль):

$$\bar{\delta} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (C_i - \bar{C})^2}{n-1}}, \quad (4)$$

где: n – количество экспериментов; C_i – измеренное значение удельной теплоемкости; $\bar{C}$ – среднее арифметическое из измеренных значений удельной теплоемкости.

Ниже в таблице 1 приведены значения удельных теплоемкостей исследуемых углей.

Таблица 1 – Температурные зависимости удельных теплоемкостей углей, [Дж/(г·К)]

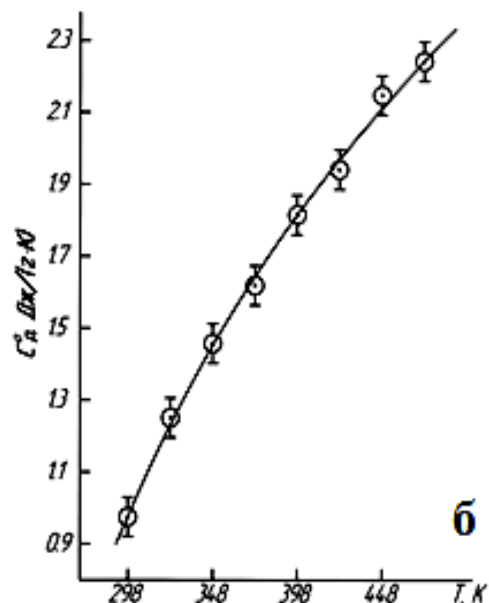
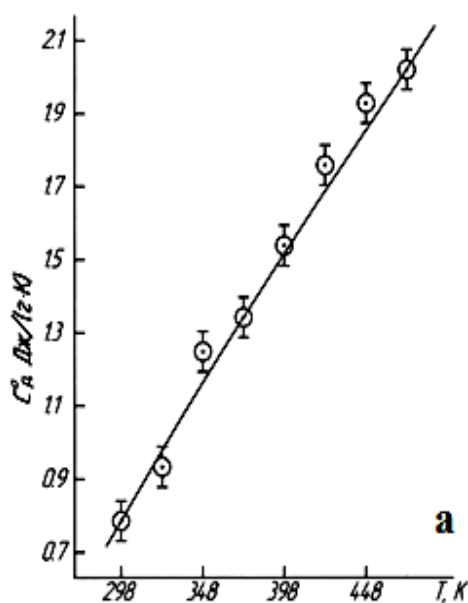
Т, К	$C_p \pm \bar{\delta}$	
	Сары – Адыр (1)	Сары – Адыр (2)
298,15	0,7859±0,0155	0,9216±0,0232
323	0,9795±0,0241	1,2099±0,0255
348	1,1647±0,0300	1,4527±0,0275
373	1,3437±0,0327	1,6618±0,0251
398	1,5179±0,0288	1,8455±0,0331
423	1,6885±0,0271	2,0094±0,0358
448	1,8563±0,0252	2,1580±0,0381
473	2,0271±0,0361	2,2943±0,0445
	Сары – Адыр (3)	Сары – Адыр (Пятиметровый)
298,15	0,9757±0,0245	1,0558±0,0275
323	1,2329±0,0310	1,1572±0,0390
348	1,4526±0,0254	1,2531±0,0326
373	1,6445±0,0341	1,3893±0,0266
398	1,8153±0,0317	1,6646±0,0392
423	1,9699±0,0299	2,2095±0,0459
448	2,1117±0,0284	2,3833±0,0515
473	1,2435±0,0432	2,4930±0,0377

На основании полученных опытных данных выведены уравнения температурной зависимости теплоемкости углей, которые представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Уравнения температурной зависимости теплоемкости углей, [Дж/(г·К)]

Угли	Коэффициенты уравнения $C_p^0 = a + b \cdot T + c \cdot T^{-2}$			ΔT , К
	a	$b \cdot 10^{-3}$	$c \cdot 10^5$	
Сары – Адыр (1)	-(0,77±0,06)	6,12 ±0,47	-(1,31±0,08)	298,15-473
Сары – Адыр (2)	1,57 ±0,10	2,77 ±0,49	-(1,31±0,08)	298,15-473
Сары – Адыр (3)	1,28±0,09	3,06±0,20	-(1,08±0,07)	298,15-473
Сары – Адыр (Пятиметровый)	-(5,94±0,38)	15,94±1,03	1,99±0,13	298,15-473

Ниже на рисунке представлены графические зависимости $C_p \sim f(T)$ исследуемых углей.



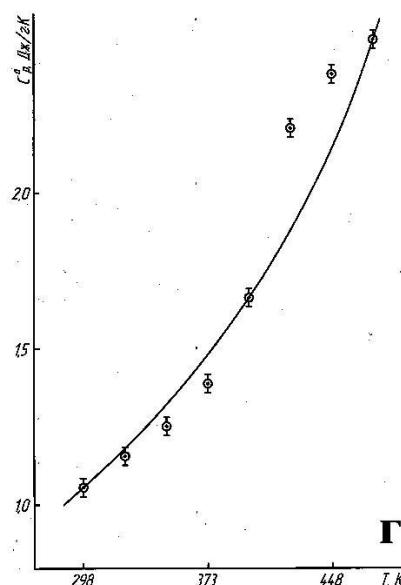
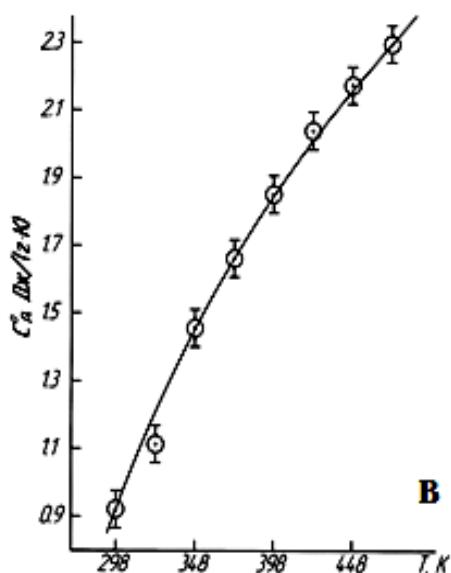


Рис. Зависимость теплоемкости углей от температуры: а – Сары-Адыр (1), б – Сары-Адыр (2), в – Сары-Адыр (3), г – Сары-Адыр (Пятиметровый)

В работе /2/на основании исследований углей многочисленных пластов разреза «Северный» Экибастузского бассейна выведено уравнение зависимости их стандартной энтальпии сгорания от процентного содержания углерода в угле (кДж/кг):

$$\Delta H^0_{\text{сгор.}} = 17161 - 671,5(\%, \text{C}). \quad (5)$$

По уравнению (5) с учетом содержания углерода в углях Сары-Адырского месторождения вычислены их ΔH^0 сгорания, которые представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Энтальпии сгорания углей, кДж/кг

Наименование углей	C, %	$-\Delta H^0_{\text{сгор.}}$
Сары – Адыр (1)	65,12	26567
Сары – Адыр (2)	49,78	16266
Сары – Адыр (3)	50,76	16924
Сары – Адыр (Пятиметровый)	67,35	28065

Таким образом, впервые методом экспериментальной калориметрии в интервале 298,15-473 К исследованы температурные зависимости теплоемкости углей различных пластов Сары-Адырского месторождения. Эмпирическим уравнением вычислены энтальпии сгорания углей. Полученные результаты представляют определенный практический интерес для прогнозирования теплотворной способности теплопроводности, температуропроводности углей аналогичных месторождений.

ЛИТЕРАТУРА

1. Касенов Б.К., Ермагамбет Б.Т., Ордабаева А.Т., Мустафин Е.С. Исследование теплоемкости Шубаркульского угля в интервале 303-448 К //ХТТ. 1995. № 1. С. 44-46.
2. Касенов Б.К., Ермагамбет Б.Т., Макитова Г.Ж. и др. Теплофизические характеристики углей и углистых пород различных пластов разреза «Северный» АО «РосЭкибастузуголь» //ХТТ. 1998. № 5. С. 86-90.
3. Ермагамбет Б.Т., Касенов Б.К., Бектурганов Н.С. и др. Чистые угольные технологии: Теория и практика. Астана-Караганда: TENGRI, 2013. 276 с.
4. Касенов Б.К., Ермагамбет Б.Т., Сагинтаева Ж.И. и др. Характеристики угля Кушмурунского месторождения //ХТТ. 2014. № 3. С. 3-4.
5. Платунов Е.С., Буравой С.Е., Курепин В.В. и др. Теплофизические измерения и приборы. Л.: Машиностроение, 1986. 256 с.
6. Техническое описание и инструкции по эксплуатации ИТ-С-400. Актюбинск: Актюбинский завод «Эталон», 1986. 48 с.
7. Robie R.A., Hewingway B.S., Fisher I.K. Thermodynamic Properties of Minerals and Related Substances at 298.15 and (10^5 Paskals) Pressure and at Higher Temperature. Washington: United States government printing office, 1978. 456 p.

УДК 519.62

ОБ ОДНОМ ПРИМЕНЕНИИ МЕТОДА НЬЮТОНА – КАНТОРОВИЧА

Осмонканов А.М., Тургуналиев Э.Т., Карыбалиева К.Т.

КГУСТА им. Н. Исанова

Метод Ньютона является в настоящее время одним из наиболее употребительных методов. Главное его достоинство - это очень быстрая сходимость последовательных приближений к решению. Ньютоном был предложен эффективный метод вычисления решений уравнения $f(x) = 0$ (1)

для случая функции $f(x)$ с вещественными значениями, зависящей от вещественной переменной x .

Впоследствии метод Ньютона был перенесен на систему уравнений, когда $f(x) \in R^n, x \in R^n$, а затем обобщен Л.В. Канторовичем на уравнения в банаховых пространствах.

Пусть $f(x)$ - не линейный оператор, определенный в окрестности $O(x^*)$ решения x^* уравнения (1), непрерывно дифференцируемый в $O(x^*)$ в смысле Фреше т.е. существует линейный ограниченный оператор $A(A \in L(X, Y))$ такой, что для любых $x \in O(x^*)$

$$f(x) - f(x^*) = A(x - x^*) + w(x - x^*),$$

причем $\|w(x - x^*)\| = o(\|x - x^*\|)$ при $x \rightarrow x_0$. (2)

Оператор A формуле (2) называется производной Фреше оператора $f: X \rightarrow Y$ в точке x^* и обозначается $f'(x^*)$. Пусть, далее, в $O(x^*)$ оператор $f'(x)$ непрерывно обратим. Тогда итерационный

прогресс Ньютона- Канторовича состоит в следующем. Выбирается начальное приближение $x_0 \in O'(x^*)$ лежащее достаточно близко к решению x^* . Дальнейшие приближения $x_n, n=1,2,3,\dots$, предлагается вычислить по формуле

$$x_n = x_{n-1} - (f'(x_{n-1}))^{-1} f(x_{n-1}), n = 1,2,3,\dots, \quad (3)$$

На практике очень часто используют видоизмененное, или, как говорят, модификацию, итерационного метода Ньютона:

$$x_n = x_{n-1} - (f'(x_0))^{-1} f(x_{n-1}), n = 1,2,3,\dots, \quad (4)$$

Преимущество формул (4) заключается в том, что упрощаются вычисления (обратный оператор вычисляется только один раз). Недостаток формул (4), состоит в том, что ухудшается по сравнению с методом (3) скорость сходимости. Указанные методы рассмотрим применительно к интегральному уравнению. Пусть дано интегральное

$$\text{уравнение } x(t) = \int_0^1 K(t,s,x(s))ds, \quad t, s \in [0,1] \quad (5)$$

Где $K(t,s,u)$ - непрерывная функция всех своих аргументов, имеющая непрерывные производные нужных порядков. В функциональном пространстве X введем оператор P :

$$y = P(x), \quad y(t) = x(t) - \int_0^1 K(t,s,x(s))ds \quad (6)$$

и запишем уравнение (5) в виде функционального уравнения $P(x)=0$. Процесс Ньютона для этого уравнения строится следующим образом: пусть x_0 - начальное приближение; предположим, что пространство X и функция $K(t,s,u)$ таковы, что $P'(x_0)$ может быть получено «дифференцированием под знаком интеграла», т.е. что $Z = P'(x_0)(x)$

$$\text{означает } z(t) = x(t) - \int_0^1 K'_x(t,s,x_0(s))x(s)ds' \quad (7)$$

Поправка $\varphi_0(t) = x_1(t) - x_0(t)$ определяется из уравнения

$$P'(x_0)\varphi_0(t) = -P(x_0),$$

которое в силу (7) будет иметь вид

$$\varphi_0(t) - \int_0^1 K'_x(t, s, x_0(s))\varphi_0(s)ds = \varepsilon_0(t), \quad (8)$$

где $\varepsilon_0(t) = -P(x_0) = \int_0^1 K(t, s, x_0(s))ds - x_0(t)$ - есть невязка уравнения (6),

отвечающая начальному приближению. Таким образом итерационной процесс состоит в следующем:

$$x_k(t) = x_{k-1}(t) + \varphi_{k-1}(t), \quad k=1, 2, \dots, \quad (9)$$

$$\varphi_{k-1}(t) = \varepsilon_{k-1}(t) + \int_0^1 K'_x(t, s, x_{k-1}(s))\varphi_{k-1}(s)ds, \quad (10)$$

$$\varepsilon_{k-1}(t) = \int_0^1 K(t, s, x_{k-1}(s))ds - x_{k-1}(t) \quad (11)$$

Процесс (9) достаточно сложен, поскольку на каждой итерации необходимо получать новое ядро $K'_x(t, s, x_{k-1})$ для уравнения (10). Упрощение процесса достигается путем использования уравнения

$$\varphi_{k-1}(t) = \varepsilon_{k-1}(t) + \int_0^1 K'_x(t, s, x_0(s))\varphi_{k-1}(s)ds, \quad (12)$$

В том случае процесс сходится медленнее, однако менее сложен при вычислениях и потому часто оказывается более предпочтительным.

Данный метод относительно неоднородного нелинейного

интегрального уравнения $x(t) = \int_0^1 K(t, s, x(s))ds + g(t)$

строится следующим образом:

$$\varepsilon_{k-1}(t) = \int_0^1 K(t, s, x_{k-1}(s))ds + g(t) - x_{k-1}(t), \quad (13)$$

$$\varphi_k(t) = \varepsilon_k(t) + \int_0^1 K'_x(t, s, x_k(s))\varphi_k(s)ds, \quad (14)$$

$$x_{k+1}(t) = x_k(t) + \varphi_k(t), \quad k=1, 2, \dots, \quad (15)$$

Рассмотрим пример:

$$x(t) = \int_0^1 t(s+1)x^2(s)ds + \frac{5}{4}t - 1$$

В качестве начального приближения принимаем $x_0(t) = 1$. Определяем согласно (13):

$$\varepsilon_0(t) = \int_0^1 (s+1)x_0^2(s)ds + \frac{5}{4}t - 1 - x_0(t) \quad \text{т.е.}$$

$$\varepsilon_0(t) = t \int_0^1 (s+1)ds + \frac{5}{4}t - 2 = \frac{11}{4}t - 2$$

Производная от ядра $K(t, s, x) = t(s+1)x^2$ равна $K'_x(t, s, x) = 2t(s+1)x$.

В соответствии с (14) составляем относительно $\varphi_0(t)$ уравнение

$$\varphi_0(t) = \frac{11}{4}t - 2 + 2t \int_0^1 (s+1)x_0(s)\varphi_0(s)ds ;$$

$$\varphi_0(t) = \frac{11}{4}t - 2 + 2t \int_0^1 (s+1)\varphi_0(s)ds = \frac{11}{4}t - 2 + 2t \int_0^1 s\varphi_0(s)ds + 2t \int_0^1 \varphi_0(s)ds$$

Обозначив $a = \int_0^1 s\varphi_0(s)ds$, $\varepsilon = \int_0^1 \varphi_0(s)ds$ получим $\varphi_0(t) = \frac{11}{4}t - 2 + 2t(a + \varepsilon)$ (16)

Интегрируя (16) от 0 до 1 получим $\varepsilon = \frac{11}{8} - 2 + (a + \varepsilon)$.

Умножив (16) на t , а затем интегрируя от 0 до 1 получаем

$a = \frac{11}{12} - 1 + \frac{2}{3}(a + \varepsilon)$. Получили два уравнения относительно неизвестных

a и ε .

Решение $a = \frac{5}{8}$, $\varepsilon = \frac{7}{16}$. Итак, $\varphi_0(t) = \frac{39}{8}t - 2$. Теперь определяется

первое приближенное искомой функции

$$x_1(t) = \varphi_0(t) + x_0(t) = \frac{39}{8}t - 1 = 4.875t - 1$$

Продолжая итерационной процесс получаем

$$\begin{aligned}\varepsilon_1(t) &= t \int_0^1 (s+1) \left(\frac{39}{8}s - 1 \right)^2 ds + \frac{5}{4}t - 1 - \left(\frac{39}{8}t - 1 \right) = t \int_0^1 (s+1) \left(\frac{39}{8}s - 1 \right)^2 ds - \frac{73}{8}t = \\ &= 7,239t - 9,125t = -1,886t\end{aligned}$$

Уравнение относительно $\varphi_1(t)$ имеет вид

$$\varphi_1(t) = -1,886t + 2t \int_0^1 (s+1)x_1(s)\varphi_1(s)ds = -1,886t + 2t \int_0^1 (4,875s^2 + 3,875s - 1)\varphi_1(s)ds$$

Обозначив $a = \int_0^1 s^2 \varphi_1(s)ds$, $b = \int_0^1 s \varphi_1(s)ds$, $c = \int_0^1 \varphi_1(s)ds$ имеем

$$\varphi_1(t) = -1,886t + 2t(4,875a + 3,875b - c) \quad (17)$$

Равенство (17) последовательно умножив на 1, t , t^2 а затем интегрируя получим систему линейных уравнений относительно a , b и c :

$$\begin{cases} c = -\frac{1,886}{2} + (4,875a + 3,875b - c) \\ b = -\frac{1,886}{3} + \frac{2}{3}(4,875a + 3,875b - c) \\ a = -\frac{1,886}{4} + \frac{1}{2}(4,875a + 3,875b - c) \end{cases}$$

Получим решение $a=0,156$, $b=0,208$, $c=0,312$

Видно, что $a = \frac{c}{2} =$, $b = \frac{2}{3}c$, $a = \frac{3}{4}b$ (18). Оттуда из (17) получим

$$\varphi_1(t) = -1,886t + 2t(0,761 + 0,886 - 0,312) = -1,886t + 2,51t = 0,624t$$

Теперь можно определить второе приближение

$$x_2(t) = x_1(t) + \varphi_1(t) = 4,875t - 1 + 0,624t = 5,498t - 1. \quad \text{Возьмем } x_2(t) = 5,5t - 1$$

$$\begin{aligned}\text{Далее, } \varepsilon_2(t) &= t \int_0^1 (s+1)(5,5s - 1)^2 ds + 1,25t - 1 - (4,9t - 1) = t \int_0^1 (s+1)(5,5s - 1)^2 ds - 3,65t = \\ &= t \int_0^1 (30,25s^2 - 11s + 1)(s+1)ds - 3,65t = t \int_0^1 (30,25s^3 - 11s^2 + s + 30,25s^2 - 11s + 1)ds - 3,65t = \\ &= t \int_0^1 (30,25s^3 + 19,25s^2 - 10s + 1)ds - 3,65t = t(7,56 + 6,42 - 5 + 1) - 3,65t = 9,98t - 3,65t = 5,33t\end{aligned}$$

$$\varphi_2(t) = 5,33t + 2t \int_0^1 (s+1)(5,5s - 1)\varphi_2(s)ds = 5,33t + 2t \int_0^1 (5,5s^2 + 4,5s - 1)\varphi_2(s)ds.$$

Как и выше получим $\varphi_2(t) = 5,33t + 2t(5,5a + 4,5e - c)$.

$$\text{Оттуда} \begin{cases} c = -\frac{5,33}{2} + (5,5a + 4,5e - c) \\ e = -\frac{5,33}{3} + \frac{2}{3}(5,5a + 4,5e - c) \\ a = -\frac{5,33}{4} + \frac{1}{2}(5,5a + 4,5e - c) \end{cases}$$

Используя формулы (18) получим $a = -0,355$, $e = -0,473$, $c = -0,71$

Следовательно,

$$\varphi_2(t) = 5,33t + 2t(5,5 * (-0,355) + 4,5 * (-0,473) + 0,71) = 5,33t - 6,74t = -1,41t$$

Третье приближение $x_3(t) = x_2(t) + \varphi_2(t) = 5,09t - 1 \cong 5t - 1$

$$\varepsilon_3(t) = t \int_0^1 (s+1)(5s-1)^2 ds + 1,25t - (5t-1) = t \int_0^1 (s+1)(5s-1)^2 ds - 3,75t =$$

$$= t \int_0^1 (s+1)(25s^2 - 10s + 1) ds - 3,75t = t \int_0^1 (25s^3 - 10s^2 + s + 25s^2 - 10s + 1) ds - 3,75t =$$

$$= t \int_0^1 (25s^3 + 15s^2 - 9s + 1) ds - 3,75t = t(6,25 + 5 - 4,5 + 1) - 3,75t = 4t$$

$$\varphi_3(t) = 4t + 2t \int_0^1 (s+1)(5s-1)\varphi_2(s) ds = 4t + 2t \int_0^1 (5s^2 + 4s - 1)\varphi_3(s) ds$$

$$\text{или} \quad \varphi_3(t) = 4t + 2t(5a + 4e - c)$$

$$\text{Оттуда} \begin{cases} c = 2 + (5a + 4,5e - c) \\ e = -\frac{4}{3} + \frac{2}{3}(5a + 4e - c) \\ a = 1 + \frac{1}{2}(5a + 4e - c) \end{cases} \quad a = -0,32, \quad e = -0,42, \quad c = -0,64$$

$$\varphi_3(t) = 4t + 2t(-1,6 - 2,48 + 0,42) = 4t - 7,87t = -3,87t$$

Четвертое приближение $x_4(t) = x_3(t) + \varphi_3(t) = 5t - 1 - 3,87t = 1,13t - 1$

$$\varepsilon_4(t) = t \int_0^1 (s+1)(1,13s-1)^2 ds + (1,25t-1) - (1,13t-1) = t \int_0^1 (s+1)(1,13s-1)^2 ds + 0,12t = 0,49t$$

$$\varphi_4(t) = 0,49t + 2t \int_0^1 (s+1)(1,13s-1)\varphi_4(s) ds = 0,49t + 2t \int_0^1 (1,13s^2 + 0,13s - 1)\varphi_4(s) ds$$

т.е. $\varphi_4(t) = 0,49t + 2t(1,13a + 0,13\epsilon - c)$

$$\begin{cases} c = \frac{0,49}{2} + (1,13a + 0,13\epsilon - c) \\ \epsilon = -\frac{0,49}{3} + \frac{2}{3}(1,13a + 0,13\epsilon - c) \\ a = \frac{0,49}{4} + \frac{1}{2}(1,13a + 0,13\epsilon - c) \end{cases}$$

Решая систему, находим $a=0,09$, $\epsilon=0,12$, $c=0,18$.

Следовательно $\varphi_4(t) = 0,49t - 0,05t = 0,44t$, $x_5(t) = 1,13t - 1 + 0,44t = 1,57t - 1$

Из данного интегрального уравнения можно заметить, что решение данного интегрального уравнения имеет вид $x(t) = kt - 1$. Поставляя

$x(t) = kt - 1$ в уравнение $x(t) = t \int_0^1 (s+1)x^2(s)ds + 1,25t - 1$ получаем

$$k = \int_0^1 (s+1)(ks-1)^2 ds + 1,25 \text{ или } 7k^2 - 32k + 33 = 0.$$

Это уравнение имеет два корня $k_1 = 3$ и $k_2 = \frac{11}{7} = 1,57$.

Т.е. интегральное уравнение имеет два решения $x_1(t) = 3t - 1$,

$$x_2(t) = 1,57t - 1$$

Таким образом, мы нашли второе решение $x_2(t)$ за пять итераций.

ЛИТЕРАТУРА

1. Канторович Л.В., Акилов Г.П. Функциональный анализ М.: Наука, 1977 742с.
2. Треногин В.А. Функциональный анализ. М.: Наука, 1980. 496с.
3. Верлань А.Ф., Сизиков В.С. Методы решения интегральных уравнений с программами для ЭВМ. Справочные пособие. Киев: Наукова думка, 1978. 291с.

УДК 620.172.2:687.157

**ГЕОТЕХНИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ПРЕДПОЛАГАЕМОЙ
РАЗРАБОТКИ КУМТОРСКОГО ЗОЛОТОРУДНОГО
МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ**

Торгоев И.А., Алёшин Ю.Г.

Институт геомеханики и освоения недр НАН Кыргызстана

Месторождение Кумтор является крупнейшим золоторудным объектом Тянь-Шаня. Разработка месторождения осуществляется совместным Кыргызско-Канадским предприятием «Кумтор оперейтинг компани» (КОК). В технико-экономическом обосновании (ТЭО) проекта «Кумторзолото», составленном в 1993 г., рассматривалось несколько вариантов отработки этого уникального по запасам и условиям эксплуатации месторождения. В качестве основного варианта был предложен вариант, при котором отработка предусматривалась в два этапа: 1-й этап – карьерная отработка от поверхности до отметки 3796 м и 2-й этап – подземная отработка за пределами бортов Центрального карьера и (ЦК) ниже отметки 3796 м. В Техническом проекте разработки Центрального участка месторождения, разработанном в 2010 году, предусмотрена его карьерная отработка до отметки 3500 м с завершением в 2016 году /1/. Запасы ниже отметки 3500 м предварительно предполагалось отрабатывать подземным способом.

В целях детального изучения геологических запасов полезных ископаемых на нижних горизонтах Центрального участка рудника Кумтор и их дальнейшей подземной отработки в 2007 году ЗАО ГПК

«Азиярудпроект» разработал по заданию КОК «Проект подземных геологоразведочных работ на Центральном участке месторождения Кумтор». Были пройдены два уклона общей протяжённостью около 4 км, из которых были проведены буровые работы и уточнены запасы месторождения. В последующем эти подземные выработки были закрыты и больше подземные работы на месторождении не велись. В настоящее время в рамках «Соглашения об условиях реструктуризации рудника Кумтор» Правительством Кыргызстана поставлена задача разработки месторождения после 2016 г. подземным способом, что предопределяет необходимость проведения дополнительных геомеханических, геокриологических и гидрогеологических исследований и изысканий для определения фактического и прогнозного состояния массива горных пород на нижних горизонтах месторождения с учётом влияния глубокого ЦК.

Следует отметить, что добычу, переработку руды и формирование грандиозных отвалов в районе Кумтора серьезно осложняют наличие активных ледников (рис.1) и вечномёрзлое состояние грунтов и горных пород.

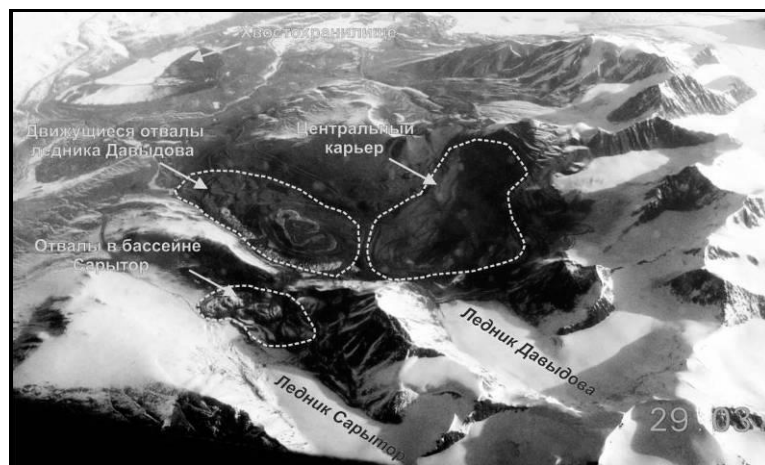


Рис.1. Обзорный снимок рудника Кумтор в окружении ледников

Помимо этого рассматриваемый район характеризуется сложностью геологического строения, наличием и сочленением

тектонических структур различных масштабов и повышенной сейсмической активностью. Горизонтальное смещение поверхности Земли в районе Кумтора по данным космической геодезии (GPS) достигает 10 мм/год и направлено преимущественно на север. Отмеченные гляциологические, криогенные, сейсмотектонические и геодинамические условия рассматриваемого высокогорного района определяют слабую устойчивость и повышенную уязвимость массивов горных пород и льда по отношению к техногенным воздействиям, связанным с крупномасштабной добычей и переработкой минерального сырья.

При обосновании возможности, безопасности и экономической целесообразности дальнейшей подземной отработки Кумторского месторождения, расположенного в зоне многолетнемёрзлых пород (криолитзоне) и ледников возникает целый ряд вопросов касающихся наличия достоверной информации по количеству подтверждённых подземных запасов, нынешнему геомеханическому, гидрогеологическому и геокриологическому состоянию массива горных пород в зоне возможной подземной разработки, т.е. на глубинах 3500-3200 м (рис.2) с учётом мощного техногенного влияния на геологическую среду в районе месторождения глубокого ЦК, протаивания массива вмещающих пород и сильного водопритока в этот карьер в условиях происходящего потепления климата.

На сегодняшний день имеется довольно обширная информация по указанным проблемам, базирующаяся на геотехнических данных, полученных КОК за 20 лет добычи открытым способом, обширных результатах геотехнического бурения и опыта подземных работ, связанных с проходкой уклонов. Указанная информация содержится в Технических отчётах канадской компании «Центерра Голд Инк.» (ЦГИ), которая занимается разведкой, эксплуатацией, исследованием и приобретением месторождений золота в странах Азии /1/.

По результатам подземных разведочных работ и оценкам, приведённым в вышеупомянутом Техническом отчёте, потенциальные ресурсы золота, перспективные для подземной добычи руды до горизонта 3300 м с бортовым содержанием 6.0 г/т (средним содержанием золота 10-11 г/т) составляют 1 855 000 унций или чуть более 61 тонн. Эти ресурсы в основном приурочены к зоне SB (40 тонн), расположены ниже абсолютной отметки дна ЦК в 3500 м и разведаны на глубину 200 м, то есть до отметки 3300 м (рис. 2). По данным разведочного бурения минерализация руд, составляющих дополнительные ресурсы золота, перспективные для подземной разработки как в зоне SB, так и в зоне штокверка показывает хорошую степень однородности и повышенное бортовое содержание (рис. 2). Указанные общие потенциальные ресурсы для подземной разработки не включают сведения о неизбежных потерях руды в целике между дном ЦК и кровлей предполагаемой подземной отработки.

По мнению ЦГИ и консалтинговой компании AMEC Earth & Environmental Ltd (AMEC) на сегодняшний день разведочные и оценочные работы в отношении перспективности подземной разработки ресурсов не позволяют перевести потенциальные минеральные ресурсы в категорию подтверждённых запасов золота.

После завершения вышеуказанных подземных разведочных работ компания ЦГИ заявила об «экономической нецелесообразности» подземной добычи на Центральном участке месторождения», мотивируя это своё техническое решение не только неподтверждённой потенциально извлекаемых запасов, а также тем, что массив горных пород на бортах и ниже дна ЦК характеризуется в Техническом отчёте за 2012 г. «плохими с геотехнической точки зрения породами», что обуславливает необходимость больших ожидаемых затрат на подземную добычу руды. Это заключение компании ЦГИ базируется на результатах

опытной проходки наклонных штолен №1-2 в 2007-2012 гг. Так, ЦГИ в своих отчётах констатирует, что «в 2010 году обе наклонные штольни испытали плохие горно-технические условия, которые ограничили темпы проходки. Аналогичные условия ожидаются на оставшуюся часть программы разработки и развития».

Важнейшим, до сих пор недостаточно учитываемым фактором разработки Кумторского месторождения, является не только влияние ледников, но и распространённость «вечной мерзлоты». В результате крупномасштабной выемки руды и пустых пород на ЦК, многолетнемёрзлые рудовмещающие горные породы (филлиты, филлиты-мелониты) весьма прочные в мерзлом состоянии подверглись интенсивному разрушающему воздействию в процессе глубокой открытой разработки (буро-взрывных и добычных работ), что привело к интенсивной трещиноватости и разупрочнению пород в окружающем массиве горных пород, характеризующемся к тому же наличием тектонических нарушений различного порядка. Многолетний опыт КОК свидетельствует о том, что филлиты-мелониты крошатся под воздействием горных работ и при оттаивании. Трещиноватые породы в зоне мерзлоты и подмерзлотной зоне требуют обязательного крепления стенок и кровли подземных горных выработок. Воздействие на такие породы проходческих работ на фоне изменения их криогенного и температурного состояния приводит к значительному снижению их прочностных свойств. Имеющиеся данные по физико-механическим свойствам пород Кумторского месторождения свидетельствуют о том, что прочность филлитов – основных рудовмещающих пород снижается почти в 2 раза с 80.0 МПа до 41,5 МПа после нескольких циклов замораживания и оттаивания.

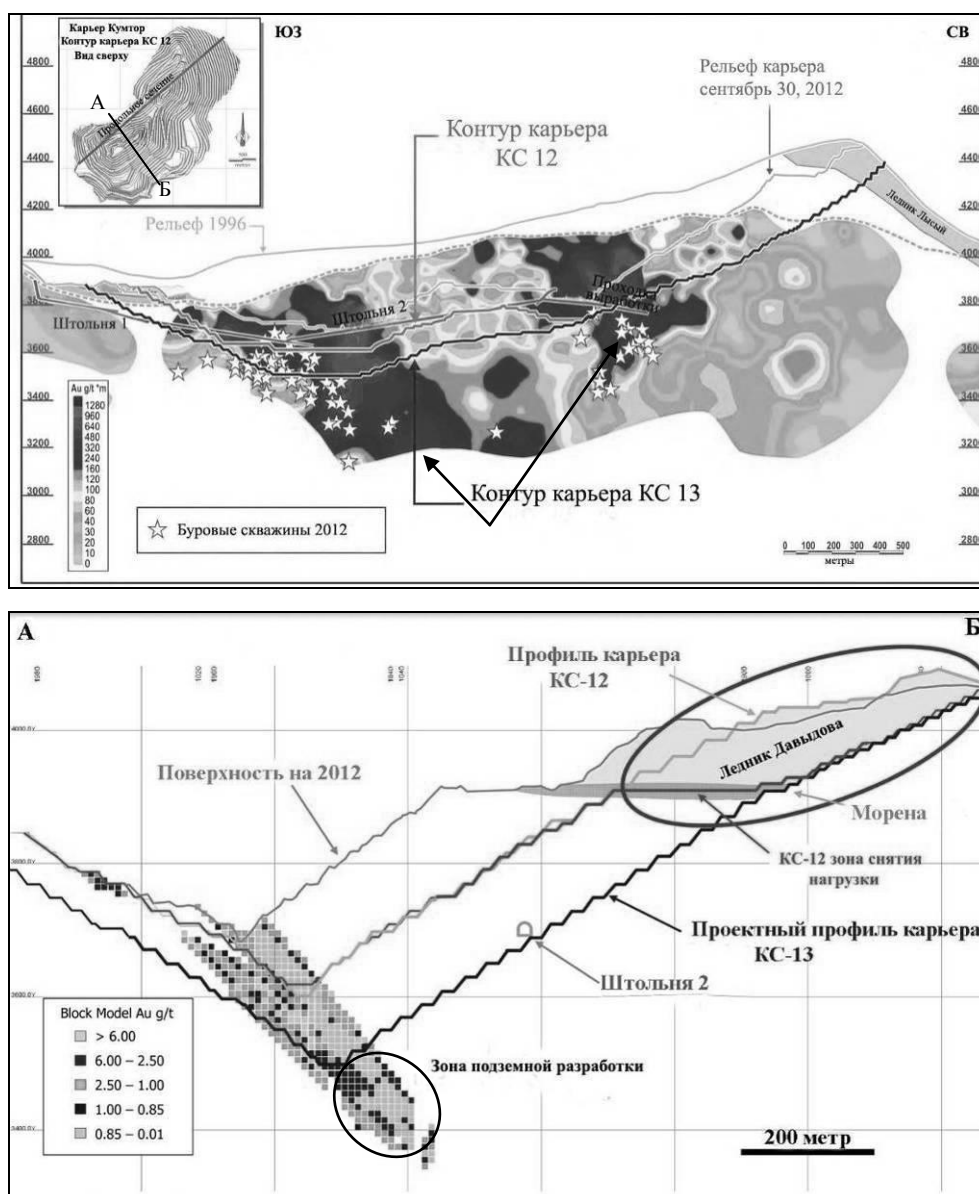


Рис. 2. План (врезка), продольный и поперечный разрезы Центральной части Кумторского золоторудного месторождения с указанием зон подземной разработки /1/.

Следует иметь в виду, что горные породы, в которых придётся проводить подземные работы с проходкой горно-капитальных и горно-подготовительных выработок залегают под слоем многолетнемёрзлых пород. Отрицательные и знакопеременные температуры горных пород в зоне перехода от вечной мерзлоты к подмерзлотной зоне порождают на подземных рудниках комплекс геотехнических и технологических осложнений, в первую очередь, изменение (разупрочнение) физико-

механических свойств мерзлых и особенно талых пород. Для пород этой подмерзлотной зоны характерны слабая устойчивость мерзлых и талых пород на границе нулевой изотермы и значительное ухудшение горнотехнических условий на нижних горизонтах рудника. При этом специфические гидрогеологические условия с разрывами сплошности мерзлых пород требуют учета проявления горного давления наряду с гидростатическим напором подземных вод, а также вод, просачивающихся из карьера.

По мнению геотехнических специалистов и консультантов Центерры Голд Инк. (Голдер Ассошиэйтс, SRK, BGC) значительную лепту в ухудшение состояния массива вмещающих горных пород внёс значительный, непредвиденный на ранних этапах отработки месторождения приток талых ледниковых вод. Эти потоки воды вызывают сильное обводнение массива горных пород, особенно, в зонах тектонической раздробленности и стимулируют значительный рост гидростатического порового давления воды внутри массива, оказывающего расклинивающее воздействие и тем самым отрицательно сказывающегося на его устойчивости в процессе ведения горно-добычных работ. Следует отметить, что мощный водоприток в ЦК был вызван в основном нарушением гидротермического режима ледника Давыдова за счёт складирования на нём грандиозных отвалов (700 млн. тонн). Глубокий ЦК регулярно пополняется подземными (подмерзлотными) водами, поверхностными атмосферными стоками, талыми водами за счёт которых формируется весьма внушительный карьерный водоём. Просачивание воды из ЦК в подмерзлотную зону может оказать ослабляющее воздействие на устойчивость подземных горных выработок и потребовать значительных затрат на их осушение.

Как бы то ни было в период подземной отработки необходимо содержать ЦК в осушенном состоянии, либо не допускать накопления

в нём значительных объёмов воды, которые будут оказывать негативное влияние на устойчивость массива под дном карьера за счёт неблагоприятных гидрогеологических и изменяющихся геокриологических факторов. Причём по мере углубления и расширения карьера водоприток постоянно возрастает и соответственно возрастают затраты на осушение карьера. Таким образом, сформировавшееся на дне карьера ледниковое озеро осложнит и без того сложные гидрогеологические условия подземной отработки рудника Кумтор.

Очевидно, что в процессе дальнейшего углубления ЦК до уровня 3500 м (рис. 2) влияние перечисленных выше неблагоприятных гидрогеологических, криогенных и геотехнических факторов на нижележащие горные породы и устойчивость массива в подмерзлотной зоне подземных работ будет усугубляться как в пространстве, так и во времени. В этой связи для принятия окончательного решения о ведении подземных горных работ на Центральном участке месторождения, ниже горизонта дна ЦК безусловно потребуются значительный объём работ, которые могли бы дать ответ на вопрос о возможности применения того или иного способа подземной разработки. Эти инженерно-изыскательские и исследовательские работы должны включать дополнительное разведочное бурение с целью подтверждения запасов, детальные геотехнические и геокриологические исследования, опробования и испытания, а также в конечном итоге разработку технико-экономического обоснования, включая выбор оптимального вида системы подземной разработки рудного тела с учётом фактического и прогнозируемого состояния массива горных пород ниже дна ЦК. В дополнение к этим инженерным изысканиям возможно потребуется научное сопровождение проектных и эксплуатационных работ в части оценки напряжённо-деформированного состояния массива, оценки

вероятности опасных проявлений горного давления в контурах подземного рудника.

Здесь следует отметить, что компания АМЕС, выбранная по поручению Правительства Кыргызстана «Кыргызалтыном» для проведения оценки инженерных и экологических рисков на руднике «Кумтор», в своём заключительном отчёте отметила, что рудник работает в сложной природной окружающей среде с точки зрения прочности и изменчивости массива мёрзлых горных пород, а также пересечения карьеров ледниками. В частности, огромные затраты на проходку разведочных штолен были «связаны с очень неустойчивыми условиями массива горных пород».

Касаясь проблемы подземной разработки на Кумторе, АМЕС в своём отчёте сделала предположение о том, что среди известных способов подземной отработки рудного тела какой-то потенциал для извлечения такой неустойчивой породы имеет лишь система с закладкой очистного (выработанного) пространства, а для его реализации потребуется строительство на руднике закладочного комплекса (фабрики) и импорт подходящего цементирующего материала. Кроме того, АМЕС отмечает, что проходка подземных горных выработок к участкам очистных работ, скорее всего, окажется невозможной с точки зрения экономики, если горно-технические условия останутся такими, какими они были до настоящего времени, как в открытых карьерах, так и в подземных наклонных штольнях (уклонах).

На основе исторического опыта подземной разработки месторождений в условиях вечной мерзлоты советского периода, геотехнических данных, полученных КОК за 20 лет добычи открытым способом, обширных результатов геотехнического бурения и опыта совсем недавних четырех лет подземной разработки при проходке наклонных штолен №1-2, компания ЦГИ в своём Техническом отчёте

от 20 декабря 2012 г. отмечает следующее: несмотря на то, что подземные минеральные ресурсы характеризуются, как правило, высоким бортовым содержанием в 6,0 г/т и природной однородностью высокой степени минерализации зон Штокверка и SB, подземная разработка потребует больших ожидаемых затрат на добычу руды, которые обусловлены плохими (сложными) горно-техническими условиями нижележащего массива горных пород /1/.

Таким образом, подводя итоги опытных подземных горных работ ЦГИ отмечает, что потенциальное освоение минеральных ресурсов, которые могут быть переведены в категорию подтверждённых запасов и извлечены подземным способом с разработкой проекта подземных горных работ должны быть поставлены в зависимость от успешного завершения дополнительных программ бурения и на основе комплексной программы подземных геотехнических изысканий и геокриологических исследований, которые определяют технико-экономические показатели подземной добычи и разработку соответствующего технико-экономического обоснования (ТЭО).

В перспективе возможны два варианта дальнейшей комбинированной разработки месторождения Кумтор: открытый способ с последовательным переходом на подземные работы после завершения открытых горных работ или открытый с параллельным ведением подземных горных работ. Учитывая отмеченные выше неблагоприятные геокриологические и гидрогеологические проблемы (большой водоприток в ЦК) и весьма неустойчивые условия состояния массива горных пород, которые будут усугубляться по мере углубления ЦК, при обоих вариантах потребуются реализация комплекса инженерных мероприятий, в первую очередь, мер по обеспечению непрерывного водоотлива из ЦК (осушение карьера). При параллельной отработке необходимы меры по поддержанию бортов ЦК и междуэтажного целика (между дном карьера и кровлей

подземных выработок) в устойчивом состоянии, а также мероприятий по мониторингу и предотвращению обвала ледниковых масс в чашу ЦК.

В настоящее время планомерную и безопасную добычу золота на руднике Кумтор серьёзно осложняют следующие геотехнические проблемы и риски:

- массовые гравитационные обрушения высокого и крутого борта в северо-восточной части ЦК, зоне штокверка [2-3];
- деформации и движение северо-западного борта ЦК;
- сползание в ЦК первоначальных отвалов и глетчерного льда ледника Давыдова в юго-восточной части (зоне SB) карьера, в так называемой «зоне сильных движений или деформаций» [2];
- подвижки ледово-каменной массы отвалов вниз по долинам р. Чон Сарытор и р. Лысый (рис. 3) с реальной угрозой разрушения объектов производства и инфраструктуры рудника [4-5].

КОК прилагает значительные усилия по поддержанию бортов карьера в устойчивом состоянии и осушению Центрального карьера, которые влекут за собой значительные финансовые расходы. В целях обеспечения устойчивости бортов производятся крупномасштабные работы по выполаживанию крутых бортов и разгрузке нестабильных блоков. Для предотвращения обрушения в ЦК глетчерного льда (ледового обвала) из южной ветви ледника Давыдова в начале 2014 г. была сооружена специальная берма-преграда (рис.3), выше которой ведутся работы по удалению льда, непрерывно наползающего на эту искусственную преграду. Проект этой дамбы не подвергался надлежащей экспертизе и поэтому вызывает ряд принципиальных вопросов, связанных с устойчивостью бермы – преграды с учётом просачивания в её основании и теле потока талых ледниковых вод. Кроме того, не оценено влияние веса бермы-преграды на устойчивость самого борта ЦК, на участке где она сооружена.

Возможно, что при переходе на последовательную подземную отработку запасов объём и масштабы этих работ значительно уменьшатся, однако следует иметь в виду, что вероятные массовые обрушения бортов, особенно в зоне SB (южном углублении ЦК) могут отрицательно сказаться при проходке горно-капитальных и горно-подготовительных выработок, транспортировке руды на золотоизвлекательную фабрику (ЗИФ), состоянии поверхностного комплекса рудничных служб. При подземной разработке не исключена вероятность проявления горного давления в виде горных и горно-тектонических ударов (ГУ). Реализация перечисленных мер по обеспечению устойчивости бортов и междуэтажного целика, предотвращению ГУ может лечь тяжким бременем на капитальные и эксплуатационные затраты, необходимые для работы подземного рудника.

Освоение высокогорного золоторудного месторождения Кумтор стало уникальным экспериментом в истории добычи полезных ископаемых в зоне ледников и вечной мерзлоты, породив целый ряд геотехнических проблем и рисков. Главными причинами возникновения геотехнических проблем стали недостаточно полный

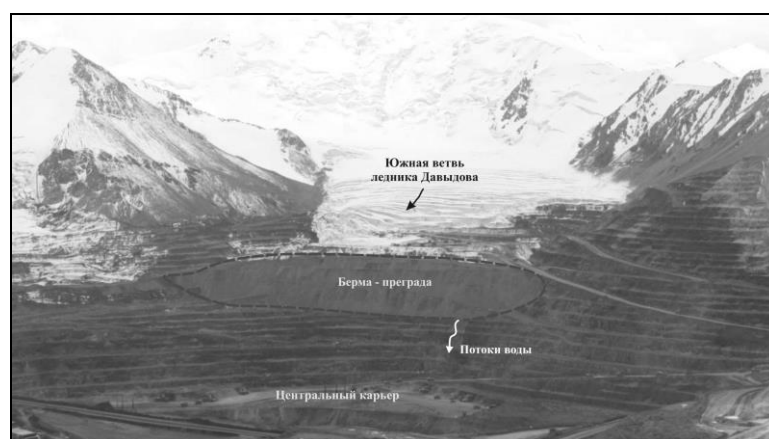


Рис. 3. Берма-преграда на южной ветви ледника Давыдова
(03.07.2014)

учёт гляциологических и геокриологических особенностей геологической среды в рассматриваемом гляциально-нивальном поясе

Тянь-Шаня. Геотехнические риски являются основным фактором, осложняющим геоэкологическую ситуацию в районе рудника Кумтор и представляющим наибольшую угрозу для различных его сооружений и окружающей природной среды.

ЛИТЕРАТУРА

1. Thalenhorst, H., Redmont, D., Paponi, T.R., Vdovin, V. Technical Report on the Kumtor Gold Project Kyrgyz Republic for Centerra Gold Inc. by Strathcona Mineral Services Limited, 20 Dec. 2012.
2. Торгоев И.А. Геотехнические проблемы на высокогорном руднике Кумтор и их экономические и экологические последствия. // Современные проблемы механики сплошных сред: Вып. 17: Гидрогазодинамика, геомеханика и геотехнологии. / Институт геомеханики и освоения недр НАН КР.- Бишкек: 2013. – с.151-176.
3. Torgoev I., Torgoev. Rockslides in the open pit of Kumtor goldmine (Kyrgyzstan) // K. Sassa et al (eds) Landslide Science for a Safer Geoenvironment, Vol 3, 2014.- p.511-516
4. Торгоев И.А., Оморов Б. Гравитационные смещения отвалов на высокогорном руднике Кумтор // Современные проблемы механики сплошных сред: Вып. 18: Гидрогазодинамика, геомеханика и геотехнологии. / Институт геомеханики и освоения недр НАН КР.- Бишкек: 2013. – с.82-104.
5. Torgoev I., Omorov B. Mass movement in the waste dump of high-altitude Kumtor goldmine (Kyrgyzstan) // K. Sassa et al (eds) Landslide Science for a Safer Geoenvironment, Vol 3, 2014.- p.517-521

УДК 621.391.821

РАЗРЯДЫ В ВЕРХНЕЙ АТМОСФЕРЕ КАК СОСТАВНАЯ ЧАСТЬ ПРОЦЕССА ЗЕМНОГО ЭЛЕКТРОМАГНЕТИЗМА

Тажибаев К. Т., Омуркулов Т. А.

Институт геомеханики и освоения недр НАН КР,
сш. им. Токоева Ак-Суйского района.

Разряды в верхней атмосфере – это происходящие над грозовыми облаками световые вспышки. Следует отметить, что такое крупномасштабное, простирающееся на десятки километров, явление в верхней атмосфере Земли было открыто всего около 20-ти лет назад. Первое документированное свидетельство их существования относится к 1989 г., хотя наблюдения случались и раньше. Существует несколько разновидностей таких вспышек: красные спрайты, эльфы, синие гигантские струи (джеты). Окраска вспышек и их форма зависят от высоты, на которой они происходят. В отличие от наблюдаемых на Земле молний, вспышки (*разряды*) в верхней атмосфере имеют яркий цвет, обычно красный или синий, и покрывают большие пространства в верхних слоях атмосферы. Наблюдать эти вспышки можно как с Земли, так и с космических станций. Необходимо отметить, что пока эти явления ещё слабо изучены [1].

Разновидности разрядов в верхней атмосфере и их расположение по высоте даны на фотографии (рис. 1).

Красные спрайты – крупномасштабные электрические разряды, происходящие высоко над грозовыми облаками. Как правило, они

образуются группами, на высоте 80-145 км над поверхностью Земли. Спрайты имеют форму типа вытянутые "щупальца" в нижней части и форму в виде арки - в верхней. По внешней форме спрайты друг от друга могут сильно различаться и могут иметь другие формы, отличающиеся от указанной выше. Спусковым механизмом их появления являются разряды молний между грозовыми облаками и землёй. Продолжительность свечения красных спрайтов составляет всего несколько миллисекунд. Впервые они были сфотографированы учёными из Университета Миннесоты летом 1989 г. Иногда спрайты сопровождаются так называемой гало длительностью около миллисекунды. Под термином "гало" в данном случае подразумевается область слабого оптического свечения на высотах около 50 км и толщиной в десяток километров.

Голубые струи (голубые джеты), похожие по форме на узкие усеченные конуса, наблюдаются в нижней части ионосферы на высоте 40-50 км над землёй. Конус голубого джета выстреливается вверх из верхней части грозового облака со скоростью около 120 км/с. Начала джетов - яркие и узкие. Продолжительность явления составляет доли секунды.

Гигантские струи (гигантские джеты, gigantic jets) "связывают" вершины грозовых облаков (16 км) с ионосферой (70-80 км). Впервые они были сфотографированы в сентябре 2001 г. учёными обсерватории Аресибо. В июле 2002 г. пять гигантских струй, размером 60-70 км, наблюдались с Тайваня. Длительность их составляла около секунды, и по своей форме они подразделялись на "древовидные струи" (tree jets) и "конусообразные струи" (carrot jets) [2].

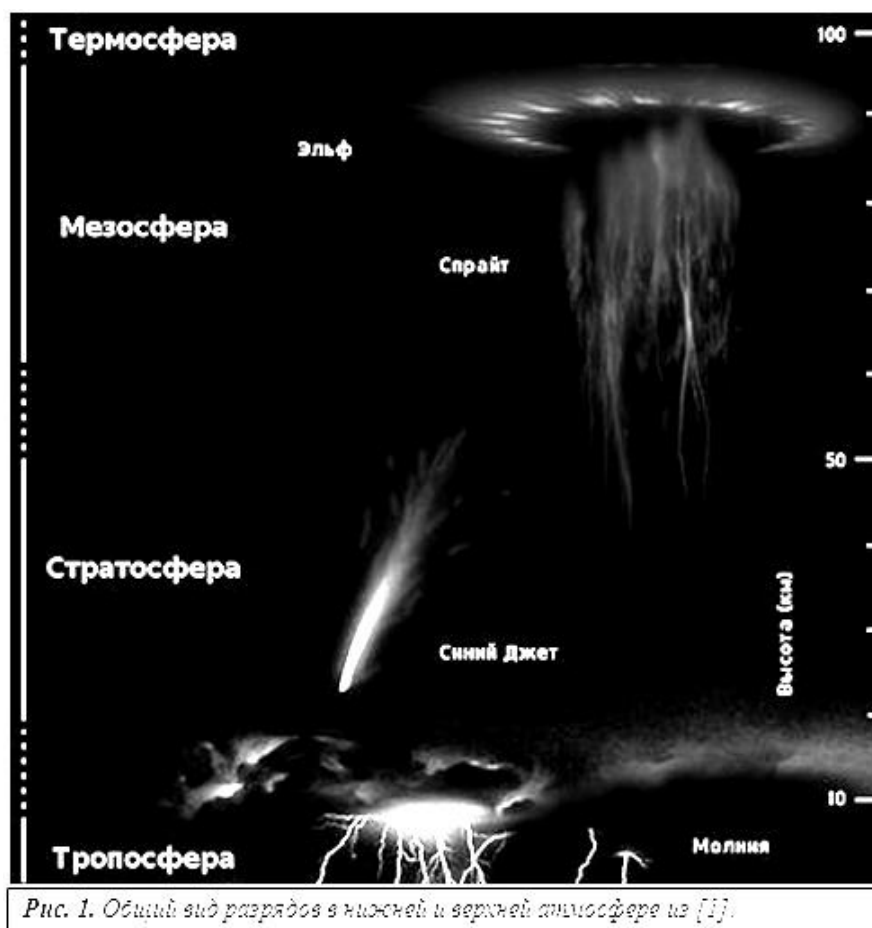


Рис. 1 - Разряды в нижней и верхней атмосфере [1].

Эльфы выглядят как быстро расширяющееся в плоскости тусклое свечение, достигающее в диаметре сотен километров. Их наблюдают в ионосфере на высоте приблизительно 100 км. Длительность существования эльфа около одной миллисекунды. Предполагается, что причина появления эльфов – ускоренные электромагнитным импульсом электроны.

Настоящая работа является логическим продолжением научной статьи о грозах [3]. Анализируя данные указанной работы можно отметить, что разряды в верхней атмосфере (далее сокращенно РВА) также являются составной частью генерации электрического и магнитного полей Земли. В этой связи отметим основные положения статьи о грозах, так как РВА обычно происходят над грозовыми облаками и имеют прямую связь с разрядами обычных линейных

молний. Напомним, что вследствие движения заряженных частиц лоренцовые силы приводят к разделению зарядов по знакам. При грозовых молниях «облако-земля» часть отрицательного заряда нижней части облака уходит в землю (рис. 2).

Что же происходит с положительным зарядом верхней части облака? В данной работе мы попытались ответить на этот вопрос, подробно объясняя механизм эльфов, тем самым - приближаться шаг за шагом к пониманию сущности данного природного явления, не вдаваясь в подробности механизма образования спрайтов и джетов. Для полного объяснения механизма всех форм РВА видимо потребуются еще длительные исследования многих ученых.

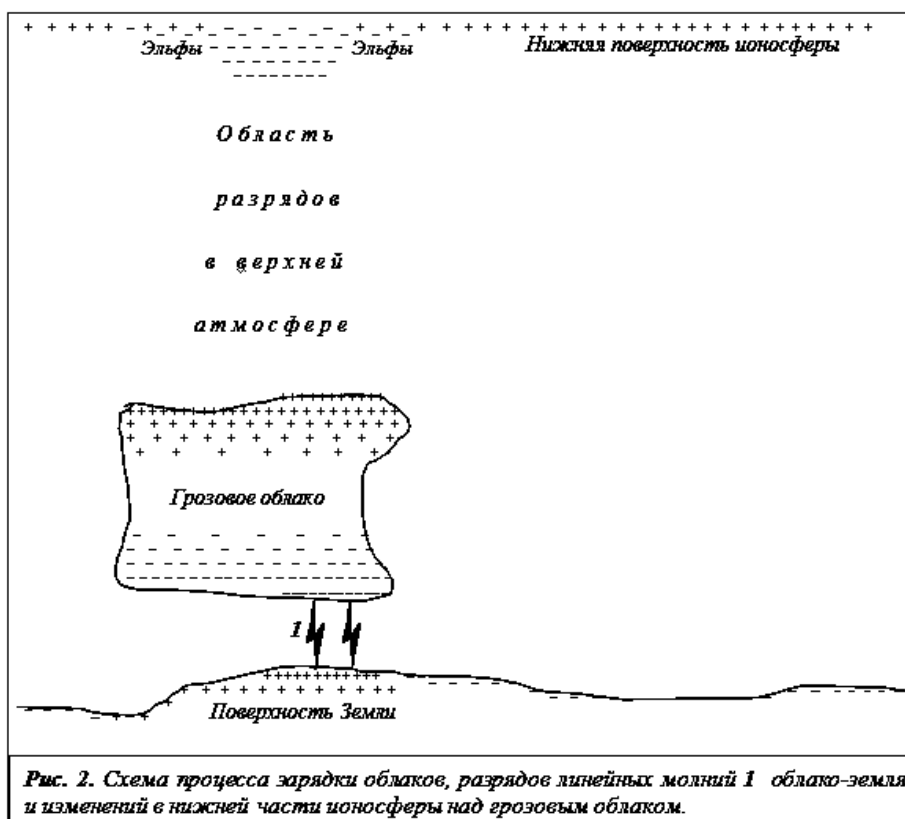


Рис. 2 – Схема зарядки грозового облака, разрядов линейных молний 1 «облако-земля» и разрядов в нижней ионосфере над грозовым облаком.

Рассмотрим вопросы о физической сущности разрядов в верхней атмосфере. О механизме разделения зарядов в кучевых и грозовых облаках достаточно подробно сказано в работе [3]. Поэтому вначале

целесообразно рассмотреть природу подготовленного (созревшего) для потенциальной грозы облака, в котором основная масса отрицательного заряда расположена в нижней половине облака, а положительного – в верхней (рис. 2). Причиной такого разделения зарядов в кучевых и грозовых облаках, как утверждается в работе [3], является действие силы Лоренца на заряды (ионы и электроны) со стороны магнитного поля Земли (МПЗ).

Подобно тому, как в обкладках конденсатора положительные и отрицательные заряды удерживают друг друга посредством электрического поля (ЭП), положительные и отрицательные заряды в грозовых облаках также удерживают друг друга, пока другие взаимодействия не нарушат их удержания. К другим взаимодействиям можно отнести: действие со стороны МПЗ, а именно действие силы Лоренца, которая противодействует удержанию зарядов и растягивает облако в вертикальном направлении; гравитационные и конвективные силы, которые перемешивают разделенные заряды. В момент удара линейной молнии «облако – земля» с уходом части отрицательного заряда облака в землю, происходит мгновенное скачкообразное понижение напряженности ЭП внутри облака и такое же повышение напряженности ЭП над грозовым облаком, следовательно, происходит резкое уменьшение вышеупомянутой удерживающей силы. Вследствие этого под действием силы Лоренца со стороны МПЗ часть положительного заряда верхней половины облака вынуждена уйти вверх к ионосфере. При этом, каким типом разряда свершится этот уход, спрайтами или джетами, определяется напряженностью электрического поля, а также давлением, влажностью, температурой и прочими параметрами воздуха в верхней атмосфере над облаком. Здесь не упомянуто об эльфах, так как механизм их проявления несколько иначе, и о котором далее будет сказано более подробно.

Эльфы, по определению авторов исследовавших данный вид разряда [2], выглядят как быстро расширяющееся в плоскости тусклое свечение, достигающее в диаметре сотен километров (рисунок 1). Эти разряды наблюдаются в ионосфере на высоте приблизительно 100 км. Длительность существования эльфа около одной миллисекунды. Предполагается, что причина появления эльфов – ускоренные электромагнитным импульсом электроны. В работе приведен предположительный механизм.

Автор работы считает [3], что настоящий механизм проявления эльфы намного проще, так как нечто подобное происходит на поверхности земли под грозовым облаком. Как известно из работы [4], под безоблачным небом на земной поверхности преобладают отрицательные заряды. На земной поверхности под грозовым облаком преобладают положительные заряды. Нечто подобное происходит и в нижней части ионосферы. Над безоблачным небом в ионосфере преобладают положительные заряды [4, 5]. Над мощным грозовым облаком в нижней поверхности ионосферы, под действием электрического поля верхней части грозового облака, образуется круговая область, где преобладают отрицательные заряды (рисунок 2). В момент удара линейной молнии «облако – земля» с уходом части отрицательного заряда облака в землю напряженность электрического поля в верхней атмосфере над грозовым облаком скачкообразно возрастает и центр круговой области в ионосфере перемещается вниз. В результате этого в ионосфере над облаком образуется область, с преобладающим отрицательным зарядом, в форме чашки (широкого усеченного конуса). По краям этой области, где перемешиваются и соприкасаются положительные и отрицательные заряды (положительные ионы и электроны) происходит интенсивная рекомбинация ионов, что и является причиной округлого свечения (рисунок 1). Свечение завершается вслед за доставкой в ионосферу

излишнего положительного заряда верхней части облака разрядами спрайтов или джетов. Центр этой области не светится, так как здесь в основном только отрицательный заряд, поэтому интенсивной рекомбинации не происходит.

Таким образом, приходим к основным заключениям данной работы: во-первых, также как линейные молнии, РВА являются одной из сторон глобального электромагнитного процесса Земли; во-вторых, подобно тому, как посредством линейных молний МПЗ снабжает отрицательным зарядом Землю, посредством РВА МПЗ снабжает положительным зарядом ионосферу Земли, поддерживая тем самым непрерывную генерацию атмосферного ЭП Земли, и в то же время МПЗ поддерживается за счет непрерывного вращения планеты вокруг собственной оси [3, 5].

ЛИТЕРАТУРА

1. Омуркулов Т.А. и др. Грозы как составная часть генерации глобального электрического и магнитного полей Земли: Вестник Иссык-Кульского университета № 35: – Каракол 2013.
2. Фейнман Р. Лейтон Р., Сэндс М.. Фейнмановские лекции по физике: Пер. с англ. – М.: Мир, 1977.
3. Омуркулов Т.А. Сущность магнитного поля Земли: Вестник Иссык-Кульского университета № 25: – Каракол 2010.
4. <https://ru.wikipedia.org/wiki/Молния>.
5. <https://ru-cosmos.livejournal.com>.

УДК 669.2/8:669.15-198

**ВЫПЛАВКА КОМПЛЕКСНОГО СПЛАВА НА ОСНОВЕ
КРЕМНИЯ, АЛЮМИНИЯ И МАРГАНЦА ИЗ ВЫСОКОЗОЛЬНОГО
УГЛИСТЫХ ПОРОД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «САРЫ-АДЫР».**

Набиев М.А.

ТОО «Он-Олжа» г. Астана

Ранее /1/ процесса получения комплексного сплава ферросиликоалюминия из золы углей проводили руднотермическим способом.

В данной работе эксперименты проводили на крупно-лабораторной дуговой однофазной с графитовым электродом и проводящей подиной электропечи мощностью 0,2МВА. Питание электропечи осуществлялось от трансформатора ОМУ-200. Температура дугового разряда 2500-4500°C обеспечивалась графитовым электродом диаметром 150 мм. Печь футерована шамотным кирпичом. Ванна печи выполнена в виде эллипса с осями 50-60см, вытянутого в сторону летки. Расстояние от электрода до леточного блока 17-18 см, до задней стенки печи 27-28 см. Глубина ванны 30-35 см. Подина печи выполнена из набивной подовой массы, подвергшейся коксованию в течение 10 часов под током с периодическим отключением печи. Трансформатор печи имеет четыре ступени напряжения: 18,2 В; 24,2 В; 36,6 В и 48,8 В. В период проведения экспериментов работали на ступенях напряжения 24,4 В и

36,6 В. Схематическое строение ванны печи приведено нижеследующем рисунке 4.

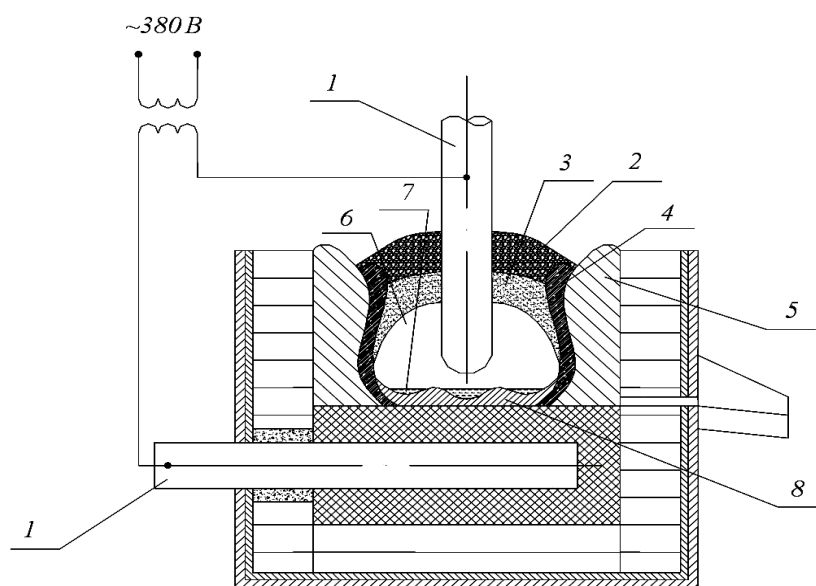
Разогрев электропечи производили в течение 12 часов на коксовой подушке в качестве проводника электрического тока и сохранения подины. По завершении периода разогрева электропечь полностью очистили от остатков коксовой подушки. Электрический режим периода разогрева: вторичное напряжение 24,6 В, сила тока 150-200 А с высокой стороны. Плавку вели непрерывным способом, с загрузкой шихты небольшими порциями по мере усадки колошника, с периодическим выпуском металла через каждые 2 часа в чугунные изложницы. Открытие летки производили электропрожигом или железным прутом. Металл и шлак каждого выпуска взвешивали, после чего отбирали пробы на химический анализ.

Для проведения исследований предварительно от опытных партий марганцевой руды и углистой породы были отобраны пробы для технологических и научных исследований. Пробы для экспериментальных плавов, применяемые для выплавки комплексного кремнеалюмомарганцевого сплава, были отобраны путем применения трехразового квартования и перемешивания.

Основной задачей исследования было установления возможности осуществления полного восстановления всех окислов шихты, состоявшего из марганецсодержащего сырья и высокосолевого каменного угля при непрерывном, устойчивом и легко регулируемом бесшлаковом процессе. Выплавка комплексного сплава проводилась по разработанной технологии коллективом учёных Химико-металлургического института им. Ж. Абишева.

Технологический процесс выплавки вели непрерывным способом, с загрузкой шихты по мере усадки колошника. Шихтовые материалы загружали вокруг электрода с поддержанием конуса. Сплав выпускали в чугунные изложницы расположенные каскадом по 6 раз за

смену. Металл каждого выпуска взвешивали, после чего отбирали пробы от каждого выпуска (от слитка) на химический анализ.



1 – электроды; 2 – исходная шихта; 3 – зона размягченной шихты; 4 – переходная зона; 5 – пристенный гарнисаж; 6 – реакционная зона; 7 – расплав; 8 – металлокарбидная настель.

Рис. 4 - Строение ванны руднотермической печи с мощностью трансформатора

Предварительно были рассчитаны составы сырьевых материалов для каждого периода плавки. Расчет состава шихтовых материалов был принят с условием получения стандартных марок ферросиликоалюминия (ФС 45А15 и ФС55А15) с содержанием марганца в пределах 10-30%. Коэффициенты распределения элементов между продуктами плавки необходимые для расчета шихты приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Коэффициенты распределения элементов между продуктами плавки

Продукты плавки	Элемент						
	Mn	Si	Al	Fe	Ca	Mg	P
Сплав	90	90	80	99,5	20	10	90
Шлак	–	–	–	–	–	–	–
Улёт	10	10	20	0,5	80	90	10

Данная кампания проводилась в четырех вариантах при рабочем напряжении во всех сериях 24,2 В, на шихте, составленной из

углистых пород месторождения «Сарыадыр» разной зольности, марганцевой руды месторождения Западный Камыс без добавок в шихту кварцита. Марганцевая руда по гранулометрическому составу соответствовала фракций +8 – 16мм, а углистая порода +20 – 40 мм. Кампанию проводили в четыре варианта плавов (периоды) со следующим содержанием в колошах шихтовых материалов в кг: для I-го варианта высокозольного угля-20, марганцевой руды-4,5; для II-го варианта угля-20, марганцевой руды-5,5; для III-го варианта угля-20, марганцевой руды-3,5 и для IV-го варианта угля-20, марганцевой руды-2,5. Технические составы пород и химические составы шихтовых материалов приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Технические и химические составы шихтовых материалов

Материал	Содержание, %									
	A ^c	V ^c	W	Mn _{общ}	Fe _{общ}	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P _{общ}
Высокозольный уголь - 1	53,43	17,93	0,44	–	1,17	49,1	39,28	7,15	1,11	0,03
Высокозольный уголь - 2	51,38	16,99	0,73	–	1,7	61,87	34,53	1,78	0,54	0,02
Марганцевая руда	–	–	2,8	26,78	7,37	30,44	3,19	0,07	0,012	0,02

Технологический процесс выплавки в первом периоде характеризовался нестабильным режимом, металл выходил порциями после прошуровки железным прутом, на колошнике периодически появлялись местные прорывы газа (свищи), наблюдался избыток восстановителя. Корректировку шихты произвели добавкой в калошу 2 кг марганцевой руды. Первый период в основном проходил при холодной печи и этот период характеризовался большим расходом материалов для заполнения ванны печи. Во втором периоде состав

колоши несколько изменили, (в кг): углистой породы – 20, марганцевой руды – 5,5. Технологический процесс во втором периоде в целом удовлетворителен: скачков токовой нагрузки не наблюдалось, нагрузка на электроде была стабильной и составляла 200А. Разделка леточного отверстия не вызывала затруднений, металл выходил активно, одной порцией.

Израсходовано за кампанию в сумме следующее количество шихтовых материалов (в кг): высокосолевого угля – 738, марганцевой руды – 194. Средний химический состав сплава по периодам и за кампанию в целом приведен в таблице 5.

Таблица 5 - Средний химический состав сплава за кампанию и по периодам.

Вариант плавов	Si	Al	Mn	P	Fe
I	33,24	17,42	30,23	0,06	9,17
II	42,32	16,0	24,0	0,06	10,36
III	44,86	21,15	20,01	0,05	9,80
IV	46,33	19,91	13,64	0,03	12,97
За кампанию	42,03	18,99	21,49	0,05	10,59

Общий расход электроэнергии за кампанию составил 1900 кВт·час. При этом за всю кампанию было получено 183,45 кг сплава.

Таблица 6 – Поплавочный химический состав сплава по периодам.

При этом степень извлечения основных элементов в сплав составило, %: Mn - 90,87; Si – 83,53; Al – 76,57; Fe – 99,96; P – 91,16; Ca – 15,08. Техничко-экономические показатели по выплавке алюмосиликомарганца за кампанию представлены в таблице 6.

Таблица 6. Техничко-экономические показатели выплавки алюмосиликомарганца в крупнолабораторной электропечи мощностью трансформатора 200 кВ·А

№ п/п	Показатели	периоды			
		1	2	3	4
1	Время работы, сут.	0,75	0,58	1	0,83
2	Количество плавов, шт.	9	7	12	10
3	Задано шихты, кг:				
	Марганцевая руда (Западный Камыс)	72,5	31,5	48,4	41,5
	Углистая порода	248	100	200	190
4	Получено металла, физ. кг	22,3	30,1	58,85	72,2
5	Химический состав металла, %				
	Mn	30,23	24	20,01	13,64
	Si	33,24	42,32	44,86	46,33
	Al	17,42	16	21,15	19,91
	Fe	9,17	10,36	9,8	12,97
	P	0,06	0,06	0,05	0,03
	C	0,34	0,33	0,41	0,63
6	Производительность, кг/сут.	29,73	51,90	58,85	86,99
7	Средний вес плавки, кг	2,48	4,3	4,9	7,22
8	Удельный расход материалов, т/т:				
	Марганцевая руда (Западный Камыс)	3,25	1,05	0,82	0,57
	Высокозольный уголь	11,12	3,32	3,39	2,63
9	Извлечение, %				
	Mn	34,53	85,89	90,39	90,87
	Si	17,76	72,97	71,13	83,53
	Al	13,29	42,92	64,32	76,57
0	Расход электроэнергии, кВт·ч/т	24896,8	11322,3	9651,7	6038,8

В результате проведения испытаний по выплавке комплексного сплава – алюмосиликомарганца был получен высококачественный сплав /2/ не подверженный явлению саморассыпания.

Алюмосиликомарганец с содержанием в составе сплава 22% алюминия показан на рисунке 5.



Рис 5 - Содержание алюминия в составе сплава 22%

Таким образом, проведением крупнолабораторных испытаний технологии получения комплексного ферросплава «Алюмосиликомарганец» были получены следующие результаты:

1. Впервые в отечественной практике в крупнолабораторном масштабе отработана по разработанной технологии в Химико-металлургическом институте им. Ж. Абишева технология выплавки нового комплексного ферросплава «Алюмосиликомарганец» с использованием высокосолевых углей месторождения «Сарыадыр».

2. В качестве восстановителя и основного источника кремния и алюминия использовали высокосолевые угли месторождения Сарыадыр.

В крупнолабораторных условиях установлена принципиальная возможность получения нового вида нерассыпающегося комплексного сплава, по химическому составу отличающегося высоким содержанием алюминия в сравнении с аналоговыми работами, из высокосолевого угля и марганцевой руды месторождения Западный Камыс.

ЛИТЕРАТУРА

1. Букетов Е.А., Габдулин Т.Г., Байсанов С.О., Нурумғалиев А.Х., Ермагамбетов Б.Т., Такенов Т.Д. Шихта для выплавки ферросиликоалюминия. Авторское свидетельство № 325099 от 23 марта 1987 г.
2. Набиев М.А., Байсанов С.О., Толымбеков М.А., Мухаметғалиев Е.К., Байсанов А.С. Сплав (AlSiMn) Инновационный Патент РК № 26607. Зарегистрировано 25.12.2012 г.

УДК 533.9

ВЫЧИСЛИТЕЛЬНЫЙ АЛГОРИТМ МЕТОДА КРУПНЫХ ЧАСТИЦ ДАВИДОВА ДЛЯ РАСЧЕТА ПРОДОЛЬНЫХ КОЛЕБАНИЙ ПЫЛЕВОЙ ПЛАЗМЫ

Чечейбаев А.Б., Чечейбаев Б.

КНУ им. Баласагына

Согласно работе [1], пылевая плазма представляет собой ионизованный газ, содержащий заряженные частицы конденсированного вещества. Пыль и пылевая плазма широко распространены в космосе, в планетных кольцах, хвостах комет, в межпланетных и межзвездных облаках и др. В последние три десятилетия пылевая плазма активно исследуется в лабораторных условиях, как теоретическая база для разработки новых нанотехнологий.

Одним из мощных методов исследования современных проблем науки и техники является вычислительный эксперимент, реализуемый на современных персональных компьютерах и многопроцессорных вычислительных комплексах. Одним из ярких методов вычислительного эксперимента является метод крупных частиц, разработанный крупным советским и российским ученым Ю.М. Давыдовым [2 и др.]. С помощью метода крупных частиц успешно решены и решаются сложные нелинейные проблемы газовой динамики, гидродинамики, физики плазмы, нефтегазового дела,

машиностроения, магнитной гидродинамики, экологии, механики катастроф и т.д. [2 и др.]

Изложим ниже алгоритм метода крупных частиц для расчета продольных колебаний пылевой плазмы на базе физической и математической модели, изложенной в фундаментальной статье академика В.Е. Фортова и его коллег [1].

Рассматривается динамика пылевых частиц в плазме. Математическая модель состоит из соответствующих уравнений закона сохранения массы и импульса, уравнения Пуассона.

Уравнения для пылевой компоненты:

$$\begin{aligned} \frac{\partial n_d}{\partial t} + \frac{\partial}{\partial x} (n_d \cdot u_d) &= 0, \\ \frac{\partial u_d}{\partial t} + u_d \cdot \frac{\partial u_d}{\partial x} &= -\frac{e \cdot Z_d}{m_d} \cdot \frac{\partial \phi}{\partial x} - \frac{1}{m_d \cdot n_d} \cdot \frac{\partial p_d}{\partial x} - \sum_{j=e,p,n,g} u_{d,j} \cdot (u_d - u_j) \end{aligned} \quad (1)$$

Уравнения для электронной компоненты:

$$\begin{aligned} \frac{\partial n_e}{\partial t} + \frac{\partial}{\partial x} (n_e \cdot u_e) &= Q_{Ie} - Q_{Le}, \\ \frac{\partial u_e}{\partial t} + u_e \cdot \frac{\partial u_e}{\partial x} &= \frac{e}{m_e} \cdot \frac{\partial \phi}{\partial x} - \frac{1}{m_e \cdot n_e} \cdot \frac{\partial p_e}{\partial x} - \frac{u_e}{n_e} \cdot \tilde{Q}_{Le} - \sum_{j=p,n,g} u_{e,j} \cdot (u_e - u_j) \end{aligned} \quad (2)$$

Уравнения для компоненты «положительный ион»:

$$\begin{aligned} \frac{\partial n_p}{\partial t} + \frac{\partial}{\partial x} (n_p \cdot u_p) &= Q_{Ip} - Q_{Lp}, \\ \frac{\partial u_p}{\partial t} + u_p \cdot \frac{\partial u_p}{\partial x} &= -\frac{e}{m_p} \cdot \frac{\partial \phi}{\partial x} - \frac{1}{m_p \cdot n_p} \cdot \frac{\partial p_p}{\partial x} - \frac{u_p}{n_p} \cdot \tilde{Q}_{Lp} - \sum_{j=e,n,g} u_{p,j} \cdot (u_p - u_j) \end{aligned} \quad (3)$$

Уравнения для компоненты «отрицательный ион»:

$$\begin{aligned} \frac{\partial n_n}{\partial t} + \frac{\partial}{\partial x} (n_n \cdot u_n) &= Q_{In} - Q_{Ln}, \\ \frac{\partial u_n}{\partial t} + u_n \cdot \frac{\partial u_n}{\partial x} &= \frac{e}{m_n} \cdot \frac{\partial \phi}{\partial x} - \frac{1}{m_n \cdot n_n} \cdot \frac{\partial p_n}{\partial x} - \frac{u_n}{n_n} \cdot \tilde{Q}_{Ln} - \sum_{j=e,p,g} u_{n,j} \cdot (u_n - u_j), \end{aligned} \quad (4)$$

где n_d , n_e , n_p , n_n – концентрации пылевых частиц, электронов, положительных ионов и отрицательных ионов соответственно; $u_{d,e}$,

$u_{d,n}, \dots$ - эффективные частоты столкновений; u_d, u_e, u_p, u_n - соответствующие скорости движения; m_d, m_e, m_p, m_n - соответствующие массы частицы каждой компоненты; p_d, p_e, p_p, p_n - давления соответствующих компонент;

ϕ - электрический потенциал; e - элементарный заряд; Q_{Ie}, Q_{Ip}, Q_{In} - рождение соответствующих компонент; Q_{Le}, Q_{Lp}, Q_{Ln} - гибель соответствующих компонент. Здесь рождение: ионизация плазмы, термоэмиссия, вторичная электронная эмиссия [1]. Гибель: объемная рекомбинация, уход на стенки камеры, поглощение пылевыми частицами и т.д. В правых частях уравнений (1) – (4) учтена электрическая сила в поле волны, давления пылевой компоненты и компонент плазмы, а также передача импульса за счет столкновений пылевых частиц с электронами и ионами и нейтральными частицами характеризующаяся эффективными частотами [1].

Уравнения для кинетики заряда пылевых частиц:

$$\frac{\partial z_d}{\partial t} + u_d \cdot \frac{\partial z_d}{\partial x} = \sum_j I_j \quad (5)$$

Согласно статье [1], кинетика заряда пылевых частиц описывается в рамках двух подходов – теории приближения ограниченного орбитального движения и теории диффузионного режима. Здесь мы будем пренебрегать некоторыми способами зарядки, например, фотоэлектронной эмиссией и вторичной электронной эмиссией, которые менее существенны при рассмотрении задач динамики низкотемпературной плазмы.

Уравнения (1) - (5) необходимо дополнить уравнением состояния, которое в простейшем случае записывается так [1]:

$$p_j = \text{Const}_j \cdot n_j^{\sigma_j}, \quad (6)$$

где показатель степени $\sigma_j = 1$ соответствует изотермическим колебаниям j - й компоненты, а $\sigma_j = 5/3$ – адиабатическим.

Уравнение Пуассона в системе СГС имеет следующий вид:

$$\frac{\partial^2 \phi}{\partial x^2} = -4\pi e \cdot [n_p - n_n - n_e + Z_d \cdot n_d] \quad (7)$$

В рамках теории приближения ограниченного орбитального движения (OML - Orbit motion limited [1]), т.е. при $a \leq \lambda_D \leq l_{i(e)}$, потоки электронов и ионов на поверхность пылевой частицы вычисляется так:

$$I_e = \sqrt{8 \cdot \pi} \cdot a^2 \cdot n_e \cdot u_{Te} \cdot \exp \left[\frac{e \cdot \phi_s}{T_e} \right], \quad (8)$$

$$I_i = \sqrt{8 \cdot \pi} \cdot a^2 \cdot n_i \cdot u_{Ti} \cdot \exp \left[1 - \frac{e \cdot \phi_s}{T_i} \right], \quad (9)$$

где $u_{Te} = \sqrt{\frac{T_e}{m_e}}$, $u_{Ti} = \sqrt{\frac{T_i}{m_i}}$, $\phi_s = -\frac{T_e}{e}$ – связанный с зарядом стационарный потенциал поверхности пылевой частицы; T_e – температура электрона в энергетических единицах; λ_D – радиус Дебая; l_i, l_e – длины свободного пробега ионов и электронов.

В рамках теории зарядки в диффузионном режиме, т.е. при $l_{i(e)} \ll \lambda_D$ имеем:

$$I_p = 4\pi r^2 \left[n_p \cdot \mu_p \cdot \frac{d\phi}{dr} + D_p \cdot \frac{dn_p}{dr} \right], \quad (10)$$

$$I_e = -4\pi r^2 \left[n_e \cdot \mu_e \cdot \frac{d\phi}{dr} + D_e \cdot \frac{dn_e}{dr} \right], \quad (11)$$

$$I_n = -4\pi r^2 \left[n_n \cdot \mu_n \cdot \frac{d\phi}{dr} + D_n \cdot \frac{dn_n}{dr} \right], \quad (12)$$

где μ_e, μ_n, μ_p – подвижности частиц плазмы, D_e, D_n, D_p – коэффициенты диффузии частиц плазмы.

В случае, если выполняется условие $l_i \leq \lambda_D \leq l_e$, то для расчета потока электронов I_e применяем теорию OML, а для оценки потока ионов I_i будем использовать теорию диффузионного приближения.

Согласно [1], дебаевский радиус рассчитывается так:

$$\lambda_{Dn} = \sqrt{\frac{T_i}{4 \cdot \pi \cdot e^2 \cdot n_n}}, \quad \lambda_{De} = \sqrt{\frac{T_e}{4 \cdot \pi \cdot e^2 \cdot n_e}}, \quad \lambda_{Dp} = \sqrt{\frac{T_i}{4 \cdot \pi \cdot e^2 \cdot n_p}}. \quad (13)$$

Тогда линеаризованный дебаевский радиус:

$$\lambda_D = \frac{1}{\sqrt{\frac{1}{\lambda_{De}^2 + \lambda_{Dn}^2 + \lambda_{Dp}^2}}}. \quad (14)$$

Оценочные формулы для длин свободного пробега:

$$l_{ee} = \frac{(k_B \cdot T_e)^2}{4 \cdot \pi \cdot e^4 \cdot n_e \cdot L_e}, \quad l_{ii} = \frac{(k_B \cdot T_i)^2}{4 \cdot \pi \cdot e^4 \cdot n_e \cdot Z_i^2 \cdot L_i}, \quad l_{ei} = \frac{(k_B \cdot T_e)^2}{4 \cdot \pi \cdot e^4 \cdot n_e \cdot Z_i \cdot L_e}, \quad (15)$$

где Z_i - средний заряд ионов.

Приведем ниже алгоритм метода крупных частиц Давыдова для расчета системы (1) – (6).

На эйлеровом этапе вычисляем значения скоростей для потоков пылевых частиц, электронов, положительных и отрицательных ионов для ячейки с индексом i в момент времени $t = t^k$:

$$\begin{aligned} (u_d)_i^{k+1} &= (u_d)_i^k - \Delta t \cdot (u_d)_i^k \cdot \frac{(u_d)_{i+\frac{1}{2}}^k - (u_d)_{i-\frac{1}{2}}^k}{\Delta x} - \Delta t \cdot \frac{e \cdot (Z_d)_i^k \phi_{i+\frac{1}{2}}^k - \phi_{i-\frac{1}{2}}^k}{m_d \Delta x} - \\ &- \frac{\Delta t}{m_d \cdot (n_d)_i^k} \cdot \frac{(p_d)_{i+\frac{1}{2}}^k - (p_d)_{i-\frac{1}{2}}^k}{\Delta x} - \Delta t \sum_{j=e,p,n,g} (u_{d,j})_i^k \cdot [(u_d)_i^k - (u_j)_i^k], \\ (u_e)_i^{k+1} &= (u_e)_i^k - \Delta t \cdot (u_e)_i^k \cdot \frac{(u_e)_{i+\frac{1}{2}}^k - (u_e)_{i-\frac{1}{2}}^k}{\Delta x} + \frac{\Delta t \cdot e \phi_{i+\frac{1}{2}}^k - \phi_{i-\frac{1}{2}}^k}{m_e \Delta x} - \\ &- \frac{\Delta t}{m_e (n_e)_i^k} \frac{(p_e)_{i+\frac{1}{2}}^k - (p_e)_{i-\frac{1}{2}}^k}{\Delta x} - \frac{\Delta t (u_e \tilde{Q}_{Le})_i^k}{(n_e)_i^k} - \Delta t \sum_{j=p,n,g} (u_{e,j})_i^k [(u_e)_i^k - (u_j)_i^k] \\ (u_p)_i^{k+1} &= (u_p)_i^k - \Delta t \cdot (u_p)_i^k \cdot \frac{(u_p)_{i+\frac{1}{2}}^k - (u_p)_{i-\frac{1}{2}}^k}{\Delta x} - \frac{\Delta t \cdot e \phi_{i+\frac{1}{2}}^k - \phi_{i-\frac{1}{2}}^k}{m_p \Delta x} - \\ &- \frac{\Delta t}{m_p (n_p)_i^k} \frac{(p_p)_{i+\frac{1}{2}}^k - (p_p)_{i-\frac{1}{2}}^k}{\Delta x} - \frac{\Delta t (u_p \tilde{Q}_{Lp})_i^k}{(n_p)_i^k} - \Delta t \sum_{j=e,n,g} (u_{p,j})_i^k [(u_p)_i^k - (u_j)_i^k] \\ (u_n)_i^{k+1} &= (u_n)_i^k - \Delta t \cdot (u_n)_i^k \cdot \frac{(u_n)_{i+\frac{1}{2}}^k - (u_n)_{i-\frac{1}{2}}^k}{\Delta x} + \frac{\Delta t \cdot e \phi_{i+\frac{1}{2}}^k - \phi_{i-\frac{1}{2}}^k}{m_n \Delta x} - \end{aligned} \quad (16)$$

$$-\frac{\Delta t}{m_n(n_n)_i^k} \frac{(p_n)_{i+\frac{1}{2}}^k - (p_n)_{i-\frac{1}{2}}^k}{\Delta x} - \frac{\Delta t (u_n \tilde{Q}_{Ln})_i^k}{(n_n)_i^k} - \Delta t \sum_{j=e,n,g} (u_{n,j})_i^k [(u_n)_i^k - (u_j)_i^k]$$

Далее, используя, например, алгоритм Томаса [5], численно решаем уравнение Пуассона. Для уравнения Пуассона ставятся краевые условия – задаются значения электрического потенциала на краях области интегрирования.

На лагранжевом и заключительном этапах метода крупных частиц Давыдова определяются «потoki масс» - потоки частиц - составляющих пылевой плазмы и определяются новые значения концентраций в момент времени $t = t^{k+1}$:

$$(n_d)_i^{k+1} \cdot \Delta x = (n_d)_i^k \cdot \Delta x + (\Delta M_d)_{i-\frac{1}{2}}^k - (\Delta M_d)_{i+\frac{1}{2}}^k, \quad (17)$$

$$(n_e)_i^{k+1} \cdot \Delta x = (n_e)_i^k \cdot \Delta x + (\Delta M_e)_{i-\frac{1}{2}}^k - (\Delta M_e)_{i+\frac{1}{2}}^k + [(Q_{Ie})_i^k - (Q_{Le})_i^k] \Delta x \Delta t,$$

$$(n_p)_i^{k+1} \cdot \Delta x = (n_p)_i^k \cdot \Delta x + (\Delta M_p)_{i-\frac{1}{2}}^k - (\Delta M_p)_{i+\frac{1}{2}}^k + [(Q_{Ip})_i^k - (Q_{Lp})_i^k] \Delta x \Delta t,$$

$$(n_n)_i^{k+1} \cdot \Delta x = (n_n)_i^k \cdot \Delta x + (\Delta M_n)_{i-\frac{1}{2}}^k - (\Delta M_n)_{i+\frac{1}{2}}^k + [(Q_{In})_i^k - (Q_{Ln})_i^k] \Delta x \Delta t,$$

где потоки частиц вычисляются, например, так:

$$(\Delta M_e)_{i-\frac{1}{2}}^k = \langle n_e \rangle_{i-\frac{1}{2}}^k \cdot \langle u_e \rangle_{i-\frac{1}{2}}^k \cdot \Delta t, \quad (\Delta M_e)_{i+\frac{1}{2}}^k = \langle n_e \rangle_{i+\frac{1}{2}}^k \cdot \langle u_e \rangle_{i+\frac{1}{2}}^k \cdot \Delta t, \quad (18)$$

здесь индексы $i - \frac{1}{2}$ и $i + \frac{1}{2}$ относятся к границе эйлеровых ячеек.

Значения концентраций и скоростей на границах ячеек могут быть вычислены при использовании, например, формул порядка точности, учитывающих направление потока частиц. Здесь могут быть применены функции Давыдова D_i^k , принимающие значения нуль или единица в зависимости от того, втекают или вытекают компоненты пылевой плазмы в эйлерову ячейку через заданную ее границу [2 и др.]. Далее, используя уравнения состояния типа политропы (6), находим новые значения давлений компонент.

Таким образом, мы вкратце описали алгоритм метода крупных частиц Давыдова для расчета продольных колебаний пылевой плазмы при использовании в кинетике зарядки пылевых частиц теории приближения ограниченного орбитального движения и теории зарядки в диффузионном режиме.

ЛИТЕРАТУРА

1. Фортов В.Е. Храпак А.Г., Храпак С.А., Молотков В.И., Петров О.Ф. Пылевая плазма. // Успехи физических наук, 2004. Т. 174. №5. – С. 495-544.
2. Ю.М. Давыдов. Крупных частиц метод. В кн.: Математическая энциклопедия. Т. 3. – Москва: Советская энциклопедия, 1982. – С. 125-129.
3. Ю.М. Давыдов, Б. Чечейбаев, И.М. Давыдова, и др. Исследование актуальных проблем механики и машиностроения. // Под ред. Ю.М. Давыдова, в 5-ти томах. – М.: НАПН РФ, 1995. - 1658 с.
4. Овчинников К.Н., Силин В.П., Урютин С.А. Филаментация и вынужденное рассеяние Мандельштама-Бриллюэна в турбулентной плазме. // ЖЭТФ, 1998, том 113, вып. 2, с. 629-645.
5. Joe D. Hoffman. Numerical methods for engineers and scientists. 2nd edition. - New-York: Marcel Dekker Inc. – 384 p.
6. Chung P.M., Talbot L., Touryan K.J. Electric probes in stationary and flowing plasmas: theory and application. – New York: Springer-Verlag, 1975.

УДК 533.9

**РАСЧЕТ МЕТОДОМ КРУПНЫХ ЧАСТИЦ КОРОННОГО РАЗРЯДА В
ВОЗДУХЕ В РАМКАХ УНИПОЛЯРНОЙ МОДЕЛИ И
ЦИЛИНДРИЧЕСКОЙ ГЕОМЕТРИИ**

Чечейбаев А.Б.

Университет Центральной Азии, г. Бишкек

В настоящее время метод крупных частиц (МКЧ), разработанный крупным российским ученым Ю.М.Давыдовым, является одним из лучших представителей методов современного вычислительного эксперимента и позволяет численно решать сложные задачи науки и технологий [1, 2]. Наряду с такими широко известными в мире вычислительными методами, как метод конечных объемов и метод конечных элементов, метод крупных частиц успешно используется при решении сложных задач газовой динамики, магнитной гидродинамики, физики плазмы, нефтегазового дела, экологии, машиностроения и др. [3 и др.]

Современные технологии электрической очистки газа в мире предъявляют требования по разработке и усовершенствованию физических, математических и вычислительных моделей процессов очистки газа в электрических фильтрах [5 и др.]. В данных работах рассматриваются оба вида электрических видов - пластинчатый и цилиндрический.

Принципиально цилиндрические электрические фильтры состоят из двух электродов, сконструированных в виде двух концентрических

цилиндров, внутренний из которых служит электродом короны, а внешний – осаждающим электродом.

Основная идея очистки газов от дисперсных его составляющих (мелкие частицы пыли и аэрозолей) заключается в следующем. На поверхность электрода короны подается высоко напряжение (обычно в пределах 20-70 кВ), достаточное для создания электрического пробоя в газах, наступающего при электрическом поле около 31,2 кВ/см. В результате, в воздухе появляются свободные ионы и электроны, которые заряжают мелкие частицы пыли или аэрозоля. Заряженные дисперсные частицы, затем, двигаясь в сторону осаждающего электрода, собираются на коллекторе у его поверхности. Коэффициент очистки газов современных электрических фильтров в мире находится в пределах 99%.

При расчете газодинамики, динамики электрических зарядов и зарядки аэрозольных частиц в электрических фильтрах в настоящее время чаще всего используют так называемую униполярную модель зарядки, когда пренебрегают тонким слоем плазмы (рис.1), возникающим при электрическом пробое в газах [5 и др.]

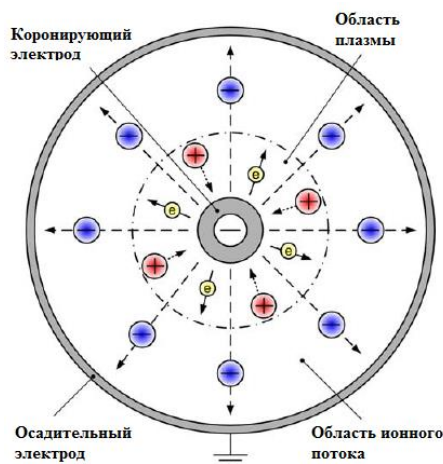


Рис 1. Схематическое изображение электрического пробоя в цилиндрическом электрическом фильтре.

Униполярная математическая модель динамики короны в цилиндрической геометрии состоит из уравнения неразрывности для электрического заряда и уравнения Пуассона и соотношения для электрического поля:

$$r \cdot \frac{\partial \rho}{\partial t} + \frac{\partial}{\partial r} (r \cdot \rho \cdot Z_i \cdot E) = 0, \quad (1)$$

$$\frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left(r \cdot \frac{\partial \varphi}{\partial r} \right) = - \frac{\rho}{\varepsilon_0}, \quad (2)$$

$$E = - \frac{\partial \varphi}{\partial r}, \quad (3)$$

где r – радиальная переменная, t – время, ρ – плотность электрического поля, Z_i – коэффициент подвижности заряда, E – электрическое поле, φ – электрический потенциал, ε_0 – электрическая постоянная.

В начальный момент времени предполагается, что в электрическом фильтре отсутствуют электрические заряды. На коронирующем электроде $r = r_a$ ставятся граничные условия: $\rho = \rho_a = const$, $\varphi = \varphi_a = const$, или вместо последнего - условие $E = E_a = const$. На осаждающем электроде $r = r_b$ ставятся условия $\varphi = 0$ и $\frac{\partial \rho}{\partial r} = 0$.

Для решения системы (1) – (3) используется метод крупных частиц совместно с алгоритмом Томаса [7]. Здесь алгоритм Томаса используется для решения системы линейных алгебраических уравнений трехдиагонального вида, возникающего при решении уравнения Пуассона. Автором данной статьи был разработан вычислительный алгоритм, составлена программа на М-языке системы MATLAB и проведены вычислительные эксперименты, некоторые результаты которых приводятся ниже.

Исходная система (1) – (3) была обезразмерена путем введения характерных параметров задачи: $l_0 = 10^{-2}$ м – характерная длина,

$\varphi_0 = 10^4$ В – характерный электрический потенциал, $E_0 = 10^6$ В/м – характерное электрическое поле, $\rho_0 = 10^{-4} \frac{\text{Кл}}{\text{м}^3}$ – характерный электрический заряд, $Z_0 = 10^{-3} \frac{\text{м}^2}{\text{В} \cdot \text{с}}$ – характерная подвижность электрического заряда, $t_0 = 10^{-5}$ с – характерное время, $(\varepsilon_0)_0 = 10^{-12} \frac{\text{Ф}}{\text{м}}$. Тогда размерная и безразмерная части физических параметров задачи будут соотноситься друг с другом таким образом: $r = \tilde{r} \cdot l_0$, $t = \tilde{t} \cdot t_0$, $E = \tilde{E} \cdot E_0$, $\varphi = \tilde{\varphi} \cdot \varphi_0$, $Z = \tilde{Z} \cdot Z_0$, $\rho = \tilde{\rho} \cdot \rho_0$.

На всех графиках (рис 2 – рис. 11), представленных в данной статье, принимались следующие исходные данные задачи. Радиус коронирующего электрода был принят равным $r_a = 1$ мм, радиус осаждающего электрода равен $r_b = 10$ см, коэффициент подвижности электрического заряда равен подвижности положительного иона воздуха: $Z_i = 1,5 \cdot 10^{-4} \frac{\text{м}^2}{\text{В} \cdot \text{с}}$. На поверхности коронирующего электрода $r = r_a$ инжектируемый в межцилиндрическое пространство объемный электрический заряд был принят равным $\rho_a = 10^{-4} \frac{\text{Кл}}{\text{м}^3}$. Длина трубчатых электродов равна 83 см.

Ниже приводятся результаты проведенных расчетов с помощью метода крупных частиц – распределения униполярного электрического заряда, униполярного электрического тока, электрического поля и электрического потенциала при трех различных моментах безразмерного времени, а также проводится сравнение с аналитическим решением, полученным для установившегося потока в докторской диссертации Кристиана Любберта [5] и монографии Ю.П. Райзера [6].

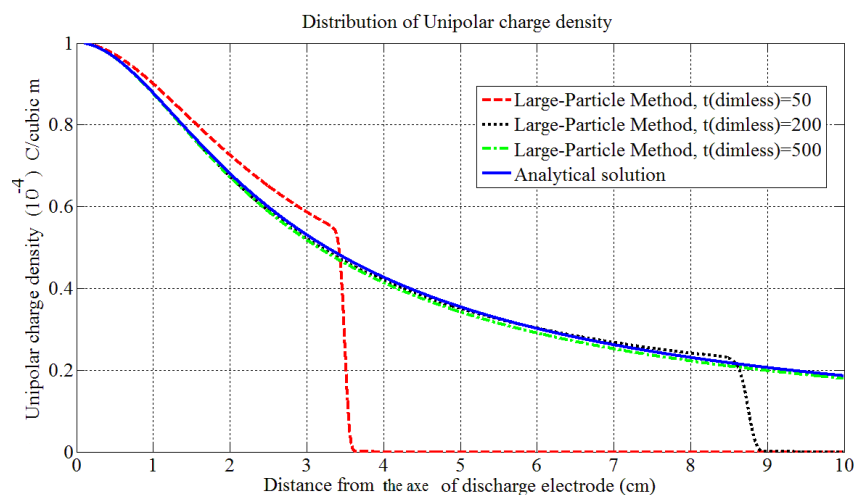


Рис 2. Распределения униполярного объемного электрического заряда (МКЧ) и аналитическое решение задачи.

На рис. 2 - рис. 8 по горизонтальной оси отложено расстояние от оси электрода короны до заданной точки.

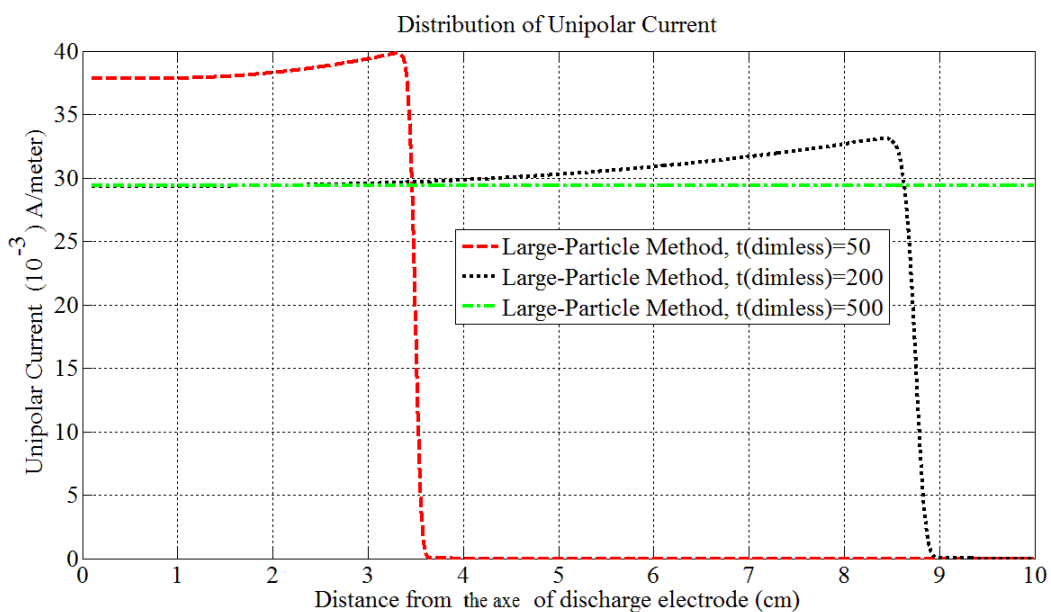


Рис 3. Распределения электрического тока (МКЧ) при трех различных безразмерных моментах времени.

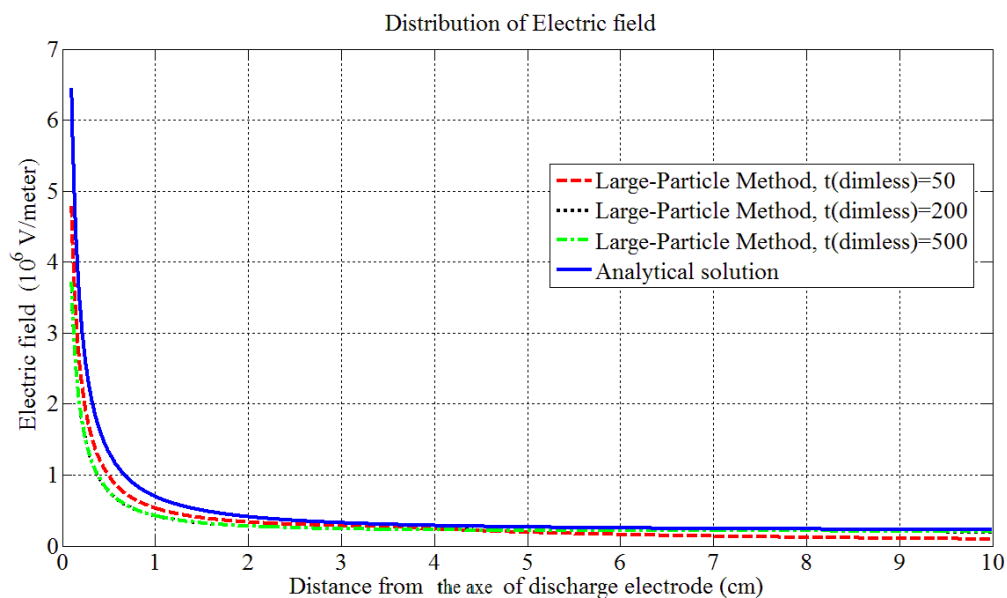


Рис 4. Распределения электрического поля (МКЧ) и аналитическое решение задачи из [5].

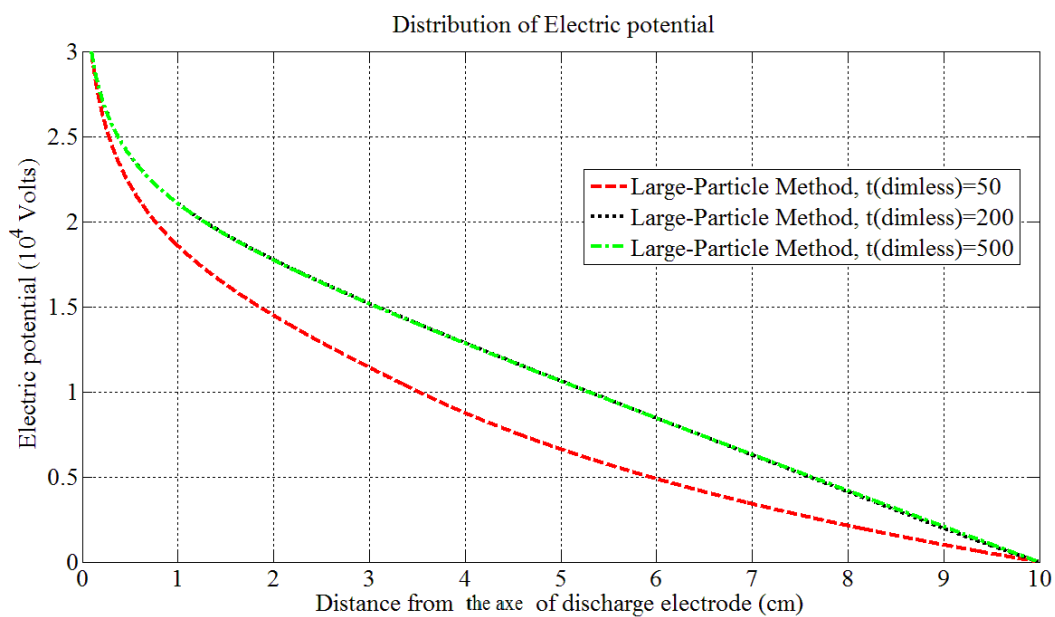


Рис 5. Распределения электрического потенциала (МКЧ) при трех различных безразмерных моментах времени.

Из рис. 2 и рис. 3 видно, что при безразмерном $\tilde{t} = 500$ или при абсолютном времени $t = \tilde{t} \cdot t_0 = 5 \cdot 10^{-3}$ с, достигается процесс

установления: величина электрического тока постоянна всюду в области интегрирования $[r_a; r_b]$.

В настоящее время одной из бурно развивающихся направлений науки является пылевая плазма, имеющая практические приложения в космологии, цементной промышленности, покраске автомобилей, очистке газов и др. Основную роль в описании процесса зарядки дисперсных частиц в электрическом поле играет здесь теория зарядки пылевых частиц. Основоположными работами в теории зарядки пылевых частиц являются работы M. Pauthenier and M. Moreau-Hanot (1932), R.A. Fjeld and A.R. McFarland (1989), A. Lawless (1996) и др.

В модели зарядки M. Pauthenier and M. Moreau-Hanot основным допущением является то, что каждая пылевая частица мгновенно заряжается до границы полевой зарядки [5], т.е.

$$\rho_p = c \cdot \left(\frac{3 \cdot \varepsilon_p}{\varepsilon_p + 2} \right) \cdot \left(\frac{E \cdot (d_p)^2}{4 \cdot K_E} \right),$$

где ρ_p - объемная плотность заряда пылевых частиц, c - концентрация пылевых частиц, d_p - диаметр пылевых частиц, ε_p - безразмерный коэффициент относительной электрической проницаемости частиц,

$$K_E = \frac{1}{4 \cdot \pi \cdot \varepsilon_0}.$$

Ниже приводится математическая модель динамики электрических зарядов с учетом зарядки пылевых частиц в рамках теории зарядки M. Pauthenier and M. Moreau-Hanot:

$$r \cdot \frac{\partial \rho}{\partial t} + \frac{\partial}{\partial r} (r \cdot \rho \cdot Z_i \cdot E) = 0, \quad (4)$$

$$\frac{\partial E}{\partial r} + \frac{E}{r} = \frac{1}{\varepsilon_0} \cdot (\rho + \rho_p), \quad (5)$$

Дополнительные характерные параметры задачи выбраны следующими:

$c_0 = 10^{15} \text{ м}^{-3}$ - характерная концентрация пылевых частиц,
 $(d_p)_0 = 10^{-6,5} \text{ м}$ - характерный диаметр пылевых частиц. Введем здесь

коэффициент поверхностной концентрации пылевых частиц:

$$c_s = \frac{c \cdot (d_p)^2}{4 \cdot K_E \cdot \varepsilon_0}.$$

Далее были проведены численные расчеты методом крупных частиц для расчета системы (4) - (5) при условии, что $c_s = 11 \text{ м}^{-1}$.

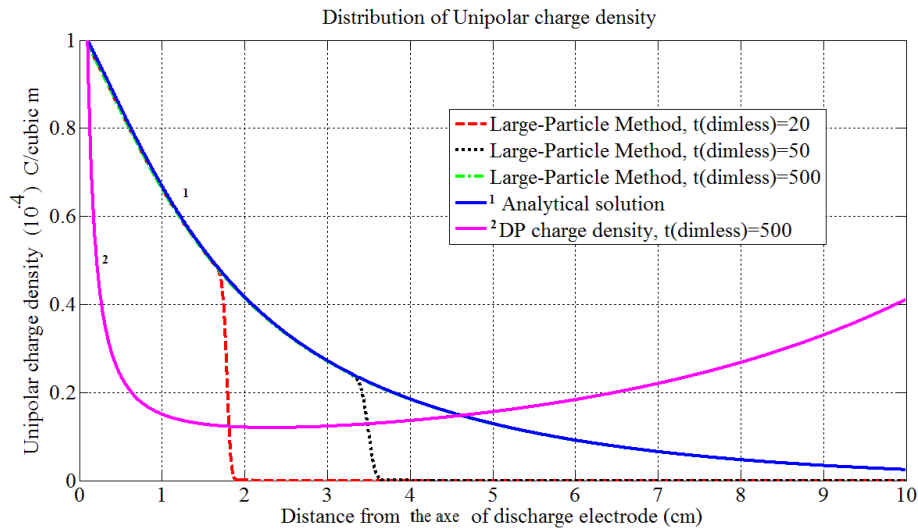


Рис 6. Распределения униполярного объемного электрического заряда (МКЧ), объемного заряда пылевых частиц при различных моментах времени и аналитическое решение задачи [5].

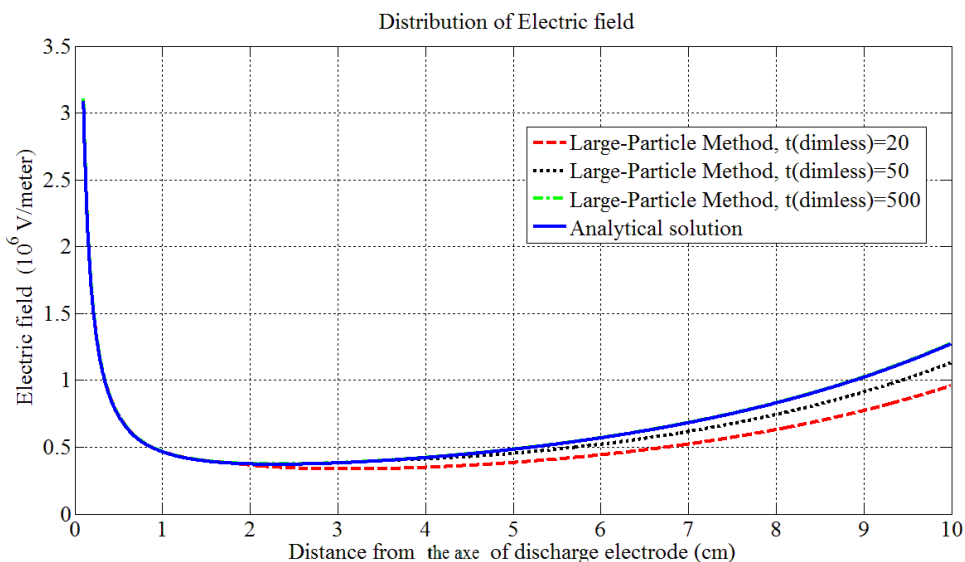


Рис 7. Распределения электрического поля (МКЧ) при различных трех моментах времени и соответствующее аналитическое решение задачи [5].

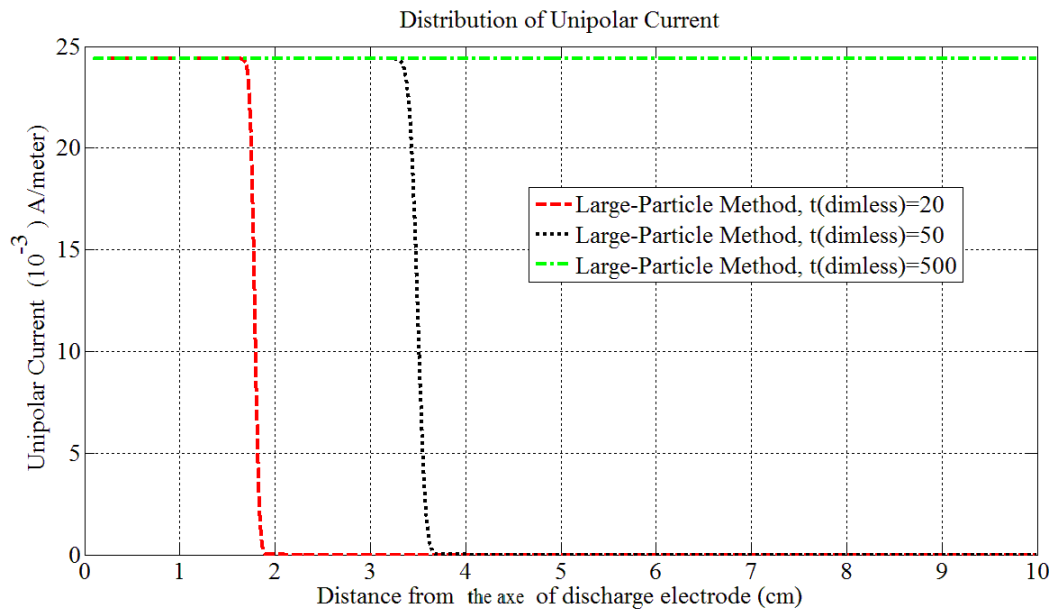


Рис 8. Распределения электрического тока (МКЧ) при различных трех моментах времени.

В качестве следующей рассмотрим задачу о расчете динамики электрического заряда в трубчатом электрическом фильтре при учете объемного заряда пылевых частиц в уравнении Пуассона. Предполагается, что объемный заряд пылевых частиц постоянен. Взаимообменом зарядов между воздухом и пылевыми частицами пренебрегаем. При таких допущениях математическая модель задачи представляет систему, состоящую из уравнения неразрывности для электрического заряда и уравнения Пуассона, записанного в терминах электрического поля и имеющего вид уравнения Риккати:

$$r \cdot \frac{\partial \rho}{\partial t} + \frac{\partial}{\partial r} (r \cdot \rho \cdot Z_i \cdot E) = 0, \quad (6)$$

$$\frac{\partial E}{\partial r} + \frac{E}{r} = \frac{1}{\varepsilon_0} \cdot \left(\frac{I}{2 \cdot \pi \cdot r \cdot L \cdot Z_i \cdot E \cdot \varepsilon_0} + \rho_p \right), \quad (7)$$

где $I = 2 \cdot \pi \cdot r \cdot \rho \cdot L \cdot Z_i \cdot E$ - величина электрического тока.

На коронирующем электроде ставится условие постоянства значений объемного заряда и электрического поля.

Данная задача решена аналитически и представлена в докторской диссертации Кристиана Любберта [5], выражаясь с помощью так называемых W-функций Ламберта:

$$\rho(r) = - \frac{\rho_p}{1 + LambertW_{-1} \left(\frac{\left(\frac{2\pi r_a LZ_i \rho_p}{I} \right) E_a + 1}{\exp \left\{ \left(\frac{2\pi r_a LZ_i \rho_p}{I} \right) \cdot \left(E_a + \frac{\rho_p (r^2 - r_a^2)}{2r_a \varepsilon_0} \right) + 1 \right\}} \right)},$$

$$E(r) = - \frac{I}{2\pi r_a LZ_i \rho_p} \left[1 + LambertW_{-1} \left(\frac{\left(\frac{2\pi r_a LZ_i \rho_p}{I} \right) E_a + 1}{\exp \left\{ \left(\frac{2\pi r_a LZ_i \rho_p}{I} \right) \cdot \left(E_a + \frac{\rho_p (r^2 - r_a^2)}{2r_a \varepsilon_0} \right) + 1 \right\}} \right) \right].$$

Для расчета системы (6) - (7) методом крупных частиц, уравнение (7) было переписано в виде

$$\frac{\partial E}{\partial r} + \frac{E}{r} = \frac{1}{\varepsilon_0} \cdot (\rho + \rho_p) \quad (8)$$

В процессе расщепления системы (6), (8) методом крупных частиц, уравнение (8) численно решалось с помощью метода Рунге-Кутты, используя разностные схемы третьего порядка точности [7]. В данной задаче полагалось, что объемный заряд пылевых частиц равен $\rho_p = 8 \cdot 10^{-5} \frac{\text{Кл}}{\text{м}^3} = \text{const.}$

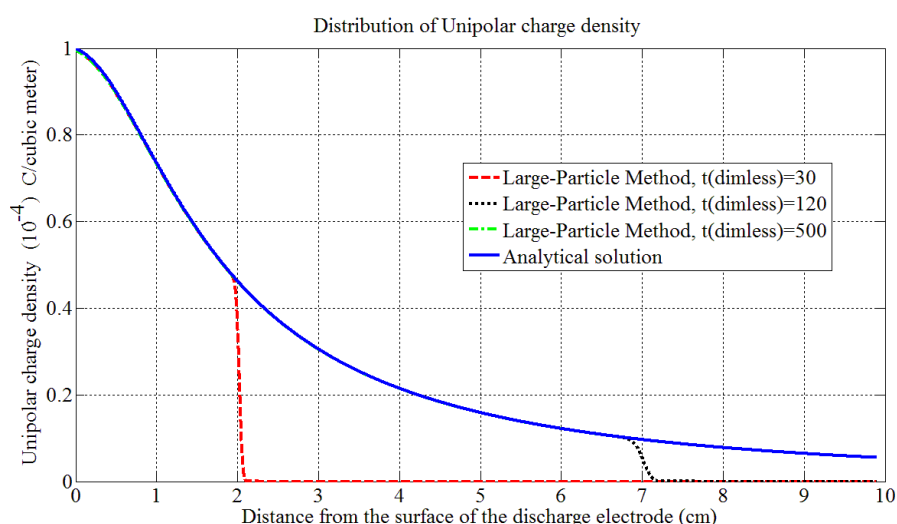


Рис 9. Распределения объемного заряда (МКЧ) при различных трех моментах времени и аналитическое решение.

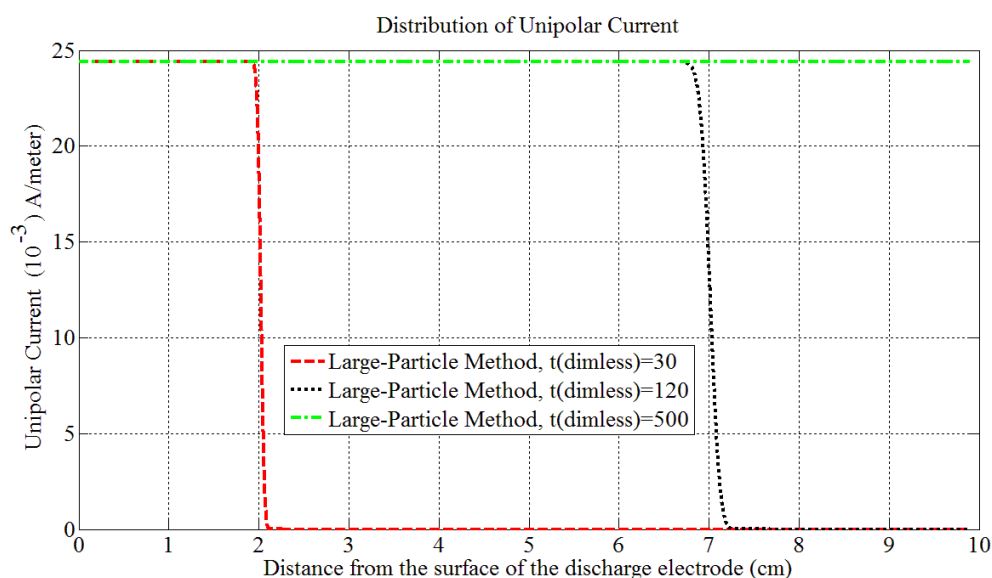


Рис 10. Распределения электрического тока (МКЧ) при различных трех моментах времени.

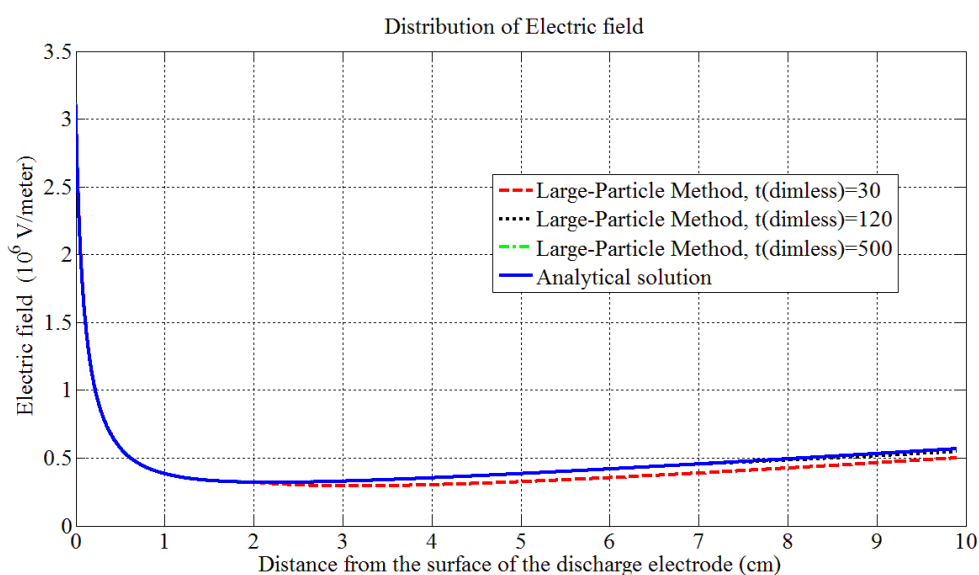


Рис 11. Распределения электрического поля (МКЧ) при различных трех моментах времени и аналитическое решение.

Из вышеприведенных графиков следует, что процесс установления динамики заряда во всех рассмотренных задачах наступает до момента времени 5 миллисекунд, в этот момент времени величина электрического тока постоянна в промежутке между электродами.

Проведенные численные расчеты методом крупных частиц показали высокую точность полученных численных решений при сравнении их с соответствующими аналитическими решениями для случаев установившихся потоков из работ Ch. Luebbert [5] и Yu. Raizer [6].

ЛИТЕРАТУРА

1. Ю.М. Давыдов. Крупных частиц метод. В кн.: Математическая энциклопедия. Т. 3. – Москва: Советская энциклопедия, 1982. – С. 125-129.
2. Yuri M. Davydov. Large-Particle Method. In.: Encyclopaedia of Mathematics, vol.5. -Dordrecht/Boston/London: Kluwer academic publishers, 1990, p.p. 358-360.
3. Ю.М. Давыдов, Б. Чечейбаев, И.М. Давыдова, и др. Исследование актуальных проблем механики и машиностроения. // Под ред. Ю.М. Давыдова, в 5-ти томах. – М.: НАПН РФ, 1995. - 1658 с.
4. Christian Luebbert. Zur Charakterisierung des gequenchten Zustandes im Elektroabscheider. Dissertation zur Erlangung des akademischen Grades eines Doktor-Ingenieurs. – Deutschland: Brandenburgische Technische Universitaet, 2011. – 168 S.
5. Yuri P. Raizer. Gas discharge physics. – Berlin: *Springer Verlag*, 1991.
6. Joe D. Hoffman. Numerical methods for engineers and scientists. 2nd edition. - New-York: Marcel Dekker Inc. – 384 p.
7. Давыдов Ю.М., Чечейбаев А.Б. Моделирование фильтрационных течений в пласте методом крупных частиц при различных моделях фильтрации // Математическое моделирование систем и процессов. Сб. научных трудов. - Пермь: Пермский гос. техн. ун-т, 2000. - С. 11-20.

УДК 622.02

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ ПОЛЗУЧЕСТИ ГЛИНИСТЫХ ГРУНТОВ ПРИ КОМПРЕССИИ

Фалалеев Г.Н

Институт геомеханики и освоения недр НАН КР

Проверка любой теории ползучести сводится к сопоставлению семейства кривых ползучести, которые были определены экспериментально и построены по уравнениям выбранной теории. Для упрощения проверки предпочтительно рассматривать ступенчато-возрастающие с течением времени нагрузки. Здесь же на основе анализа литературных источников используется для описания кривых компрессионной ползучести теория наследственности в виде интегрального уравнения Больцмана–Вольтерра второго рода.

Исследование процессов ползучести и релаксации материала, процессов изменения во времени его свойств под действием различных нагрузок или деформаций вышло на качественно новый уровень. Одним из центральных вопросов является вопрос обоснованного выбора ядер интегральных уравнений наследственной ползучести.

Функция ползучести, представленная в аналитическом виде, должна удовлетворять следующим основным требованиям: иметь малые отклонения от экспериментальных данных; быть достаточно гладкой, т. е. иметь определенное количество производных;

обеспечивать возможность решения интегро-дифференциальных уравнений теории наследственной вязко-упругости.

Нами использована функция ползучести в виде абелева ядра с применением метода переменных модулей /1/. А.М.Линьков и Б.З.Амусин /1/ показали, что для решения задач линейно-наследственной ползучести операторные выражения для упругих постоянных можно заменить обычными алгебраическими выражениями, соответствующими ядру интегрального уравнения. Такой метод решения задач упругости с использованием временных функций вместо упругих постоянных получил название метода переменных модулей. Суть этого метода заключается в приближенном равенстве вида:

$$D\left(\frac{1}{E}\right)f = D\left(\frac{1}{E}f\right), \quad (1)$$

где $D\left(\frac{1}{E}\right)$ – функция временного оператора E , состоящего из упругой постоянной и интегрального оператора; f – произвольная функция координат и времени t ; $D\left(\frac{1}{E}f\right)$ – функция результата действия временного оператора на функцию f .

Впервые этот метод был применен Н.Н.Карелиным и Б.З.Амусиным /2/ при описании кривых ползучести разного типа горных пород с использованием функций ползучести для установления корреляционных связей между реологическими и упругими свойствами.

Из анализа литературных источников установлено, что для грунтов метод переменных модулей был применен при учете реологических свойств грунтов при расчете обделок тоннелей мелкого заложения, сооружаемых с применением укрепительной цементации /3/. Нами такой метод был использован при определении реологических характеристик глинистых грунтов при компрессионной ползучести.

Использование приближенного равенства позволяет при решении задач линейно-наследственной ползучести заменить временные операторы и функции от этих операторов функциями ползучести $D(t)$. Тогда для определения переменных модулей основных упругих констант применяют следующие формулы:

$$E_t = \frac{E}{1 + \Phi t}; \quad \nu_t = 0.5 - \frac{0.5 - \nu}{1 + \Phi t}; \quad G = \frac{E}{1 + \frac{2\Phi t}{2(1+\nu)}} \quad (2)$$

На основании теории ползучести горных пород, предложенной Ж.С.Ержановым, функцию ползучести можно представить в виде

$$\Phi(t) = \frac{\delta t^{1-\alpha}}{1-\alpha} \quad (3)$$

Полученные нами результаты испытаний глинистых грунтов при компрессионной ползучести были обработаны с применением этой функции ползучести.

Обоснованием применимости теории линейно наследственных сред явился линейный характер изохронных кривых глинистого грунта. Значения теоретических деформаций ползучести глинистых грунтов, обработанные по теории наследственной ползучести со степенным ядром Абеля, имели вид:

$$\varepsilon_t = \varepsilon_0 \left(1 + \frac{\delta}{1-\alpha} t^{1-\alpha} \right), \quad (4)$$

где ε_t - текущая деформация на момент времени;

ε_0 - мгновенная деформация при одномерном уплотнении;

δ и α - параметры ползучести.

Логарифмируя выражение (4), получим:

$$\ln \frac{\varepsilon_t - \varepsilon_0}{\varepsilon_0} = (1 - \alpha) \ln t + \ln \frac{\delta}{1 - \alpha} \quad (5)$$

Приведем это выражение к линейному виду:

$$Y = BX + C, \quad (6)$$

$$\text{где } Y = \ln \frac{\varepsilon_t - \varepsilon_0}{\varepsilon_0}; \quad X = \ln t; \quad B = 1 - \alpha; \quad C = \ln \frac{\delta}{1 - \alpha};$$

Отсюда параметры ползучести α и δ определяются следующим образом:

$$\alpha = 1 - B; \delta = B e^C \quad (7)$$

Для удобства определения параметров ползучести α и δ кривые ползучести « ε -t» были перестроены в логарифмические зависимости

$$\ln \frac{\varepsilon_t - \varepsilon_0}{\varepsilon_0} - \ln t$$

В качестве примера здесь приведена только одна таблица экспериментальных и теоретических значений деформаций компрессионной ползучести при нагрузках 0,05 МПа.

Таблица 1. Глинистый грунт, образец №1 суглинок Чон-Арык
компрессионная ползучесть. Нагрузка-0,05 МПа

№ п/п	t, сут	X _i	Y _i	ε (t) 10 ⁻³	ε теор (t) 10 ⁻³	П=(ε теор - ε (t))/ ε (t), %
1	2	3	4	5	6	7
1	0,041	-3,19418	-1,946	4	4,16	-3,94
2	0,083	-2,489	-1,253	4,5	4,35	3,34
3	0,125	-2,079	-1,253	4,5	4,49	0,32
4	0,167	-1,790	-1,253	4,5	4,60	-2,11
5	0,208	-1,570	-0,847	5	4,69	6,28
6	0,292	-1,232	-0,847	5	4,84	3,18
7	1	0,000	-0,560	5,5	5,60	-1,77
8	2	0,693	-0,336	6	6,20	-3,28
9	3	1,099	-0,154	6,5	6,62	-1,92
10	4	1,386	0,000	7	6,97	0,45
11	5	1,609	0,134	7,5	7,26	3,18
12	6	1,792	0,134	7,5	7,52	-0,25
13	7	1,946	0,134	7,5	7,75	-3,33

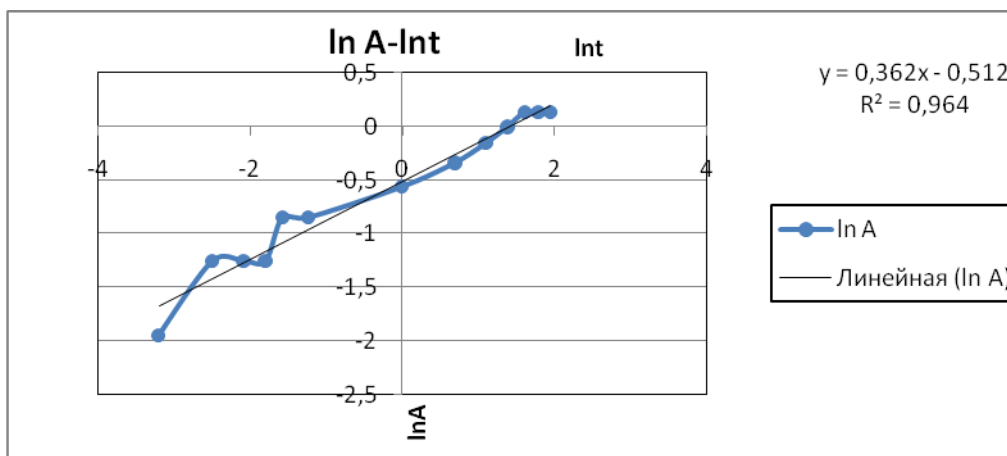


Рис. 1. Кривые ползучести глинистого грунта в логарифмических координатах при напряжении 0,05 МПа

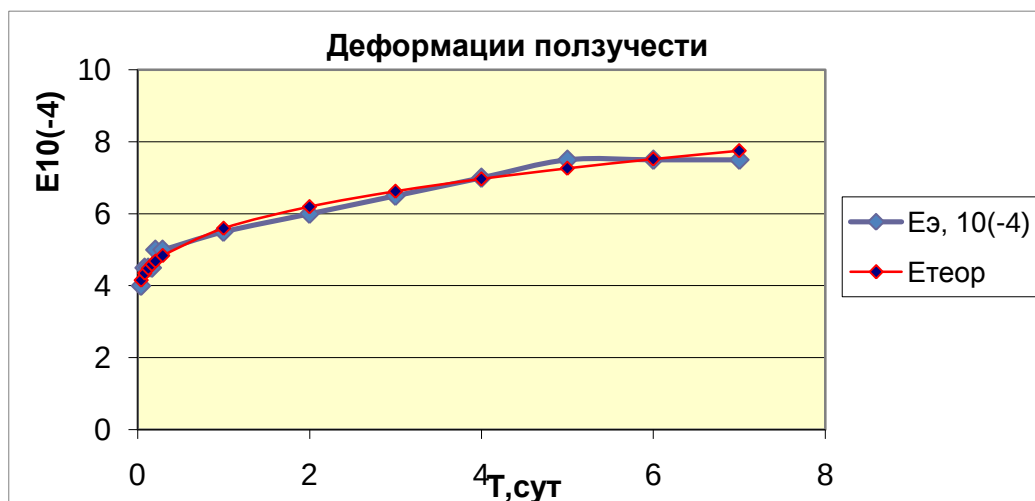


Рис.2. Экспериментальные и теоретические кривые ползучести глинистых грунтов при напряжении 0,05 МПа

Как видно из рисунка 1, экспериментальные точки зависимостей ложатся на прямые, при этом для каждого уровня приложенных нагрузок получены свои графики и следовательно собственные параметры α и δ . Вычисление этих параметров проводилось по методу наименьших квадратов. В таблице 1 приведены значения $X_i = \text{Int}_i$, $Y = \ln \frac{\varepsilon_t - \varepsilon_0}{\varepsilon_0} = \ln A$, а в таблице 3 также параметры линейной зависимости:

$$\ln \frac{\varepsilon_t - \varepsilon_0}{\varepsilon_0} = C + B \text{Int}, \quad (8)$$

где В и С вычислялись по методу наименьших квадратов:

$$C = \frac{\sum_{i=1}^n \ln \frac{\varepsilon_{ti} - \varepsilon_0}{\varepsilon_0} \sum_{i=1}^n (\ln t_i)^2 - \sum_{i=1}^n \ln t_i \sum_{i=1}^n \left[\ln t_i \ln \frac{\varepsilon_i - \varepsilon_0}{\varepsilon_0} \right]}{n \sum_{i=1}^n (\ln t_i)^2 - \left[\sum_{i=1}^n (\ln t_i) \right]^2}; \quad (9)$$

$$B = \frac{n \sum_{i=1}^n \left[\ln t_i \ln \frac{\varepsilon_i - \varepsilon_0}{\varepsilon_0} \right] - \sum_{i=1}^n \ln t_i \sum_{i=1}^n \ln \frac{\varepsilon_i - \varepsilon_0}{\varepsilon_0}}{n \sum_{i=1}^n (\ln t_i)^2 - \left[\sum_{i=1}^n (\ln t_i) \right]^2}; \quad (10)$$

В таблице 2 приводятся значения параметров ядра ползучести и коэффициенты корреляции для всех 7 ступеней приложенных нагрузок, которые составили от 0,729 до 0,990. Таким образом, зависимости получились очень тесными, об этом же свидетельствует низкая погрешность определения расчетных показателей деформаций ползучести от их экспериментальных значений. Эта погрешность колеблется в пределах от 0,1% до 7%(таблица1).

Таблица 2.- Значения параметров уравнения связи и параметров ядра ползучести глинистых грунтов

№пп	σ,МПа	В	С	α	δ	R
1	2	3	4	5	6	7
1	0.025	0,233	0,3213	0,767	0,3213	0,729
2	0.05	0,363	-0,512	0,637	0,2175	0,982
3	0.10	0,427	-0,506	0,573	0,2574	0,978
4	0.15	0,396	-1,385	0,604	0,0991	0,990
5	0.20	0,486	-1,748	0,514	0,0846	0,990
6	0.25	0,617	-2,889	0,383	0,0343	0,965
7	0.30	0,513	-3,039	0,487	0,0246	0,949

Следовательно, для описания кривых ползучести глинистых грунтов при одномерном уплотнении при нагрузках, не превышающих

0,5-0,7 от разрушающих, можно применять теоретический аппарат ползучести линейно-наследственных сред со степенным ядром Абеля.

Зная параметры ядра ползучести, по формуле (3) легко вычислить функцию ползучести $\Phi(t)$, значения которой приведены в таблице 3.

Таблица 3.- Значения функций ползучести $\Phi(t)$ глинистых грунтов при разных уровнях нагрузки

т, сут	0,025 МПа	0,05 МПа	0,1 МПа	0,15 МПа	0,2 МПа	0,25 МПа	0,3 МПа
1	2	3	4	5	6	7	8
0,041	0,655	0,188	0,154	0,071	0,037	0,008	0,009
0,083	0,772	0,243	0,208	0,093	0,052	0,012	0,013
0,125	0,849	0,282	0,248	0,110	0,063	0,015	0,017
0,167	0,909	0,313	0,281	0,123	0,073	0,018	0,019
0,208	0,956	0,339	0,308	0,134	0,081	0,021	0,021
0,292	1,035	0,383	0,356	0,154	0,096	0,026	0,025
1	1,379	0,599	0,603	0,250	0,174	0,056	0,048
2	1,621	0,771	0,810	0,329	0,244	0,085	0,068
3	1,781	0,893	0,964	0,387	0,297	0,109	0,084
4	1,905	0,991	1,090	0,433	0,341	0,131	0,098
5	2,006	1,075	1,199	0,473	0,381	0,150	0,109
6	2,093	1,148	1,296	0,509	0,416	0,168	0,120
7	2,170	1,214	1,384	0,541	0,448	0,185	0,130

По данным таблицы 3 построен сводный график функций ползучести (рис.3).

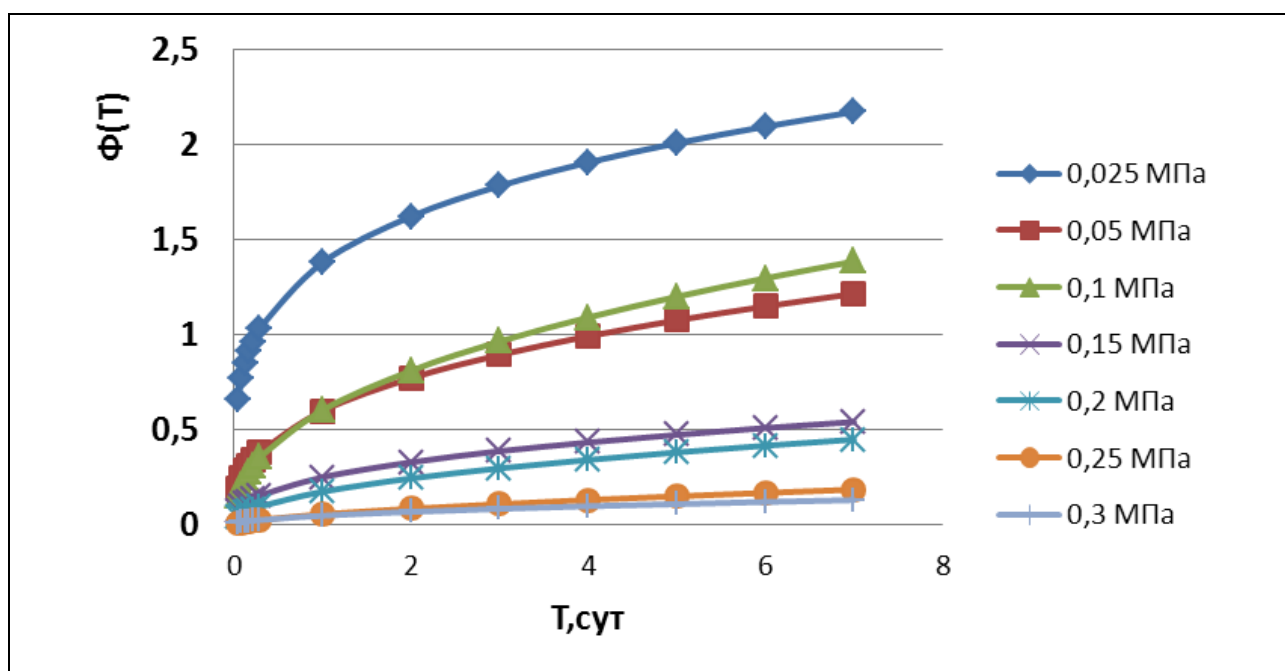


Рис. 3. Графики функций ползучести глинистого грунта при различных уровнях напряжений (0,05-0,3)МПа

Анализируя графики функций ползучести, можно отметить их плавный характер, при этом кривые располагаются одна под другой, не пересекаясь.

По мере роста уплотняющих нагрузок скорость деформаций ползучести замедляется, что наглядно видно из графика: чем меньше прикладываемая нагрузка, тем выше располагается соответствующая кривая.

Имея такое семейство кривых функции ползучести для другого типа грунта, можно определять временные операторы интегрального уравнения Вольтерра второго рода - длительный модуль деформации $E(t)$ и коэффициент Пуассона $\mu(t)$.

ЛИТЕРАТУРА

1. А.М.Линьков и Б.З.Амусин. Об использовании переменных модулей для решения одного класса задач линейно-наследственной

ползучести. Известия АН СССР, Механика твердого тела, 1974, №6. с 162-166.

2. Н.Н.Карелин и Б.З.Амусин. Корреляционные зависимости реологических свойств основных углевмещающих пород и угля от модуля упругости. //Устойчивость и крепление горных выработок. Межвузовский сборник. Выпуск 3, 1978.-с 78-82.
3. С.В.Анциферов. Расчет обделок параллельных круговых тоннелей мелкого заложения, сооружаемых с применением укрепительной цементации.// Неделя горняка-2002,семинар №13.

УДК 622.775

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ РЕЗУЛЬТАТЫ
ВОССТАНОВЛЕНИЯ ПЛАСТОВЫХ ВОД ГИДРОГЕННЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Усманов С.Ф., Сабирова Л.Б.

Казахский Национальный технический университет
имени К.И.Сатпаева

Пластовые воды при подземном скважинном выщелачивании (ПСВ) урана и других металлов в объеме обрабатываемой реагентами горнорудной массы претерпевают существенное изменение.

Так если природная пластовая вода имела некоторую сумму солей, то после ПСВ урана их количество существенно возрастает на момент отработки блоков. Однако, через определенное и продолжительное время в отработанном блоке естественная среда приходит в исходное состояние по многим контролируемым параметрам. Это обстоятельство имеет глубокий физический смысл и оценивается количественно вполне определенными закономерностями, которые получены нами в этой статье.

В известной монографии были опубликованы к.т.н. Забазновым В.Л. исключительно редкие результаты многолетних наблюдений за состоянием пластовых вод на месторождении Ирколь Сырдарьинской провинции в Казахстане. Анализ главных параметров восстановления качества пластовых вод без каких-либо вмешательств в эти отработанные участки достаточно надежно подтверждает идею

"самозалечивания" этих участков от вредного вмешательства в естественную среду.

Многие физические процессы приведения их параметров в естественное состояние в течении времени подчиняются экспоненциальному закону в виде известных уравнений:

$$y_j = \alpha_j e^{-\beta_j t}, \quad (1)$$

либо

$$y_j = \alpha_j e^{\beta_j t}, \quad (2)$$

где: t - текущее время;

y_j – контролируемый параметр;

α_j и β_j – статистические константы для каждого параметра y_j ,

$$j = \overline{1, N},$$

где: N – общее число контролируемых параметров.

Так для ПСВ урана кандидатом технических наук В.Л. Забазновым установлены качественные позиции "залечивания" среды во времени по основным параметрам:

- уменьшения сульфат-ионов (г/л) по времени;
- уменьшения нитрат-ионов (г/л) по времени;
- уменьшения суммы солей (г/л) по времени;
- уменьшения концентрации урана в пластовых водах (мг/л) по времени;
- увеличение показателя pH – кислотности пластовых вод по времени.

Используя фактический материал, приведенный в монографиях В.Л.Забазнова, нами была проведена статистическая обработка этих данных. В результате этой обработки были выявлены закономерности на основе статистических данных, отображающие физико-химические процессы, происходящие в пластовых водах после ПСВ.

Как было отмечено выше, по пяти параметрам были установлены определенные зависимости.

Совершенно очевидно, что накопленные минеральные вредные для пластовых вод соединения в виде солей сульфат-ионов и других по истечении времени $t > 0$ будут уменьшать их концентрацию.

Наиболее логичной закономерностью к этим процессам разрушения среды в виде пластовых вод является экспоненциальная функция:

$$y = \alpha \cdot e^{-\beta \cdot t}, \quad (3)$$

где: y – параметр регистрируемой вредности в пластовых водах;

α, β статистические параметры, устанавливаемые только экспериментальным путем для конкретных месторождений или их части, например, блока;

t – текущее время.

Анализ функции (1) показывает неперенное уменьшение вредностей в пластовых водах или их "залечивание".

Для сульфат-ионов (г/л) для $t = 1$ имеем систему уравнений:

$$\left. \begin{aligned} 6,24 &= \alpha_1 \cdot e^{-\beta_1} \\ 3,10 &= \alpha_1 \cdot e^{-8\beta_1} \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

Решая систему уравнений (4) относительно α_1 и β_1 , получается:

$$\beta_1 = 0,1; \alpha_1 = 6,69.$$

При этом уменьшение сульфат-ионов от t описывается экспонентой:

$$y_1 = 6,69e^{-0,1 \cdot t}, \text{ г/л,} \quad (5)$$

при

$$t > 0. \quad (6)$$

Аналогичным образом получается закономерность для нитрат-ионов (г/л). Здесь решается система двух уравнений вида:

$$\left. \begin{aligned} 358 &= \alpha_2 \cdot e^{-\beta_2 \cdot 1} \\ 43 &= \alpha_2 \cdot e^{-12\beta_2} \end{aligned} \right\} \quad (7)$$

Из системы уравнений (7) имеем:

$$\alpha_2 = 432 \text{ и } \beta_2 = 0,192.$$

Уравнение уменьшения нитрат-ионов во времени теперь имеет вид:

$$y_2 = 432e^{-0,192 \cdot t}, \text{ г/л}, \quad (8)$$

при $t > 0$.

В процессе ПСВ урана при взаимодействии серной кислоты образуется в пластовых водах вредное количество солей.

По статистическим данным имеем систему уравнений:

$$\left. \begin{aligned} 15,3 &= \alpha_3 \cdot e^{-\beta_3} \\ 2,5 &= \alpha_3 \cdot e^{-12\beta_3} \end{aligned} \right\} \quad (9)$$

Решая систему уравнений относительно α_3 и β_3 , получается:

$$\alpha_3 = 18; \quad \beta_3 = 0,165. \quad (10)$$

Таким образом, солевой состав пластовых вод изменяется от времени t по уравнению:

$$y_3 = 18 \cdot e^{-0,165t}, \text{ г/л}. \quad (11)$$

Содержание урана y_4 в остаточных растворах уменьшается во времени также по экспоненте:

$$y_4 = \alpha_4 \cdot e^{-\beta_4 t}, \text{ мг/л}. \quad (12)$$

Согласно статистическим данным по опытному блоку имеем систему уравнений:

$$\left. \begin{aligned} 58 &= \alpha_4 \cdot e^{-\beta_4} \\ 8 &= \alpha_4 \cdot e^{-12\beta_4} \end{aligned} \right\} \quad (13)$$

Из решения системы уравнений (13) получается:

$$\alpha_4 = 69,4; \quad \beta_4 = 0,18$$

и искомое уравнение:

$$y_4 = 69,4 \cdot e^{-0,18t}, \text{ мг/л}. \quad (14)$$

Восстановление пластовых вод характеризуется также показателем их кислотности pH, которая увеличивается с течением времени – t.

Для определения частной закономерности восстановления пластовых вод по pH после ПСВ была получена закономерность в виде линейной функции

$$y_5 = 1,96 + 0,44t, \quad (15)$$

$$y_5 = 0,6 + 0,04t,$$

где: $t > 0$ и $t < 10$.

Приведенные результаты исследований показывают, что существует вполне объективная закономерности "самозалегания" нарушенной естественной среды, которая хорошо описывается экспоненциальным уравнением.

Также нами дано решение обратной задачи по определению времени восстановления пластовых вод

Накладываемые регламентируемые условия по ПДК вредностей позволяют решать обратную задачу из уравнений.

$$t_j^* \geq \frac{1}{\beta_j} \ln \frac{\alpha_j}{\hat{y}_j}. \quad (16)$$

Уравнение (16) является определяющим для вычисления времени реабилитации подземных вод после ПВС урана по четырем составляющим.

Например, для нитрат-ионов ПДК $\hat{y}_j = 45$ мг/л.

Из уравнения (16) получим:

$$t_j^* = \frac{1}{0,192} \ln \frac{432}{45} = 11,77.$$

Из этого следует, что естественное уменьшение нитрат-ионов в пластовой воде до норм ПДК будет достигнуто практически за 12 лет.

В диссертации даны расчеты времени восстановления пластовых вод по всем другим вредностям.

Обозначим допустимые нормы (ПДК) по вредностям y_j через y_j^* , и определим критерий надежности восстановления пластовых вод в общем виде:

$$J_j = 1 - \frac{S_1}{S_2}, \quad (17)$$

или в явном виде:

$$J_j = 1 - \frac{\int_0^{t_j^*} \alpha_j e^{-\beta_j t} dt}{\int_0^{t_j} \alpha_j e^{-\beta_j t} dt}. \quad (18)$$

где S_1 - площадь под кривой $y_j(t)$ от любого $t_j > 0$ до t_j^*

S_2 - общая площадь под кривой $y_j(t)$ от $t_j=0$ до $t_j=t_j^*$

Из уравнения (17) и (18) следует, что при $t=0$, $S_1=S_2$ и $J_j=0$,

при $t = t^* S_1 = 0$, тогда $J_j=1, j=\overline{1, N}$.

Эти условия являются необходимыми и достаточными для оценки правильности критерия надежности восстановления пластовых вод. Соотношения (17) и (18) полностью согласуются с физическим смыслом критерия надежности восстановления пластовых вод ПСВ металлов.

Нами получены впервые результаты вычислений частных критериев надежности восстановления пластовых вод для исследуемого объекта ПСВ урана, которые приведены в диссертации

ЛИТЕРАТУРА

1. Рогов Е.И., Язиков В.Г., Забазнов В.Л., Рогов А.Е. Геотехнология металлов. Алматы, FORTRESS, 2005, 391с.

УДК 622.775

ВРЕМЯ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ РАСТВОРОВ В ПЛАСТЕ ПОСЛЕ ПРОТЯЖКИ

Усманов С.Ф., Сабирова Л.Б

Казахский Национальный технический университет
имени К.И.Сатпаева

При добыче урана способом ПСВ подземные воды меняют состав и содержат достаточное количество вредных растворенных примесей в виде различных химических соединений, превышающих нормы ПДК.

В нашей работе [1] дано теоретическое обоснование восстановления пластовых вод в зоне влияния новым способом протяжки техногенных растворов за пределы отработанных блоков.

Главными параметрами нового способа является время восстановления пластовых вод, зараженных техногенезом. В этой связи настоящая статья содержит результаты исследования по определению времени и других геотехнологических параметров протяжки растворов в пустые породы за пределы отработанных блоков.

В наших работах было доказано, что пластовые воды, зараженные техногенезом после ПСВ урана, не могут перемещаться с естественными потоками вследствие малости импульса силы за счет кинетической энергии потока [1].

В этой связи необходимо принудительно за счет дополнительной энергии, реализуемой через напоры на насосных установках для закачки растворов в пласты

После отработки блока все закачные и откачные скважины переоборудуются в закачные для подачи пластовых вод из специальных емкостей на поверхности.

Объем техногенных растворов – $V_{т.р.}$ в отработанном блоке определяется по формуле:

$$V = S_{\text{бл}} \cdot \overline{K}_{\text{п}} \cdot \overline{M}_{\text{э}}, \text{м}^3 \quad (1)$$

где: $S_{\text{бл}}$ - площадь отработанного блока, м^2 ;

$\overline{M}_{\text{э}}$ - эффективная средняя мощность продуктивного пласта в блоке, м^2 ;

$\overline{K}_{\text{п}}$ - средний коэффициент эффективной пористости пласта, доли единиц.

Суточная производительность всех скважин в блоке будет определена по формуле [2]:

$$Q_{\text{з.с.}} = 0,0727 \frac{S_{\text{н}} \cdot \overline{M}_{\text{э}} \cdot \overline{K}_{\text{ф}} \cdot N_{\text{с}}}{\ln \frac{R_{\text{о}}}{R_{\text{с}}}}, \text{м}^3/\text{сут}; \quad (2)$$

где: $S_{\text{н}}$ - напор на ЗС, м.вод.ст.;

$\overline{K}_{\text{ф}}$ - среднее значение коэффициента фильтрации продуктивного пласта, м/сут;

$R_{\text{с}}$ – радиус скважины, м ;

$R_{\text{о}}$ – радиус скважины, м;

$N_{\text{с}}$ – общее число закачных скважин в блоке.

Здесь имеем:

$$N_{\text{с}} = \frac{S_{\text{бл}}}{n \cdot R_0^2}, \quad (3)$$

где n – геометрический параметр ячейки:

гексагональной $n = 2,6$;

квадратной $n = 2$;

прямоугольной $n = 1,6$.

Время протяжки-реабилитации пластовых вод из блока будет определено:

$$T_{np} = \frac{V_{mp}}{Q_{з.с.}}, \text{сут} \quad (4)$$

Подставляя (1), (2) и (3) в (4), получим простую формулу:

$$T_{np} = \frac{\overline{K}_n \cdot n \cdot R_0^2}{0,0727 \cdot S_H \cdot \overline{K}_\phi \cdot \ln \frac{R_0}{R_C}}, \text{сут.} \quad (5)$$

Произведем пример расчета при следующих заданных параметрах по реальному отработанному блоку.

$S_{\text{бл}} = 250000 \text{ м}^2$; $\overline{K}_\phi = 8 \text{ м/сут}$; $\overline{K}_n = 0,2$; ячейка гексагональная $n = 2,6$; $R_0 = 40 \text{ м}$; $R_C = 0,08 \text{ м}$; $S_H = 150 \text{ м.вод.ст.}$; $\overline{M}_\phi = 8 \text{ м}$.

Расчет:

$$V_{т.р.} = 250000 \cdot 8 \cdot 0,2 = 40000 \text{ м}^3;$$

$$N_c = \frac{250000}{2,6 \cdot 1600} = 60 \text{ скважин};$$

$$Q_{з.с.} = 0,0727 \frac{150 \cdot 8 \cdot 8}{\ln \frac{40}{0,08}} = 67, \text{ м}^3/\text{сут}, \text{ при одной протяжке } N = 1$$

Время одной протяжки:

$$T_{np} = \frac{40000}{60 \cdot 67} \cong 10, \text{ суток}$$

При возможных вариантах очистки ореол распространения пластовых вод, зараженных техногенезом, можно переместить на более дальние расстояния, увеличивая число протяжек $N = 1, 2, 3$ и т.д.

Вывод.

Нами предложен простой метод расчета времени реабилитации пластовых вод из отработанных блоков путем их протяжки через пустые породы, или ранее уже отработанные участки.

ЛИТЕРАТУРА

1. Рогов А.Е., Сабирова Л.Б. Теория восстановления пластовых вод. Алмааы, 2013, 153 с.
2. Рогов А.Е., Рыспанов Н.Б. Математические основы геотехнологий, Алматы, 2007, 367с.

УДК 624.131.537 (574)(04)

ОСОБЕННОСТИ ДИНАМИЧЕСКОЙ НЕУСТОЙЧИВОСТИ ГРУНТОВ И СКАЛЬНЫХ ПОРОД И ИХ УЧЕТ ПРИ ВЫБОРЕ РАСЧЕТНОЙ АКСЕЛЕРОГРАММЫ

Чукин Р.Б.

Институт геомеханики и освоения недр НАН КР

Особенности динамической неустойчивости несвязных грунтов

Наибольшее количество работ по изучению грунтов при динамических нагрузках как экспериментальных, так и аналитических посвящено пескам. Это связано, с печальным опытом катастрофического разжижения песчаных грунтов, имевшего место при землетрясениях в Японии, на Аляске, в Калифорнии, на Филиппинах и в других местах земного шара. Второй причиной детального изучения особенностей динамической неустойчивости песков является удобство их использования в лабораторных экспериментах: легкость в приготовлении небольших образцов с заданными свойствами и относительная независимость их поведения от минерального состава при близком размере зерен.

Характерными формами реакции песчаных грунтов на динамические нагрузки являются:

1. уплотнение (отрицательная дилатансия) рыхлого песка любой влажности;

2. разжижение водонасыщенного песка, связанное с быстрым нарастанием порового давления на фоне уплотнения грунта вплоть до исчезновения эффективных напряжений;
3. разуплотнение (положительная дилатансия) маловлажных плотных песков, сопровождающееся и их разупрочнением /1/.

Подразжижением грунта вообще следует понимать его переход в текучее состояние вне зависимости от причины такой трансформации: это может быть действие как статической, так и динамической нагрузки, а также подъем уровня грунтовых вод или возникновение значительных градиентов напора. Под динамическим разжижением понимают переход грунта в текучее состояние в результате потери прочности при разрушении структурных связей динамической нагрузкой. Такое разжижение песчаных грунтов связано со стремлением рыхлого грунта к сокращению объема и «взвешиванием» частиц в воде с исчезновением эффективных напряжений. К рыхлой системе относятся пески с относительной плотностью до 0,45 /2/. Под плотными понимаются пески с относительной плотностью более 0,6. Таким образом, пески средней относительной плотности характеризуются значением данной величины в диапазоне 0,45-0,6. Пример иллюстрирующий разжижение песка, в лабораторных условиях, с относительной плотностью 0,5 показан на рисунке 1. До тех пор пока значение относительного порового давления не достигает 100%, деформации незначительны. Как только поровое давление становится равным эффективному напряжению, после 24 циклов нагружения, деформации начинают очень быстро увеличиваться /3/.

Динамические испытания крупнообломочных грунтов из-за больших размеров образцов требуют громоздкого оборудования, либо проводятся в полевых условиях. Практический интерес к таким исследованиям невелик из-за достаточной устойчивости оснований из крупнообломочных грунтов в условиях динамических нагрузок, хотя

известны отдельные случаи их динамического разжижения в основном при сильных землетрясениях /4/.

Однако внимательный анализ этих ситуаций показал /5/, что разжижение водонасыщенных гравийно-галечных отложений при интенсивном динамическом воздействии может иметь место в двух случаях:

1. при высоком содержании пылевато-песчаного заполнителя, в котором при этом не менее 32-40% частиц мельче 0,02 мм, и рыхлом сложении, гравийные и галечные частицы как бы «плавают» в пылевато-песчаном заполнителе, поведение которого определяет возможность динамического разжижения грунта в целом; при этом разжижается сам заполнитель, а тяжелые обломки «тонут» в нем;

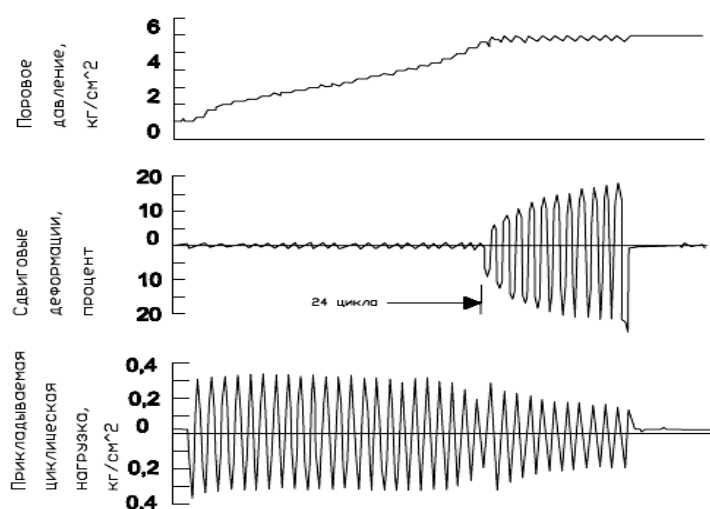


Рис.1 Нарастание порового давления из-за приложения циклической нагрузки и разжижение песка после 24 циклов нагружения с относительной плотностью 0,5

2. если залегающие на небольшой глубине гравелистые грунты имеют над собой слой с существенно меньшей водопроницаемостью, который препятствует быстрой

диссипации избыточного порового давления при сейсмическом толчке.

Чистые же гравийно-галечные грунты являются динамически надежными основаниями даже при их подводном залегании. Таким образом, крупнообломочные грунты при отсутствии заметного количества пылевато-песчаного заполнителя можно считать динамически устойчивыми. Это обусловлено их слабой сжимаемостью и высокой водопроницаемостью, что исключает возникновение избыточного порового давления. К этой же категории, как показано в работе /6/, следует относить и гравелистые пески, а также, наиболее крупнозернистые их виды.

Существует несколько закономерностей динамической неустойчивости несвязных грунтов:

1. Гравелистые пески и крупнообломочные грунты без существенного количества пылевато-песчаного заполнителя можно считать динамически устойчивыми, но только при отсутствии над ними в геологическом разрезе слоя пород с низкой водопроницаемостью, который препятствует быстрой диссипации избыточного порового давления при сейсмическом толчке и может привести к разжижению даже гравийно-галечных грунтов;
2. Определяющее влияние на поведение всех песков оказывает степень инверсии напряжений. Инверсия знака напряжений обеспечивает достижение 100%-го относительного порового давления, т.е. отношение эффективного напряжения к индуцированному поровому давлению динамической нагрузкой, в песках любой плотности. Так же это приводит к формированию в песке ослабленных зон разуплотнения, в том числе и в сухих песках, в пределах которых происходит внезапное разрушение (для водонасыщенного песка оно может интерпретироваться и как разжижение — в этой разуплотненной зоне);

3. Длительные пульсирующие нагрузки, особенно при небольших амплитудах деформации, не позволяют плотному водонасыщенному песку мобилизовать значительное сопротивление сдвигу и приводят к медленной переупаковке зерен и внезапному разжижению грунта, начинающемуся в пределах сформировавшихся ослабленных зон;
4. Только при значениях высокой относительной плотности сложения более 0,7 песок хорошо сопротивляется разжижению при различных условиях динамической нагрузки. Пески же с меньшей относительной плотностью, разжижаться при длительных динамических нагрузках. Эта форма реакции связана с формированием в грунте зон дилатансии;
5. Наиболее универсальной формой динамической неустойчивости песков (как при положительной, так и отрицательной их дилатансии) является циклическая подвижность, которая может проявляться по-разному в зависимости от плотности грунта и условий нагружения: как быстро нарастающая циклическая подвижность, приводящая к разрушению грунта без его разжижения; как медленное накопление деформаций до критического уровня; как затухающая циклическая подвижность, стабилизирующаяся на определенном уровне амплитуды деформации. Эта форма реакции проявляется при положительном поровом давлении в течение хотя бы части цикла нагружения. Стабилизация процесса возможна, если максимальное значение относительного порового давления не превышает 70%. Поэтому данную величину следует рассматривать как критическую, выше которой возможно разрушение.

Важной характеристикой динамической нагрузки, как уже было сказано в пункте 2, особенно часто используемой при анализе

результатов испытаний, является величина коэффициента асимметрии цикла $r = \sigma_{\min} / \sigma_{\max}$. Можно выделить несколько видов динамической периодической нагрузки в зависимости от этой величины. В общем виде их можно свести к нескольким вариантам. Один из возможных вариантов несимметричной динамической нагрузки представлен на рисунке 2: $\sigma_{\max} \neq \sigma_{\min}$, $\sigma_{\min} \neq 0$. Сейсмическая нагрузка является знакопеременной и несимметричной, т.е., когда в течение цикла сжимающие напряжения сменяются растягивающими и $\sigma_{\min} < 0$. Для симметричной знакопеременной нагрузки $\sigma_{\max} = -\sigma_{\min}$, $\sigma_{\text{ср}} = 0$, где $\sigma_{\text{ср}}$ - среднее напряжение цикла.

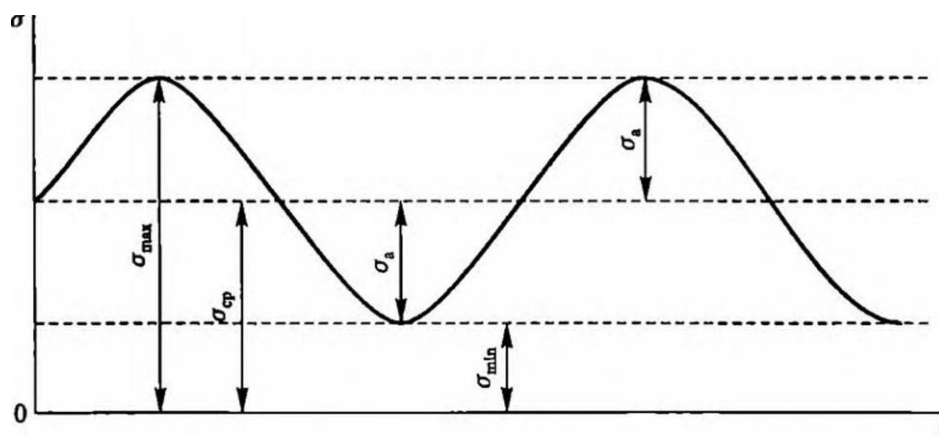


Рис.2 Изменение напряжений циклического воздействия во времени
(несимметричная нагрузка)

Пульсирующая нагрузка характеризуется соотношением $\sigma_{\min} = 0$, $\sigma_{\text{ср}} = \sigma_a$, где $\sigma_a = \sigma_{\max} / 2$ - амплитуда цикла, равная по модулю максимальному отклонению напряжения от его среднего значения за цикл.

Особенности динамической неустойчивости глинистых грунтов

Термин «тиксотропия» был введен в 1927 г. Г.Фрейндлихом и Т.Петерфи для обозначения превращений геля в жидкость, а потом снова в гель при механическом воздействии и неизменной температуре. Основы современных представлений о тиксотропии

были сформулированы в появившейся в 1935 г. одноименной книге Г.Фрейндлиха. Однако первым, кто наблюдал проявление тиксотропных свойств глин в полевых условиях, понимая, что, собственно, происходит с грунтом, был, А.М. Аттерберг. Его представления о причинах жидкообразного поведения пласта водонасыщенных глин при строительстве железной дороги на севере Швеции были опубликованы в немецком агрономическом журнале еще в 1908 г. Позже понятие тиксотропии было постепенно расширено и стало применяться ко всем системам, склонным к временному изменению своей консистенции при деформировании.

Под тиксотропией понимается физико-химическое явление, присущее коагуляционным дисперсным системам и выражающееся в полном или частичном разрушении структурных связей грунта под действием динамической нагрузки и последующем самопроизвольном их восстановлении (в состоянии покоя), протекающее при неизменных температуре и влажности. Условие постоянства влажности грунта означает, неизменность пористости системы при тиксотропных процессах. Важным свойством тиксотропных систем является их полная обратимость, т.е. восстановление прочности до исходного уровня независимо от количества циклов «разрушение-восстановление».

Схематическая кривая этих превращений для чисто тиксотропной системы приведена на рисунке 3, а. Однако, в силу ряда причин, природные связные грунты, как правило, не обладают этим свойством — их конечная прочность после завершения восстановления либо не достигает исходного уровня (рис. 3, б), либо превышает его (рис. 3, в). Поэтому говорят о квазитиксотропности [7] таких грунтов, принимая во внимание, что в основе их реакции на динамическую нагрузку лежат все же тиксотропные процессы, осложненные некоторыми особенностями.

Квазитиксотропия как характерный механизм динамической неустойчивости слабых связных грунтов проявляется в форме их разупрочнения при неизменных объеме и влажности и может быть частичным или практически полным. В последнем случае происходит разжижение грунта, хотя и достаточно редко по сравнению с песками и слабосвязными грунтами, и чаще наблюдается в лабораторном эксперименте, чем в полевых условиях.

Степень квазитиксотропности глинистых грунтов зависит от двух групп факторов: 1) «внутренних» — характеризующих состав и состояние самого грунта и 2) «внешних» — характеризующих динамическое воздействие.

Важнейшими «внутренними» факторами, определяющими прочность структурной сетки грунта, являются его влажность и химико-минеральный состав, дисперсность, присутствие органического вещества и других особенностей и комплексно характеризующая величиной удельной поверхности грунта.



Рис.3Схема восстановления прочности тиксотропной системы (а) и квазитиксотропных природных грунтов (б, в)

Влияние влажности изучено достаточно подробно. Ее увеличение ускоряет снижение прочности при динамическом воздействии. Это объясняется ослаблением структурных связей и увеличением подвижности частиц по мере утолщения их водных оболочек. Величина влажности максимального разупрочнения не зависит от параметров динамической нагрузки и определяется параметрами грунта.

Информация, касающаяся влияния физико-химического строения твердой компоненты увлажненных глинистых грунтов, неоднозначна и противоречива. Это вполне закономерно ведь это влияние, является функцией множества факторов: дисперсности и химико-минерального состава, кристаллического строения и формы частиц, присутствия цементирующих веществ, наличия органического вещества в растворенной или свободной форме и т.д. Наиболее удобной и, главное, экспериментально определяемой интегральной характеристикой физико-химической активности грунта, учитывающей все эти факторы, является величина его удельной поверхности. Под удельной поверхностью понимается усреднённая характеристика размеров внутренних полостей (каналов, пор) пористого тела или раздробленных частиц. Ее значения резко изменяются даже при небольшом изменении дисперсности системы, поэтому, оценивая тиксотропные свойства грунтов как функцию удельной поверхности, можно получить единую «шкалу» для сравнения реакции разных по составу и генезису грунтов. Более детально такие исследования до сих пор не проводились, однако результаты проведенных экспериментов зарубежными учеными показали перспективность такого подхода /1/. Мировой опыт изучения динамической реакции глинистых грунтов позволяет также сделать вывод о снижении вероятности их динамического разжижения с ростом дисперсности.

Максимальное при данных параметрах динамической нагрузки разупрочнение грунта достигается после совершения над ним определенной работы, которая является функцией времени. Установлено /7/, что этот интервал времени не превышает 5 мин для глинистых грунтов пластичной консистенции и снижается до 1-3 мин при испытаниях образцов текучепластичной консистенции (т.е. увеличение влажности ускоряет разрушение структурных связей грунта).

С увеличением силовых характеристик, т.е. амплитуды и виброускорения возрастает энергия динамического воздействия на грунт, вызывая рост разупрочнения, который, однако, является затухающим: ведь при определенных значениях этих параметров достигается критический уровень энергии воздействия. При этом разрушается большинство структурных связей, определяющих прочность грунта, и дальнейшее увеличение амплитуды напряжений и ускорения колебаний уже не может привести к сколько-нибудь заметному дополнительному разупрочнению. Наибольший спад прочности наблюдается при виброускорениях до 0,5-0,7g, что в реалиях соответствует очень сильному землетрясению /7/. Виброускорение не является независимым параметром динамической нагрузки и, в свою очередь, зависит от амплитуды и частоты колебаний. Если виброускорение изменяется только за счет амплитуды при постоянной частоте, то справедливы приведенные выше рассуждения. Если же меняется и частота динамического воздействия, то характер рассмотренных зависимостей усложняется. Вопрос о влиянии частоты нагружения на динамическую реакцию дисперсных грунтов вообще и глинистых в особенности является одним из наиболее неопределенных в современной динамике грунтов. Опыт зарубежных ученых показывает, что подобная зависимость существует. Например, для ила из залива Сан-Франциско, при

проведении динамических испытаний, увеличение частоты колебаний с 1 до 2 Гц существенно изменяет количество циклов воздействия, необходимых для разрушения образцов /8/.

Основная причина частотной зависимости реакции грунта — разная длительность фаз нагружения и разгрузки в цикле воздействия при различной частоте: чем ниже частота нагружения, тем дольше максимальные динамические напряжения действуют на грунт в каждом цикле. Но эта причина не единственная. Основываясь на экспериментальных литературных данных, можно указать, еще пять частотно-зависимых эффектов, в той или иной мере определяющих влияние частоты воздействия на динамическую реакцию дисперсных грунтов: 1) темпы диссипации порового давления, 2) рост энергии воздействия с частотой, 3) резонансные явления, 4) проявление ползучести и 5) тиксотропные явления. С инженерной точки зрения диапазон «низких» частот можно, несколько условно разделить на сейсмические (от долей до первых герц) и вибрационные (обычно более 5 Гц) частоты, в которых проявление указанных эффектов происходит по-разному.

Частотная зависимость динамической реакции глинистых грунтов осложнена эффектами резонанса, частичного тиксотропного восстановления и ползучести. Их совместное влияние приводит к тому, что прочность грунта обычно падает при снижении частоты в «сейсмической» области и при ее увеличении — в «вибрационной», где возможно еще и резонансное усиление разупрочнения. И чем выше влажность глинистого грунта, тем более выражено влияние частоты динамической нагрузки на его поведение.

Конечная прочность тиксотропной системы после завершения ее упрочнения есть величина постоянная, не зависящая от характеристик действовавшей динамической нагрузки. Восстановленная же прочность квазитиксотропного грунта, напротив, является в какой-то

мере функцией степени разрушения их природной структуры и, следовательно, определяется интенсивностью динамической нагрузки. При этом с ростом энергии воздействия конечная прочность снижается для грунтов, поведение которых характеризуется кривой б на рис.3, и, как правило, немного увеличивается для случая, представленного кривой в.

Тиксотропность, не является характерным свойством глин вообще. Они могут быть более или менее тиксотропны в зависимости от своей физико-химической структуры в присутствии влаги и ряда других факторов. Длительность тиксотропного восстановления и упрочнения структурных связей, по данным разных авторов, значительно варьируется для глин различного химико-минерального состава, дисперсности и влажности.

Наибольший прирост прочности грунта обычно отмечается в течение первых 3-10 минут отдыха, и с этой точки зрения весь процесс восстановления можно разделить на два этапа: начальный, когда формируется, в основном, структурная сетка, и завершающий, связанный с ее дальнейшим упрочнением. В ряде работ, посвященных вопросам тиксотропии, существенная роль отводится так называемому «мгновенному» тиксотропному упрочнению, проявляющемуся сразу после прекращения воздействия по причине того, что в это время существует максимальное количество «свободных» частиц, потенциально способных к участию в восстановлении структурной сетки. Экспериментально доказано /1/ отсутствие мгновенного восстановления прочности в природных глинистых грунтах, после динамического воздействия. Это обусловлено значительной инерцией крупнопылеватых частиц, а также высокой вязкостью природных грунтов из-за относительно невысокой влажности.

Особенности динамической неустойчивости скальных пород

Грунты, имеющие жесткие структурные связи характеризуются усталостным разрушением. Под усталостью обычно понимается снижение прочности и повышение деформируемости материалов в условиях динамического нагружения. Эти эффекты для грунтов остаются слабо изученными по сравнению с другими формами динамической неустойчивости, характерными для связных и несвязных грунтов. Кроме того, отсутствие единой теории усталости горных пород заставляет опираться на представления, разработанные для металлов и других высокопрочных материалов, имеющих ограниченное применение для неоднородных сред.

В условиях динамического нагружения разрушение многих материалов, в том числе и грунтов, происходит при меньшей нагрузке, чем в случае ее постепенного роста. При этом амплитуда динамической нагрузки, необходимая для разрушения, уменьшается с увеличением числа циклов нагружения (N). Эта зависимость известна как кривая Вёлера— немецкого железнодорожного инженера, впервые обнаружившего явление усталости, разработавшего методику определения предела усталости и сформулировавшего некоторые закономерности усталостной прочности деталей и агрегатов подвижного состава. Наибольшие напряжения, при которых материал может длительное время сохранять целостность в условиях динамических нагрузок без разрушения, является его пределом усталостной прочности, или пределом усталости (σ_y) данного материала, и определяется по горизонтальному участку кривой Вёлера показанной на рисунке 4.

В настоящее время считается, что усталостное разрушение всегда начинается у некоторой неоднородности в материале, вызывающей концентрацию напряжений. Из имеющихся в ограниченном количестве экспериментальных данных, описанных в

литературе, следует, что проявление усталостных свойств горных пород под действием динамических нагрузок происходит более интен-

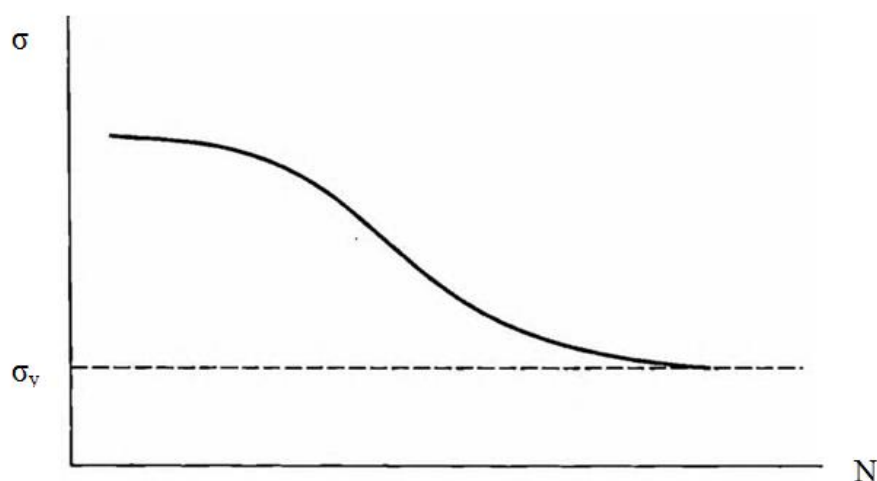


Рис.4 Уменьшение разрушающей амплитуды динамической нагрузки с ростом числа циклов нагружения (кривая Вёлера)

сивно и при значительно меньшем числе циклов нагружения, чем у металлов и других высокопрочных материалов. Это обусловлено, более высокой структурной неоднородностью горных пород и различными «дефектами», трещинами и т.д.

Таким образом, грунтам с жесткими структурными связями, подобно другим высокопрочным материалам, присущи усталостные свойства, причем выраженные более резко в силу их существенной неоднородности. Считается установленным, что происходит заметное снижение прочности таких грунтов в условиях динамического нагружения по сравнению со статическими, подобные грунты обладают меньшей сопротивляемостью растягивающим циклическим нагрузкам, чем сжимающим. Сведения, касающиеся количественных закономерностей их усталостного разрушения и деформирования в зависимости от вида грунта и условий нагружения, до сих пор еще слабо изучены.

Несмотря на ограниченный объем имеющегося экспериментального материала, он все же поддается определенному

обобщению — по крайней мере, до уровня выделения некоторых качественных закономерностей усталостного поведения грунтов в зависимости от ряда факторов. При рассмотрении усталости грунтов как внутренне присущего им свойства, которое определяется их составом и структурно-текстурными особенностями, в настоящее время можно говорить лишь о самых общих различиях усталостного поведения определенных типов пород, резко несхожих по составу, условиям образования, а, следовательно, и прочности структурных связей, которые в большей степени определяют их прочность и деформируемость, чем соответствующие параметры самих кристаллов, зерен и обломков пород. Поэтому, как и в металлах, усталость грунтов определяется существующими в них всевозможными неоднородностями. Это разная крупность зерен, неравномерное распределение цемента, трещины, различные включения, даже различная ориентация соседних зерен. В связи с неоднородностью горных пород в них при нагружении возникает вторичное поле напряжений, а в местах их концентрации зарождаются микротрещины. Из этих рассуждений, очевидно, что при прочих равных условиях большей усталостной долговечностью обладает грунт с меньшим количеством концентраторов вторичных напряжений, т.е. менее трещиноватый, более цельный. И в идеале при отсутствии концентраторов напряжений усталостного разрушения происходить не должно.

Что же касается параметров действующей нагрузки, то они определяют степень проявления грунтом усталостных свойств в конкретной обстановке.

Влияние количества циклов нагружения N на изменение показателей прочностных и деформационных свойств грунтов очевидно и следует из самого понятия усталости. В целом же приводимые разными авторами эмпирические уравнения,

описывающие снижение прочности различных пород с увеличением N как в условиях сжатия, так и при растяжении, имеют вид:

$$\frac{\sigma_{max}N}{\sigma_{ст}} = a - b \lg N, \quad (1)$$

где $\sigma_{ст}$ - предел прочности в статических условиях, $\sigma_{max}N$ – разрушающее напряжение после N циклов нагружения, a и b – константы.

Влияние силовых характеристик динамической нагрузки на усталостное поведение грунтов, подразумевает: а) максимальное действующее напряжение цикла σ_{max} , б) амплитуда напряжений цикла σ_a , в) среднее σ_{cp} , г) минимальное σ_{min} напряжение цикла. Очевидно, что все они связаны между собой. Поэтому целесообразно исключить из рассмотрения влияние величин σ_{cp} и σ_{min} .

Величина σ_{max} оказывает наибольшее влияние на прочностные и деформационные характеристики горных пород: чем выше эта величина, тем значительнее рост продольных и поперечных деформаций с увеличением числа циклов нагружения. Таким образом, повышение σ_{max} приводит к более интенсивному снижению прочности грунта при динамическом воздействии/9/.

Влияние частоты приложения нагрузки на интенсивность усталостных процессов в грунтах и высокопрочных материалах практически не изучено. В проводившихся исследованиях их авторы, как правило, ограничивались поддержанием частоты нагружения на постоянном уровне для получения сопоставимых результатов. Однако для ряда горных пород показано влияние частоты приложения нагрузки на усталостные процессы в них /10/. Очевидно, что частота воздействия определяет скорость нагружения материала и, следовательно, является энергетической характеристикой процесса.

Заключение

На основе выше изложенного материала можно построить общую классификацию грунтов по специфике их динамической неустойчивости (табл.1).

Для инженеров проектировщиков, занимающихся расчетами сейсмической устойчивости грунтовых геотехнических объектов по прямому динамическому методу накопленный опыт зарубежных исследователей, описываемый в данной статье, является напутствием для выбора расчетной записи акселерограммы землетрясения. Это связано с тем, что разные характеристики динамической нагрузки оказывают разное влияние на определенные типы грунтов. Данный выбор должен основываться на геологическом разрезе площадки строительства с определением преобладающего типа грунта в нем и моделировании наихудших сейсмических событий для конкретного случая. Например, для основания содержащего водонасыщенные пески выбор расчетной записи должен базироваться на ее продолжительности. Частотные характеристики и пиковые ускорения играют важную роль в исследовании сейсмической неустойчивости песчаных грунтов, но как уже было описано выше, даже плотные пески способны разжижаться после продолжительной сейсмической нагрузки. В задачи инженеров входит определение максимально возможных зон подверженных разжижению и их влияние на устойчивость возведенной грунтовой дамбы, для этого рекомендуется использовать акселерограммы продолжительностью более 60 секунд содержащие различные частоты спектра ускорений. Пример расчетной записи подходящей для моделирования сейсмической реакции основания содержащего водонасыщенные пески показан на рисунке 5.

Для глинистых грунтов, необходимо выявление резонансных эффектов и их влияние на устойчивость возведенной дамбы. Для этого расчетные записи должны содержать различные спектры по частотному составу. Продолжительность тряски немаловажный фактор, но его роль не так значительна как для расчета основания содержащего пески.

Для скальных пород, которым характерно усталостный вид сейсмической неустойчивости, важна максимальная амплитуда динамической нагрузки для выявления зон напряжения с последующим возникновением трещин. В качестве расчетных записей желательно делать свой выбор на акселерограммах содержащих большое количество пиков ускорений близких к максимальным. Пример подобного типа записи показан на рисунке 6.

Таблица1. Классификация грунтов по типу их динамической неустойчивости

Классы грунтов	Группы грунтов по типу динамической неустойчивости	Подгруппы грунтов по особенностям проявления динамической неустойчивости
С жесткими структурными связями (скальные и полускальные)	Усталостно-неустойчивые	С усталостью – из-за неоднородности породы возникают места концентрации напряжений зарождающие микротрещины
Без жестких структурных	Дилатантные	Способные к проявлению дилатансии разного знака
		Проявляющие только отрицательную дилатансию (уплотняющиеся)
	Дилатантно-	С преобладанием тиксотропных эффектов

связей (дисперсные)	тиксотропные	С преобладанием уплотнения
	Квазитиксотропные	Не достигающие исходной прочности (частично восстанавливающиеся)
		Повышающие прочность выше сходного уровня (упрочняющиеся)

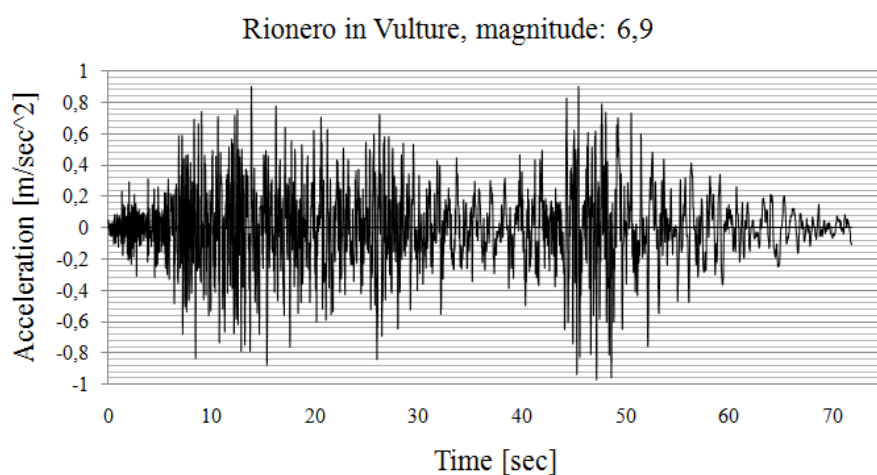


Рис.5 . Характерная расчетная запись ускорений для оценки сейсмической реакции оснований содержащих водонасыщенные пески, продолжительностью 71 секунда

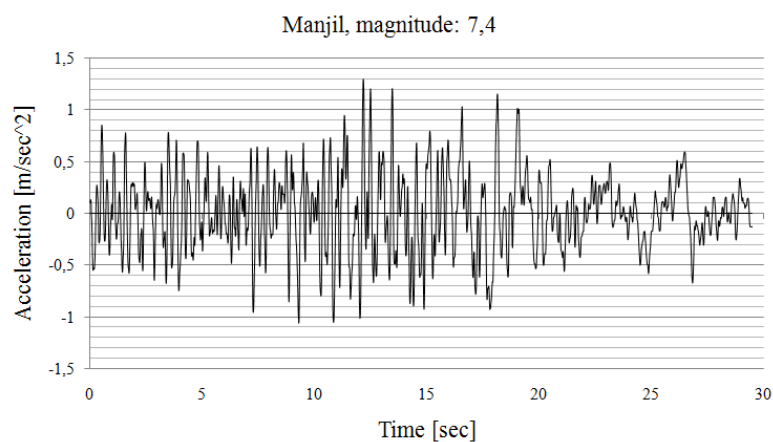


Рис.6 Характерная расчетная запись ускорений для оценки сейсмической реакции скальных оснований, продолжительностью 29 секунд.

ЛИТЕРАТУРА

1. Вознесенский Е. А. Динамические свойства грунтов и их учет при анализе вибраций фундаментов разного типа // Геозкология. 1993. № 5. С. 37-65.
2. Vaid Y. P., Chern J.C. Mechanism of deformation during cyclic undrained loading of saturated sands // Soil Dynamics and Earthquake Engineering. 1983. V. 2. №2. P. 171-176.
3. Seed H. B. Landslides during earthquakes due to soil liquefaction, ASCE Journal of Soil Mechanics and Foundations Division. 1968. V.94. №SM5. P. 1053-1122.
4. Ishihara K. Stability of natural deposits during earthquakes. Theme lecture: Proceedings 11th International Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering. San Francisco.1985. V. 2. P. 321-376.
5. Valera J. E., Kaneshiro J. Y. Liquefaction analysis for Rubber Dam and review of case histories of liquefaction of gravels / Proceedings: 2nd International Conference on Recent Advances in Geotechnical Earthquake Engineering and Soil Dynamics, St. Louis. 1991.P.347-356.
6. Tsuchida Prediction and countermeasure against the liquefaction in sand deposits. Abstract of the Seminar in the Port and Harbor Research Institute. 1970. P. 3.1-3.3
7. Вознесенский Е.А., Калачев В. Я., Трофимов В. Т., Коваленко В. Г. Квазитиксотропные изменения в глинистых грунтах. М.: Изд-во МГУ. 1990. 143с.
8. Thiers G. R., Seed H. 5. Strength and stress-strain characteristics of clay / Vibration Effects of Earthquakes on Soils and Foundations, ASTM STP 450. 1969. P. 3-56.
9. Мохначев М.П. Усталость горных пород. М.: Наука. 1979. 151с.
10. Suzuki K., Nishimatsu Y, Heroesewojo R. Rheological properties of rocks under the pulsating compressive load // Journal of Mining and Metallurgy Institute of Japan. 1970. V. 86. №987.P. 413-418.

УДК 532.529 533.6.011

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ИСТЕЧЕНИЯ СТРУИ ИЗ СОПЛА ЛАВАЛЯ

Картанова А.Дж.

КГУСТА им. Н. Исанова

Гидравлические усилители давления, основанные на применении струй высокого и сверхвысокого давления, широко применяются для разрушения горных пород, бетонных блоков и обработки материалов.

В сопло, используемое в этих устройствах, воздух поступает из компрессора в виде системы струй, скорость потока в нем снижается и часть кинетической энергии преобразуется в потенциальную, что приводит к росту статического давления. Истечение струи из сопла происходит не стационарно и процесс носит импульсный характер [1]. Для увеличения эффективности гидроусилитель давления проектируют таким образом, чтобы в импульсной струе был высокоскоростной участок с постоянной по длине скоростью, длина которого составляет 10-20 диаметров сопла. В результате получается высокоскоростная струя с постоянной скоростью, вытекающая в течение некоторого времени из сопла. Решение задачи истечения высокоскоростной струи со сложной волновой структурой требует создания адекватных математических моделей, описывающих весь комплекс физических процессов, а также разработки специальных эффективных численных методов её решения.

I. Рассмотрим задачу истечения турбулентной осесимметричной струи из сопла в двумерной постановке. Численное моделирование в данной работе проводится на основе решения двумерных нестационарных уравнений Навье–Стокса, описывающих динамику сжимаемого вязкого газа совместно с к-ε моделью турбулентности. Учитываются такие важные для данного класса течений аспекты модели турбулентности, такие как сжимаемость, неравновесность турбулентности и обеспечение физически допустимых решений (положительности кинетической энергии турбулентности и её скорости диссипации и реализуемости напряжений Рейнольдса). На основе сравнения с экспериментальными данными и исследования влияния различных моделей сжимаемой диссипации и моделей учета неравновесности на точность расчета были сформирован конкретный вариант к-ε модели турбулентности [3].

$$\frac{\partial(\rho V_x)}{\partial x} + \frac{\partial(\rho V_y)}{\partial y} = 0, \quad (1)$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial}{\partial x}(\rho V_x V_x) + \frac{\partial}{\partial y}(\rho V_x V_y) &= -\frac{\partial p}{\partial x} + \frac{\partial}{\partial x}\left(\mu_e \frac{\partial V_x}{\partial x}\right) + \frac{\partial}{\partial y}\left(\mu_e \frac{\partial V_x}{\partial y}\right), \\ \frac{\partial}{\partial x}(\rho V_x V_y) + \frac{\partial}{\partial y}(\rho V_y V_y) &= -\frac{\partial p}{\partial y} + \frac{\partial}{\partial x}\left(\mu_e \frac{\partial V_y}{\partial x}\right) + \frac{\partial}{\partial y}\left(\mu_e \frac{\partial V_y}{\partial y}\right), \end{aligned} \quad (2)$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial}{\partial x}(\rho V_x \kappa) + \frac{\partial}{\partial y}(\rho V_y \kappa) &= \frac{\partial}{\partial x}\left(\mu_t \frac{\partial \kappa}{\partial x}\right) + \frac{\partial}{\partial y}\left(\mu_t \frac{\partial \kappa}{\partial y}\right) + \mu_t \Phi - \rho \varepsilon, \\ \frac{\partial}{\partial x}(\rho V_x \varepsilon) + \frac{\partial}{\partial y}(\rho V_y \varepsilon) &= \frac{\partial}{\partial x}\left(\frac{\mu_t}{\sigma_\varepsilon} \frac{\partial \varepsilon}{\partial x}\right) + \frac{\partial}{\partial y}\left(\frac{\mu_t}{\sigma_\varepsilon} \frac{\partial \varepsilon}{\partial y}\right) + C_{1\varepsilon} \mu_t \frac{\varepsilon}{\kappa} \Phi - C_{2\varepsilon} \rho \frac{\varepsilon^2}{\kappa}, \end{aligned} \quad (3)$$

$$\mu_e = \mu + \mu_t, \quad \mu_t = C_\mu \rho \frac{\kappa^2}{\varepsilon},$$

$$\kappa = \frac{1}{2} \rho \left(\left(\frac{\partial V_x}{\partial x} \right)^2 + \left(\frac{\partial V_y}{\partial y} \right)^2 \right), \quad \varepsilon = \mu \left(\frac{\partial V_x}{\partial y} + \frac{\partial V_y}{\partial x} \right)^2 + \mu \left(2 \frac{\partial V_x}{\partial x} \right)^2,$$

$$\Phi = 2 \left(\left(\frac{\partial V_x}{\partial x} \right)^2 + \left(\frac{\partial V_y}{\partial y} \right)^2 + \frac{1}{2} \left(\frac{\partial V_y}{\partial x} + \frac{\partial V_x}{\partial y} \right)^2 \right),$$

где ρ - заданная плотность воздуха ($\rho = \text{const}$), V_x , V_y - проекции вектора скорости жидкости, p - давление в жидкости, μ - заданная физическая (ламинарная) вязкость ($\mu = \text{const}$), μ_t - турбулентная (вихревая) вязкость, μ_e - эффективная вязкость, k - кинетическая энергия турбулентности, отнесенная к единице массы жидкости, ε - скорость диссипации в тепло кинетической энергии турбулентности в единице объема жидкости, C_μ , $C_{1\varepsilon}$, C_2 , σ_ε - эмпирические константы $k-\varepsilon$ модели, $C_\mu = 0,09$, $C_{1\varepsilon} = 1,44$, $C_2 = 1,92$, $\sigma_\varepsilon = 1,3$.

Уравнения неразрывности (1), движения (2) и уравнения $k-\varepsilon$ модели (3) записаны в консервативном виде; неизвестными являются функции V_x , V_y , p , k и ε .

II. Задача решается с помощью пакета ANSYS Fluent 15.0, который является одним из наиболее развитых и универсальных программных средств на основе методе конечных элементов [4].

Расчётная область и само течение являются симметричными, таким образом, рассматриваем задачу в половине области (рис.1а). Для создания сеточной модели задаются параметры сетки, производится ее проверка и масштабирование. Используем двумерные четырехугольные элементы, которые позволяют рассчитать турбулентное течение вязкой сжимаемой жидкости. Расчетная область разбивается на элементы, распределенные неравномерно, вблизи оси симметрии возле сопла, на основном участке движения струи и вдоль стенки, где больше градиенты параметров течения, элементы расположены густо и имеют небольшие размеры. На остальных участках, где градиенты малы, элементы расположены реже и имеют большие размеры. При задании параметров расчетной области потребовалось 21205 элементов. Для получения результатов достаточной точности, расчет потребовал 40000 итераций и длился около 12 часов. Использовалась следующая

конфигурация компьютера: процессор - Intel ® Core (TM) i3-2350 CPU, тактовая частота ядра 2,30 ГГц (при стандартной частоте 2,30 ГГц); тип процессора – четырех ядерный; оперативная память 4 Гб [2].

За рабочее тело выбираем жидкость (fluid) - модель вязкого газа с постоянным коэффициентом теплоемкости при постоянном давлении C_p – Air Ideal Gas (constant C_p). Динамическая вязкость подчиняется закону Сазерленда (температурная зависимость).

Важной составляющей успешного решения системы уравнений Навье–Стокса является корректное задание граничных условий. Граничные условия определяем в соответствии со схемой расчетной области, приведенной на рис.1б:

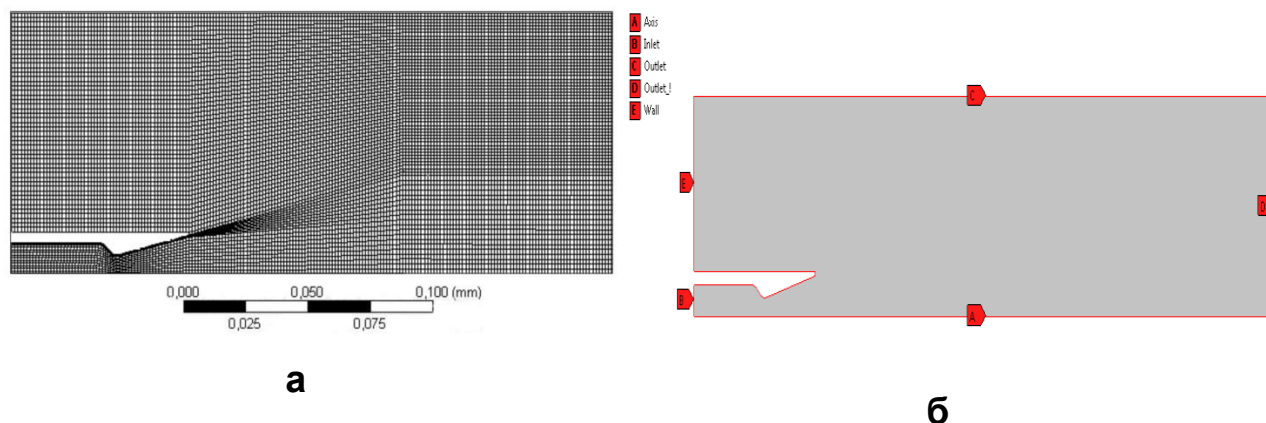


Рис.1. Расчетная область: сеточная модель (а), схема области (б).
Обозначения: А-ось, В- вход, С-Д выход, Е – твердая стенка

На входе в сопло определяем: полное давление (pressure-inlet) $P = 2.5 \cdot 10^5$ Па; параметры турбулентности - Turbulent Intensity=1.5%, Turbulent Length Scale= 10 мм; температура $T = 287$ К.

На выходе расчетной области задаем: полное давление (pressure-outlet) $P = 1.008 \cdot 10^5$ Па; температура $T = 294$ К; параметры турбулентности такие же как на входе.

На стенках (wall): температура $T = 287$ К.

Решение строилось методом установления вторым порядком точности для расчета параметров течения и первым для параметров

турбулентности. В результате расчета определено, что за 12 часов происходит установление течения.

Полученные результаты показывают, что крупные вихри, которые формируются в зоне смещения турбулентной струи порождают пульсирующее поле давления (рис.2-3).

Средняя по времени величина давления зависит от относительного расстояния между параллельными отрезками замкнутого крупного вихря, расположенного в поперечном сечении струи. Чем ближе к оси струи и толще соответствующие отрезки, тем ниже среднее давление в поле вихря.

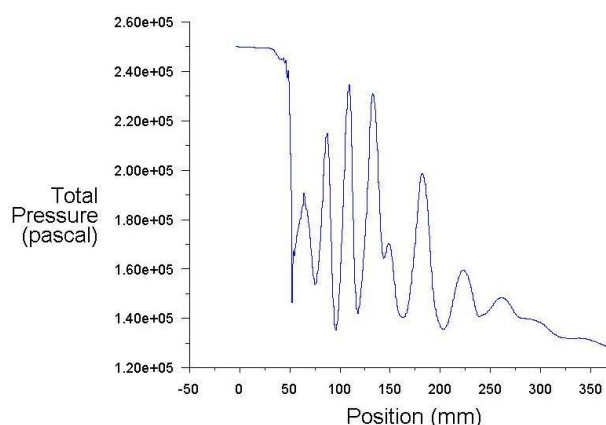


Рис.2. Распределение полного давления вдоль продольной оси

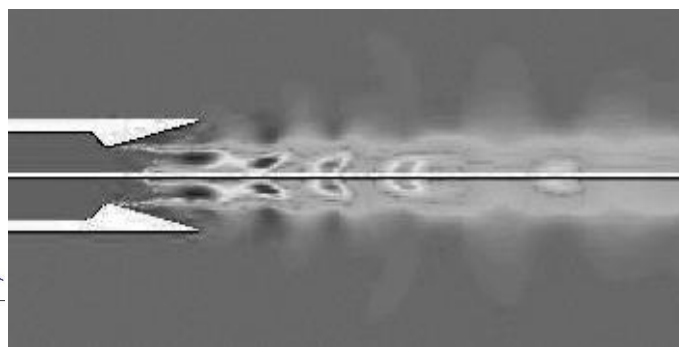


Рис.3. Расчетное поле полного давления вдоль оси струи

Поэтому на короткие, взаимно более удаленные стороны жидкого контура, охватываемого замкнутым прямоугольным вихрем, действует более высокое давление, чем на его длинные стороны. Это вызывает перетекание жидкости в плоскости поперечного сечения струи. В результате вихрь, его внутреннее поле и все поперечное сечение струи, постепенно деформируется.

На рисунках 4-5 приведены графики распределения параметров струи, вытекающей из сопла, вдоль продольной оси: плотности и числа Маха.

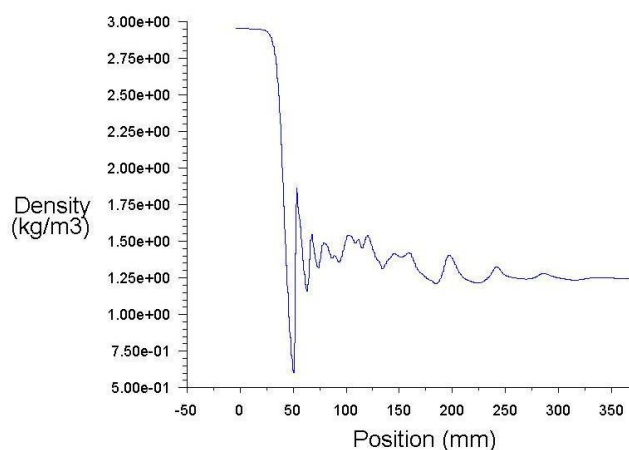


Рис.4. Распределение плотности

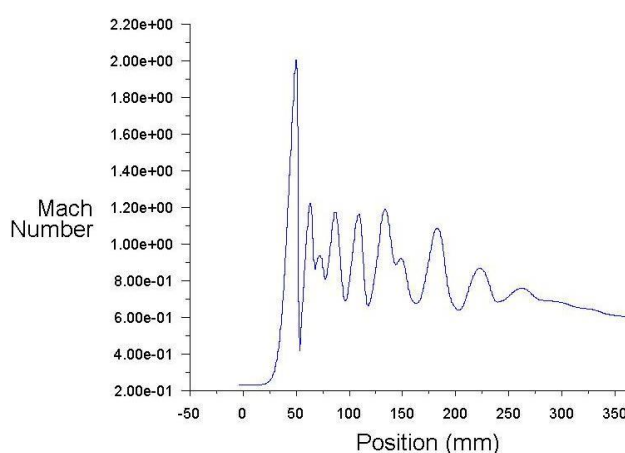


Рис.5. Распределение числа Маха

Можно говорить об удовлетворительном воспроизведении ударно-волновой структуры течения в расчете.

Таким образом, разработан численный метод высокого порядка точности для численного моделирования турбулентного истечения струи из сопла. Достоверность результатов расчетов контролировалось сравнением с результатами, полученными другими численными методами.

ЛИТЕРАТУРА

1. Крайко А.Н., Ватажин А.Б., Секундов А.Н. Газовая динамика. Избранное Т.2. 2-е изд., испр.- М.:ФИЗМАТЛИТ, 2005, С. 269-276.
2. Веремеев С.А., Семко А.Н. Взаимодействие импульсной затопленной струи жидкости с преградой //Прикладная гидромеханика, 2008, Т. 10.№1,С.3-9.
3. Шабаров В.В. Применение системы ANSYS к решению гидрогазодинамических задач /Учебно-методический материал по программе повышения квалификации «Информационные системы в математике и механике». Нижний Новгород, 2006, 108 с.
4. Хитрых Д. Расчёт параметров турбулентной осесимметричной струи на выходе из сопла в ANSYS Fluent, КАДФЕМ Си-Ай-Эс, 2010-2014 <http://www.cadfem.ru>.

УДК 622.364

ВЫБОР БОРТОВОГО СОДЕРЖАНИЯ ПРИ ОПТИМИЗАЦИИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ЗАПАСОВ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Кожогулов Б.К.

ИГиОН НАН КР

Запасы полезных ископаемых относятся к невозобновляемым природным ресурсам, и их объем постепенно уменьшается по мере использования. По имеющимся прогнозам, в начале XXI века человечество исчерпает пятую часть железных руд, половину запасов никеля и кобальта, большую часть запасов свинца, цинка, вольфрама.[1]В настоящее время многие богатые месторождения с высоким содержанием металлов в рудах уже отработаны и используются уже бедные месторождения. Например, сейчас считается рациональной разработка медных руд с содержанием меди менее 1%- в 10 раз ниже, чем в первой половине XIX века.

Для предотвращения возможного истощения и сохранения запасов недр очень важно соблюдать принцип наиболее полного извлечения из недр основных и попутных полезных ископаемых. А повышение полноты извлечения запасов из недр на основе оптимизации запасов возможно путем дифференциации бортового содержания [2].

В работе выбор бортового содержания при оптимизации промышленных запасов рудных месторождений осуществлен на примере участка Тулькубаш месторождения Чаарат.

Месторождения Чаарат, в административном отношении относящийся к Чаткальскому району Джалал-Абадской области, находится в пределах Чаткало-Нарынской структурно-формационной зоны, частью которой является зоны, частью которой является Чааратская рудоносная (лицензионная) площадь.

Климат района способствует сильному охлаждению почв и формированию мерзлых грунтов. На северных склонах на глубине 2,4 м круглогодично сохраняется отрицательная температура.

Главным водотоком района работ является р. Сандалаш и многочисленные ее притоки. Расход воды в реке Сандалаш и составляет в паводок – от 63 м³/сек до 105 м³/сек (среднее значение 87 м³/сек), а в межень – от 5,2 м³/сек до 8,4 м³/сек (среднее значение 6,8 м³/сек).

Основным полезным ископаемым Чааратской рудоносной (лицензионной) площади является золото, а попутными – сурьма, серебро, медь и молибден. Из попутных полезных ископаемых промышленный интерес не представляет ни один из вышеназванных элементов.

В пределах лицензионной площади, относящейся к Сандалашской подзоне Чаткало–Нарынской структурной формационной зоны, выявлен целый ряд золоторудных объектов, основными из которых является месторождение Чаарат. Большая часть проявлений имеет общие черты, как по вещественному составу, так и по морфологическому типу и условиям залегания.

Участок Тулькубаш расположен в пределах южного окончания Пскемского хребта и является юго-западным флангом месторождения Чаарат. Площадь участка Тулькубаш представляет собой высокогорную, резко расчлененную территорию с абсолютными высотами от 2130 м до 4200 м, с V образными долинами и

относительными превышениями до 1100 м. Сам участок расположен в южных склонах Пскемского хребта.

Участок расположен на правом берегу реки Сандалаш на абсолютных высотах 2400-2600 м и приурочен к зоне парных разломов (Караторский и Сандалашский) Таласско-Ферганский разлом. Площадь участка сложена отложениями Тюлькубашской свиты. Они залегают моноклинально, имея северо-западное падение с углами 30°-60°. Осадочные образования прорваны интрузиями диоритов и гранодиоритов. Рудные зоны расположены в пределах развития осадочных толщ. Технологические испытания руд проведены на двух лабораторных технологических пробах. Оптимальной технологией признано цианирование цельной руды с извлечением золота 78%.

В геологическом строении участка принимают участие исключительно породы Тюлькубашской свиты, а также диориты Чалмансайского интрузивного комплекса. На некотором удалении от лицензионной площади „Участок Тюлькубаш” имеются выходы гранитов алмасайского комплекса.

Породы Тюлькубашской свиты на участке представлены кварцевыми песчаниками и их измененными разновидностями. Вдоль некоторых разломов кварцевые песчаники подвержены гидротермальной проработке, которая приводит к появлению кварцитовых пород с признаками рудной минерализации. Рудная минерализация визуально представлена пиритом, реже антимонитом, пирротинном, халькопиритом и молибденитом.

Объем проведенных на участке работ позволил установить некоторые закономерности размещения золоторудных зон. Золоторудные зоны расположены вдоль разрывных нарушений, которые имеют субширотное простирание. Субширотное разрывное нарушение падает на северо-запад под пологими углами (20°-40° до 60°).

На основании принятых параметров на разрезах участка Тулькубаш были оконтурены рудные тела по 3 вариантам бортовых содержаний. Используя данные разрезы были отстроены каркасные и блочные тела.

С целью выбора оптимального бортового содержания был проведен подсчет запасов и ресурсов участка Тулькубаш. Он осуществлялся с помощью специализированной компьютерной программы Gemcom. Были составлены блок-модели. Принцип блочного моделирования был тот же, что был изложен выше. Однако размеры эллипса поиска были приняты несколько другие – 30х30х20 для C_1 и 60х60х30 для C_2 . Композитная проба была принята 1 метр, в расчет брались интервалы из трех композитных проб. Боковые модели были „обрезаны” контурами рудных тел и, таким образом, получившиеся объемы рудных тел принимались для подсчета запасов.

В результате подсчета запасов и ресурсов геологические запасы и ресурсы участка Тулькубаш месторождения Чаарат составили:

- при бортовом содержании 0,5 г/т по категории C_1 установлено 2873789 т руды, золота – 6008 кг при среднем содержании 2,09 г/т; по категории C_2 – руды 1767135 т, золота 3541 кг при среднем содержании 2,00 г/т; прогнозные ресурсы P_1 составили: руды – 791038 т, золота – 1688 кг при среднем содержании 2,13 г/т; C_1+C_2 руды – 4640924 т, золота - 9549 кг при среднем содержании 2,06 г/т; $C_1+C_2+P_1$ руды – 5431962 т, золота – 11237 кг при среднем содержании 2,07 г/т.
- при бортовом содержании 1,0 г/т по категории C_1 установлено 2531079 т руды, золота 5727 кг при среднем содержании 2,26 г/т; по категории C_2 – 1510275 т руды, золота 3327 кг при среднем содержании 2,24 г/т; прогнозные ресурсы P_1 составили 725064 т руды, золота 1630 кг при среднем содержании 2,25 г/т; C_1+C_2 руды – 4041358 т, золота – 9055 кг при среднем содержании 2,24 г/т;

$C_1+C_2+P_1$ руды – 4766423 т, золота – 10686 кг при среднем содержании 2,24 г/т.

- при бортовом содержании 1,5 г/т по категории C_1 было установлено 1819698 т руды, золота 4837 кг при среднем содержании 2,66 г/т; по категории C_2 – 10512 т руды, золота – 2745 кг при среднем содержании 2,61 г/т; прогнозные ресурсы P_1 составили 49642 т руды, золота – 1348 кг при среднем содержании 2,72 г/т. C_1+C_2 руды – 2870914 т, золота – 7583 кг при среднем содержании 2,64 г/т; $C_1+C_2+P_1$ руды 3367334 т, золота – 8931 кг при среднем содержании 2,65 г/т.

Таким образом, расчеты показали, что наиболее оптимальными и пригодными к промышленной отработке на участке Тулькубаш-Чааратского месторождения, являются геологические запасы, оцененные по бортовому содержанию 1,0 г/т. Соотношение запасов по категории C_1 к запасам по категории C_2 близко к 2:1. Запасы по категории C_1 к общим запасам составляют более 63%.

ЛИТЕРАТУРА

1. Секисов Г.В. Зыков Н.В. Освоение минеральных объектов и методология оценки. М.: Изд-во «Горная книга», 2012 г.
2. Толобекова Б. Оптимизация запасов путем дифференциации бортового содержания.// Наука и новые технологии N2, Бишкек, 2006 г.

УДК 622.271

МОДЕЛИРОВАНИЕ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ ЗАДАЧ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОГРАММЫ PLAXIS

Куваков С.Ж.

ИГиОН НАН КР

На сегодняшний день существуют широко известные автоматизированные программные продукты для решения горнотехнических и инженерных задач методом конечных элементов, в число которых входят такие программы как ANSYS 14.5, Plaxis 8.2 (2D), MSCNastran 2013.0, SoilWorks, STRESS, Lira, Phase 2и другие. Каждая из перечисленных программ имеют своеобразные практические значимости при моделировании как начального напряженного состояния породного массива, так и его изменения при введении горных работ.

В этой работе рассмотрены особенности примененияPlaxis 8.6при моделирование напряжённого состояния массивов горных пород.

Plaxis – это программная система конечно-элементного анализа, используемая для решения динамических и статистических задач инженерной геотехники и проектирования, которая представляет собой пакет вычислительных программ для конечно-элементного расчёта напряженно-деформированного гидро- и геотехнических сооружений. Программа была разработана на языке FORTRANПитером Вермеером и Рене де Борстом в 1981 году[1]. Автор разрабатывал конечную

систему, определяющую несущую способность упругопластичных грунтов с использованием 6-узловых треугольных элементов, которая решала плоскую задачу (рис.1-а) и продукт назвался ELPLAST. Позднее Рене де Бросту для внедрения конусную форму при моделировании грунта пришлось разработать конечно-элементную систему, решающую осесимметричную задачу (рис. 1-б), и в результате чего программный продукт в целом был назван PLAXIS (PLasticityAXISsymmetry) [1].

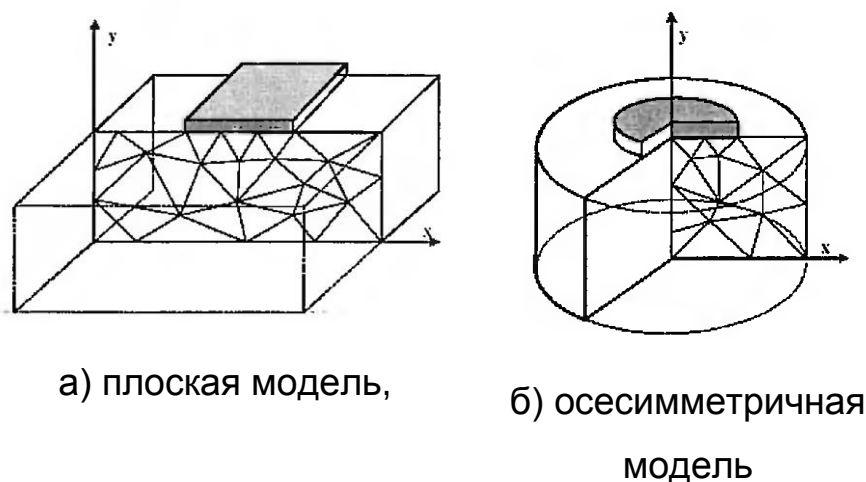


Рис. 1. Модели для конечно-элементных задач.

Только в 1998 году первая версия программы, решающая двумерные задачи (2D) была полностью разработана для широко распространенных операционных систем Windows 95 и Windows 98 [1,4]. Позднее разработчики выпустили специальную программу для расчетов туннелей – Plaxistunnel 2D, а к концу 2010 года программа была усовершенствована до трехмерного моделирования Plaxis 3D и Plaxis 3Dtunnel [7].

Для моделирования деформаций и напряжений в грунте предусмотрены 6-ти узловые треугольные элементы второго порядка и 15-ти узловые треугольные элементы четвертого порядка. Пользователь может выбрать с 6-ти или 15-ти узловыми треугольными

элементы для моделирования слоев грунта и других кластеров (рис.2) [2-6]. По умолчанию используются 15-ти узловые треугольники.

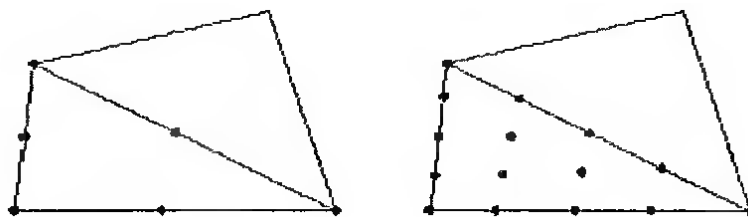


Рис.2 – Треугольные элементы 6-ти и 15-ти узловые.

Это обеспечивает для перемещений интерполяцию четвертого порядка и использует численное интегрирование по двенадцати гауссовым точкам (точкам напряжения). В случае 6-ти узловых треугольников имеет место интерполяция второго порядка, а интегрирование производится по трем точкам напряжения. Отметим, что тип элементов для структурных элементов и контактных поверхностей автоматически берется таким образом, чтобы быть совместимым с типом элемента грунта. Как показывает опыт, 15-ти узловой треугольник представляет собой очень точный элемент, который обеспечивает высокую степень надежности расчетов напряжения в сложных случаях как, например, при расчете разрушения несжимаемых грунтов. Однако, использование 15-ти - узловых треугольников ведет к относительно высоким затратам оперативной памяти компьютера, замедляет работу системы и понижает ее эффективность. Поэтому существуют более простые элементы.

Треугольные 6-узловые элементы дают хорошие результаты для стандартных деформационных задач, при условии, что используется достаточное количество элементов. Однако, следует быть осторожнее с осесимметричными моделями или ситуациями, где возможно разрушение, например, расчеты устойчивости методом ϕ - c reduction. Разрушающие нагрузки или коэффициент устойчивости обычно

завышены при использовании 6-ти узловых элементов. В этих случаях предпочтительнее использовать 15-ти узловых элементы.

Интерфейс программы простой и удобный, который имеет следующий набор инструментов: геометрическая линия, плита, балка, два вида анкера, шарнир, свая, туннель, свойства материала, граничные элементы, различные виды прилагаемых нагрузок, граничные условия и генератор сеток (разбивка на конечные элементы). Так же предусмотрены различные модели грунтов в зависимости от структурного состояния массива [4,5]:

А) Линейная упругая модель, которая представляет закон Гука для изотропной среды.

Б) Модель Кулона-Мора. Данная модель может быть использована для вычисления предельных нагрузок на фундаменты, расчета устойчивости геотехнических объектов методом снижения параметров прочности грунта и т.д

В) Модель ползучести слабого грунта. Эта модель, описывающая вязкопластичное поведение грунта, может использоваться для моделирования, зависящего от времени поведения слабых грунтов.

Г) Модель упрочняющегося грунта – описывает пластичность грунтов при их упрочнении.

Д) Модель скального грунта, т.е. эта анизотропная упругопластичная модель, которая используется для слоистого массива.

Е) Модель Кэм-Клея используется для моделирования поведения слабых грунтов, и используется в ситуациях первичного уплотнения.

Применяемость программы широкая, к примеру выявление зоны пластичности вокруг туннеля (рис. 3), расчет устойчивости откоса (рис. 4), распределение нормальных напряжений сгенерированными на конечные треугольные элементы на Plaxis 3D (рис.5) [7].

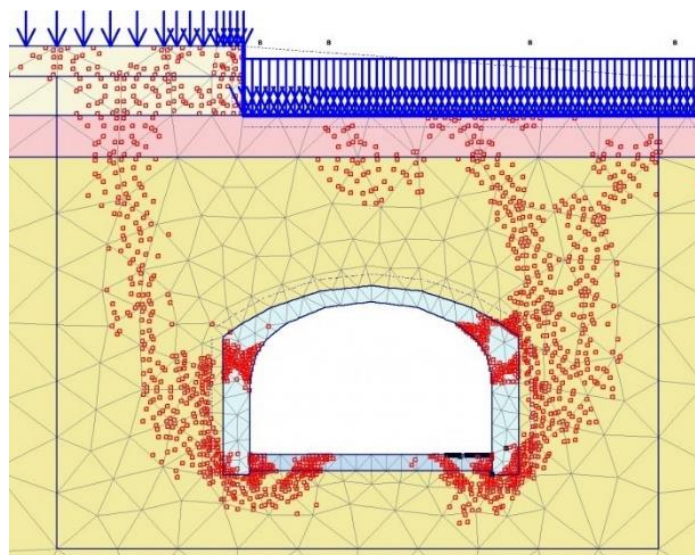


Рис. 3 – Расчет зон пластичности вокруг туннеля.

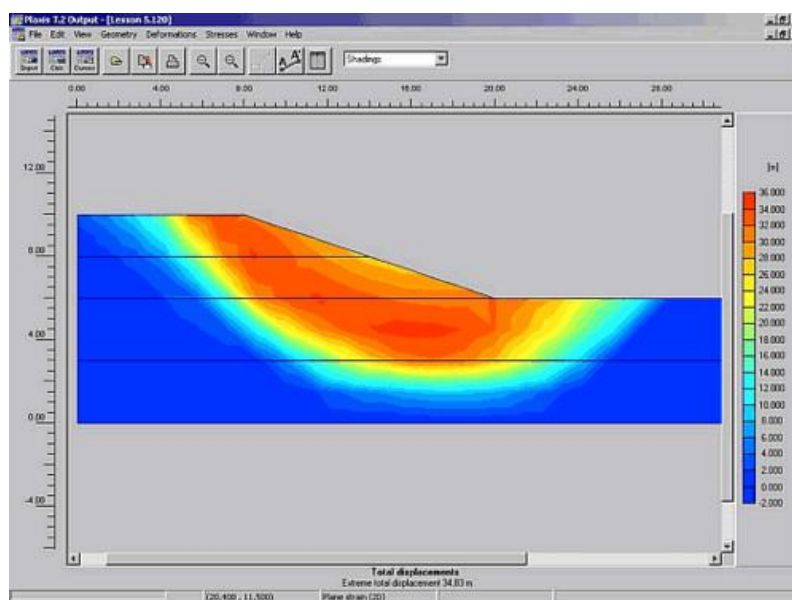


Рис.4 – Расчет устойчивости откоса.

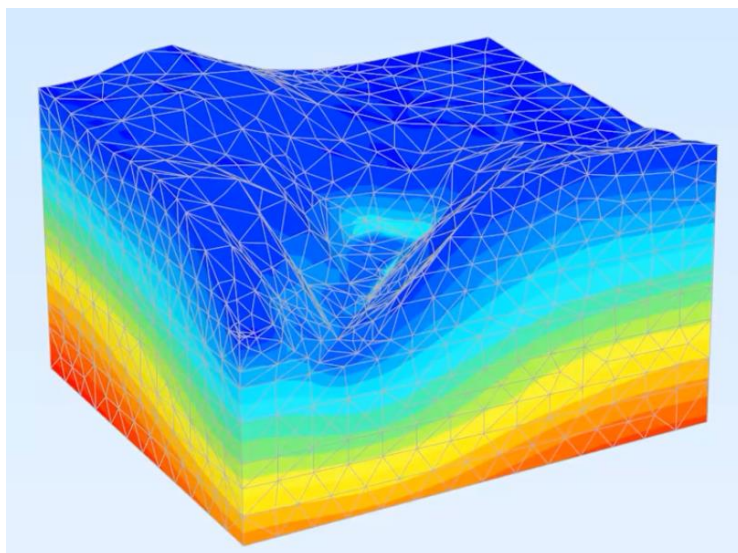


Рис. 6 – Распределение нормальных напряжений сгенерированными на конечные треугольные элементы на Plaxis 3D.

После расчетов программа предоставляет возможность вывода данных следующего характера:

- **По деформационным характеристикам** – графический вывод деформированного состояния расчетной области и доступен в виде деформированной конечно-элементной сетки, полных перемещений, приращений перемещений, полных деформаций и приращений деформаций. Все перемещения и деформации могут быть визуальны представлены с помощью векторов, изолиний и цветных контуров с соответствующими значениями.
- **По напряженным характеристикам** – графический вывод напряженного состояния расчетной области доступен в виде эффективных напряжений, полных напряжений, декартовых компонентов напряжений, полных поровых и избыточных поровых давлений. Напряжения могут быть визуальны представлены с помощью изолинии и цветных контуров с соответствующими значениями.

- **Сечения** - эта опция позволяет создавать эпюры распределения всех типов напряжений и перемещений в любом сечении в рассматриваемой геометрической модели.
- **Экспорт данных или генератор отчета.** Данная функция позволяет экспортировать полученных данных в приложение MSWord 2000-2010 операционной системы Windows, содержащее информацию о количестве треугольных элементов, узлов и кластеров, вводимые физико-механические свойства материала.
- Исходя из вышеизложенного можно сделать вывод, что для моделирования напряженного состояния породных массивов, расчета устойчивости геотехнических сооружений можно эффективно использовать программный продукт Plaxis.

ЛИТЕРАТУРА

1. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов. «МИР», Москва 1979.
2. Электронная библиотека: <https://ru.wikipedia.org/wiki/PLAXIS>
3. Plaxis 2D – Referents manual, [electron resource], Netherlands 2011, www.plaxis.nl
4. Plaxis – инструмент инженера-геотехника. Примеры расчетов. // *CADmaster*. — 2002. — № 3. — С.62-65.
5. Plaxis version 8. General information [Electron resource]/ Plaxisbv, AN Delft, The Netherlands. – Access mode: www.plaxis.nl
6. Plaxis version 8. Material models manual [Electron resource]/ Plaxisbv, AN Delft, The Netherlands. – Access mode: www.plaxis.nl
7. http://www.nipinfor.ru/construction/engineering_calculations/10013/

УДК 626.627.03.042.193

ТЕХНОЛОГИЯ СКЛАДИРОВАНИЯ ОБЕЗВОЖЕННЫХ ХВОСТОВ ОФ «БОЗЫМЧАК»

Абдыраков Т.Т.

ИГиОН

Данный вид складирования ранее в нашей стране не встречалось и начала развиваться в КНР и Российской Федерации. С недавнего времени начали применять такой метод складирования шламовых отходов в месторождении «Бозымчак».

В административном отношении местоположение хвостохранилища месторождения «Бозымчак» относится к Ала-Букинскому району Джалал-Абадской области Кыргызской Республики.

Рельеф резко пересеченный скалистый. Абсолютные отметки изменяются от 2165 м до 2220 м. Абсолютные отметки поверхности склона изменяются от 2170 м до 2200 м.

Сейсмичность района по отчету Института сейсмологии Национальной Академии наук Кыргызской Республики составляет 8 баллов. Расчетное горизонтальное ускорение сейсмического воздействия (утверждено Институтом сейсмологии Кыргызской Республики) ввиду особой важности и ответственности хвостохранилища будет принято равным 0,35 g.

Климат района резко континентальный с холодной и продолжительной зимой (4,0-4,5 месяца) и жарким сухим летом.

Средняя температура января от -10°C до -15°C , июля - от $+20^{\circ}\text{C}$ до $+35^{\circ}\text{C}$. Среднегодовое количество осадков - 385 мм.

Температура воздуха наиболее холодной пятидневки -15°C .

Продолжительность периода со средней суточной температурой воздуха составляет: ниже -5°C - 38 дней, от -5°C до $+5^{\circ}\text{C}$ - 103 дня, выше $+5^{\circ}\text{C}$ - 224 дня.

Основное направление ветра - северо-западное.

Наибольшая высота снежного покрова - 51 см, средняя высота - 13 см.

Для изображения полной картины обогатительной фабрики месторождения «Бозымчак» описываю технологическую схему обогащения полезных ископаемых в укороченном виде:

- дробление;
- измельчение;
- флотация;
- сушка концентрата (сгущение исходной хвостовой пульпы);
- осушение хвостов.

После флотации концентрат перекачивается на сгуститель для сгущения. Верхний продукт сгустителя самотеком поступает в пруд оборотной воды. Сгущенный продукт сгустителя по трубам поступает в отделение фильтрации хвостов для фильтрования.

Осушенные хвосты (полусухие хвосты влажностью 15 %) подаются на хвостохранилище конвейерами.

Предусматривается транспортировка до территории хвостохранилища по магистральному конвейеру, далее укладка хвостов предполагается при помощи передвижных колесных конвейеров.

Для обеспечения бесперебойной работы обогатительной фабрики «Бозымчак», предусмотрены два хвостохранилища, верхнее и нижнее, с дальнейшим наращиванием.

Протяженность чаши верхнего хвостохранилища по длине лога составляет 364 м. Пионерная дамба хвостохранилища перегораживает северный лог на высотных отметках ▼2184 м, ▼2164 м, ▼2184 м. Технические характеристики пионерной дамбы верхнего хвостохранилища приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Технические характеристики пионерной дамбы

№ п/п	Наименование показателя	Ед. изм.	Кол-во
1	2	3	4
I.	<i>Дамба основная (пионерная)</i>		
1	Отметка гребня дамбы	м	2184,0
2	Высота дамбы по оси, с учетом выемки толщи ($\approx 1,50$ м) просадочного суглинка с основания дамбы	м	24,0
3	Длина гребня дамбы	м	185,0
4	Ширина гребня дамбы	м	7,0
5	Заложение откосов дамбы: $m_{\text{верховой}}/m_{\text{низовой}}$	$m_{\text{в}}/m_{\text{н}}$	1:2,5/1:2,0
6	Ширина подошвы основания дамбы	м	136,0
7	Ширина основания упорной призмы	м	73,0
8	Объем насыпи тела дамбы с уплотнением до $\gamma_{\text{ск}} = 2,1 \text{ г/см}^3$	м^3	107710
9	Упорная призма: высота h_{max} /ширина гребня	h_{max}/b	13,0/20,0
10	Объем крупнообломочного грунта (диаметр фракций 200 – 500 мм)	м^3	54260
11	Объем чаши «верхнего» хвостохранилища, ограниченный отметкой 2183,5 м	м^3	133700
12	Заложение откосов упорной призмы: верховой/низовой	$m_{\text{в}}/m_{\text{н}}$	1,5/2,5
13	Отметка гребня упорной призмы	м	2170,0
14	Площадь «зеркала» чаши под пионерной дамбой	м^2	25130,0

«Нижнее» хвостохранилище образовано перегораживающей дамбой из грунтовых материалов, практически в устье северного лога. Простирание чаши хвостохранилища по длине лога составляет 700 м (до границы низового откоса дамбы «верхнего» хвостохранилища). Средневзвешенный уклон лога - $i = 0,145$. Технические характеристики пионерной дамбы нижнего хвостохранилища приведены в таблице 2.

Таблица 2. Технические характеристики пионерной дамбы

№ п/ п	Наименование показателя	Ед. изм.	Кол-во
1	2	3	4
Дамба основная (пионерная)			
1	Отметка гребня дамбы	▼(м)	2120,0
2	Высота дамбы по оси	м	33,0
3	Длина гребня дамбы	м	495,0
4	Ширина гребня дамбы	м	8,0
5	Заложение откосов дамбы: $m_{\text{верховой}} / m_{\text{низовой}}$	1:m	1:3,0/1:2,5
6	Ширина подошвы основания дамбы	м	225,0
7	Ширина основания упорной призмы	м	95,0
8	Объем насыпи тела дамбы с уплотнением до $\gamma_{\text{ск}} = 2.1 \text{ г/см}^3$	м³	1 122 080
9	Упорная призма: высота тах/ширина гребня	hmax/b	18,0/20,0
10	Объем крупнообломочного грунта, d фракций =200–500 мм.	м³	220430
11	Объем складированных хвостов до ▼2120,00 м	м³	1 000 826
12	Заложение откосов упорной призмы: верховой/низовой	mв/мн	1,5/2,5
13	Отметка гребня упорной призмы	▼	2095,0
14	Площадь «зеркала» чаши на отметке 2120,00 м	м²	104 203

На обоих хвостохранилищах предусмотрена дренажная система для аккумуляции и организованного возвращения воды из чаши хвостохранилища в систему оборотного водоснабжения. Дренаж включает в себя водоприемное, защитное и водоотводящее устройства. Роль водоприемного устройства выполняет водосборная дрена, выполненная из полиэтиленовой перфорированной трубы. Труба укладывается на гравийную подушку из сортированного гравия.

Защитное устройство для водосборной дрены – дренажная обсыпка из промытой гравийной смеси. Ширина обсыпки по ее верху – 500 мм. В поперечном сечении дренажный фильтр представляет собой

трапецию. Для исключения кольматации дренажного фильтра мелкодисперсными хвостовыми отложениями предусматривается, обтяжка трапецеидального сечения фильтра слоем нетканого геотекстильного материала «Тайпар». Водоотводящее устройство в данном случае совмещается с водоприемным. Через перфорацию в дренажную трубу собирается фильтрат жидкой фазы, а нижняя часть трубы (неперфорированная) работает, как водоотводная труба. Дренажная труба укладывается с уклоном $i = 0.001$ в сторону левого борта чаши, который транспортирует воду к водоприемной трубе с насосной установкой.

Технология заполнения хвостохранилища

Технология сухого складирования хвостов предназначена для снижения влажности хвостов до 15%. Данная технология может изменять традиционный способ обработки хвостов, позволит в значительной степени сократить площади занимаемые отвалом хвостов и полностью исключить различные стоки, что в значительной степени сокращает воздействие на окружающую среду, одновременно повышает коэффициент использования оборотной воды и осуществление вторичного использования хвостов.

Для обезвоживания хвостов в ОФ «Бозымчак» используются керамические вакуумные фильтры.



Рис.1. Керамический фильтр

Сгущённые хвостовые материалы (Т:Ж =55:45) по самотеку попадают в пульпо-насосную станцию и перекачиваются на цех фильтрации хвостов для обезвоживания с керамическими фильтрами. Обезвоженные хвостовые материалы с помощью ленточных конвейеров попадают на верхнее и на нижнее хвостохранилища.



Рис. 2 – Стационарные и ленточные конвейера с цеха фильтрации хвостов на чашу верхнего хвостохранилища

В первую очередь – приоритет заполнения для верхнего хвостохранилища. Заполнения верхнего хвостохранилища производится поэтапно (рисунок 3). На первом этапе устанавливается дополнительный передвижной ленточный конвейер и формируется эксплуатационный съезд из обезвоженного хвостового материала с уклоном 1:6 (по результатам расчета устойчивости откоса из хвостового материала) и с толщиной 1,2 метра с помощью погрузчика малой мощности с бортовым поворотом «Bob Cat». Таким образом эксплуатационный съезд будет формироваться до дна чаши верхнего хвостохранилища. По ходу формирования эксплуатационного съезда

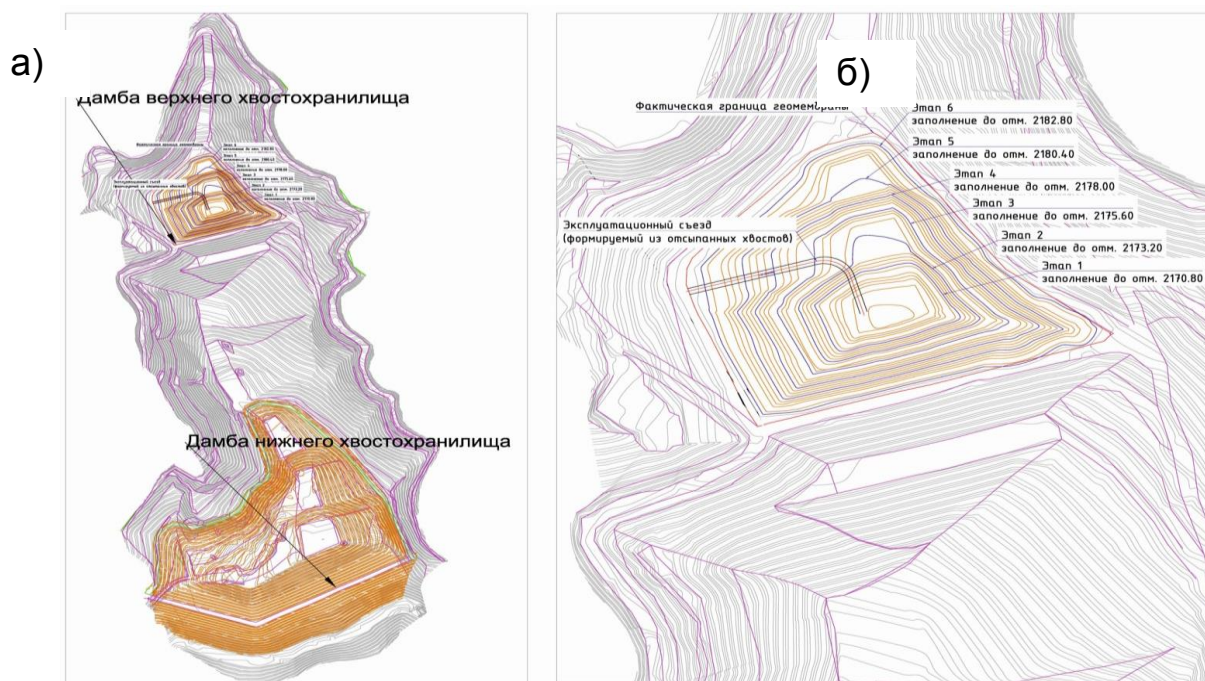


Рис. 3 – Верхнее и нижнее хвостохранилища: а)-общий вид хвостохранилищ; б)-верхнее хвостохранилище с указанием этапов заполнения.

будут устанавливаться дополнительные передвижные колесные конвейера для укорочения расстояния укладки хвостовых материалов. После формирования эксплуатационного съезда заполнение хвостохранилища производится по методу «снизу-вверх» для сохранения защитной противофильтрационной пленки – геомембраны.

С каждым этапом заполнения площадь укладки будет увеличиваться и потребуются дополнительные передвижные ленточные конвейера для создания эффективной работы бульдозера и фронтального погрузчика. Уплотнение уложенного хвостового материала начинается после заполнения первого этапа с кулачковым виброкатком (16 тн).

Таким образом заполняется пионерная дамба верхнего хвостохранилища и переходит на нижнее хвостохранилище. Во время эксплуатации нижнего хвостохранилища, на верхнее хвостохранилище производится отсыпка дамб вторичного обвалования при полном высушивании пляжа в течение трех летних месяцев. Проектом предусмотрено пять дамб обвалования на обоих хвостохранилищах.

Следует отметить, что сухое складирование хвостов (15% влажность) в нашей стране ранее не встречалось. При полной гидроизоляции чаши хвостохранилища хвостовой материал расположенный в нижней части будет более водонасыщен. В связи с этим актуальным является вопрос устойчивости дамб хвостохранилищ, особенно при сейсмическом воздействии т.к. высока вероятность разжижения хвостов. При этом повышение порового давления в водонасыщенных нижележащих слоях приводит к поднятию уровня воды по порам в вышележащие слои. Тем самым разжижаются значительная область хвостового материала, которая будет оказывать «новое» силовое воздействие на дамбу хвостохранилища.

ЛИТЕРАТУРА

1. Проектный материал от ОсОО «ЭкоСервис»: «Каскад хвостохранилищ (емк. 9,8 млн. м³ с перспективой наращивания) Месторождения Бозымчак».



С 70 летием ТАБЫШОВА РЫСКЕЛДИ ТАБЫШОВИЧА

**кандидата физико-математических наук,
профессора, Заслуженного работника
образования Кыргызской Республики,
Лауреата «Государственной премии в
области науки и техники»**

Табышов Рыскелди уроженец села Кырк-Казык Таласского района. После окончания средней школы, с 1961 по 1966 годы учился на механико-математическом факультете Кыргызского государственного университета, и окончил его с отличием.

Трудовую деятельность начал в 1967 г. преподавателем кафедры Высшей математики и теоретической механики Кыргызского сельскохозяйственного института им. К.И. Скрябина, а в 1976-1983 годы возглавлял объединенный профсоюзный Комитет института.

В 1983 -1990 годы работал младшим научным сотрудником Института Автоматики АН Кирг. ССР, где подготовил и в 1989 г. защитил кандидатскую диссертацию по специальности 01.02.05 – механика жидкостей, газа и плазмы по теме: «Приближенно-аналитические методы решения системы уравнений двухфазных течений смеси газа и частиц».

С 1990 г. работал доцентом каф. Экономической кибернетики, и с 1991 года по его инициативе в КыргСХИ была открыта новая кафедра Информатики, которую он заведовал до середины 1997 г.

В 1997-2001 годы работал директором Бишкекского педагогического колледжа при КГПУ им. И. Арабаева.

В 2001-2002 годы работал Исполнительным директором Дирекции по реализации Проекта «Развития Сектора Образования» МОиК КР, октябрь и ноябрь 2002 года работал Ученым секретарем ИИНИТ МОиК КР.

С ноября 2002 по апрель 2003 года заведовал кафедрой "Информатики" Кыргызского Аграрного Университета.

С апреля 2003 года по 2013 года работал ректором Института социального развития и предпринимательства (ИСРиП) КР.

Рыскелди Табышович - автор более 50 научных трудов, учебно-методических пособий и четырех учебников написанные на кыргызском языке. Он ведет научное руководство аспирантами и соискателями, им подготовлен три кандидата наук.

Рыскелди Табышович за успехи в научно-педагогической, общественной деятельности был награжден: Юбилейной медалью «100-летию В. И. Ленина» (1970), Грамотой Верховного Совета Кыргызской ССР (1983), нагрудными знаками «Отличник образования Кыргызской Республики» (1993), Отличник «Социальной работы КР» (2005). В 2012 году стал Лауреатом «Государственной премии в области науки и техники». Он - Заслуженный работник образования Кыргызской Республики (2006).

В 2009 году он получил ученое звание профессора по специальности "Математика».

Табышов Р. имеет около 50 летний стаж научно-педагогической и воспитательной работы, владеет организаторским способностям и руководящим опытом в учреждениях среднего и высшего профессионального образования.

Юбиляру желаем крепкого здоровья, счастья и успехов в научно-педагогической деятельности.

Кожогулов К.Ч., председатель
Комитета по теоретической и
прикладной механике Кыргызстана,
член-корр. НАН КР, д.т.н., профессор

СОДЕРЖАНИЕ

стр

1.	КОЖОГУЛОВ К.Ч., БИТИМБАЕВ М.Ж., ОРЫНГОЖИН Е.С., ДЖУМАБАЕВ Е.И. Подготовка руды и сооружение штабеля для интенсивного кучного выщелачивания.....	4
2.	КОЖОГУЛОВ К.Ч., БИТИМБАЕВ М.Ж., ОРЫНГОЖИН Е.С., ДЖУМАБАЕВ Е.И. Подготовка участка для интенсивного кучного выщелачивания золота и его инженерное обеспечение на месторождении Акжал восточного Казахстана.....	10
3.	АБДИБАЙТОВ Ш.А., ТАЖИБАЕВ Д.К., ЯЛЫМОВ Р.Н., ТОКТОГОНОВ Б.М. Отходы добычи и обогащения углей и их комплексное использование.....	17
4.	ТОРГОЕВ И.А., ХАВЕНИТ Х.Б., ХУ Ю., ТОРГОЕВ А.Д. Моделирование геоструктуры и оценка устойчивости взрыво-набросной плотины Камбаратинской ГЭС-2...	26
5.	АЛЕШИН Ю.Г., ТОРГОЕВ И.А. Развитие оползневых процессов на склонах с подземной горнопромышленной подработкой.....	35
6.	АЛЕШИН Ю.Г., ТОРГОЕВ И.А., ШИКЕРУК А.Н. Вероятностный прогноз времени обрушение оползня....	46
7.	КЕРИМБЕКОВ А.К., АШИРБАЕВ Б.Ы. Цифровое управления с минимальной энергией.....	56
8.	ИСАЕВА Г.С., ШАМБЕТОВ З.С. Разработка методики расчета параметров бортов карьера с учетом сейсмического воздействия.....	64
9.	КАЗАКБАЕВА Г.О. Влияние времени на перераспределение напряжений в оптически активном образце.....	77
10.	КОЖОГУЛОВ К.Ч., ЧУКИН Р.Б. Обоснование наращивания дамбы хвостохранилища с	85

	учетом разжижения хвостов при сейсмическом воздействии.....	
11.	НАБИЕВ М.А. Теплоемкость и теплота сгорания углей различных пластов Сары-Адырского месторождения Казахстана...	106
12.	ОСМОНКАНОВ А.М., ТУРГУНАЛИЕВ Э.Т., КАРЫБАЛИЕВА К.Т. Об одном применении метода Ньютона – Канторовича..	113
13.	ТОРГОВЕВ И.А., АЛЁШИН Ю.Г. Геотехнические проблемы предполагаемой разработки Кумторского золоторудного месторождения подземным способом.....	120
14.	ТАЖИБАЕВ К. Т., ОМУРКУЛОВ Т. А. Разряды в верхней атмосфере как составная часть процесса земного электромагнетизма.....	133
15.	НАБИЕВ М.А. Выплавка комплексного сплава на основе кремния, алюминия и марганца из высокозольного углистых пород месторождения «Сары-Адыр».....	140
16.	ЧЕЧЕЙБАЕВ А.Б., ЧЕЧЕЙБАЕВ Б. Вычислительный алгоритм метода крупных частиц Давыдова для расчета продольных колебаний пылевой плазмы.....	148
17.	ЧЕЧЕЙБАЕВ А.Б. Расчет методом крупных частиц коронного разряда в воздухе в рамках униполярной модели и цилиндрической геометрии.....	155
18.	ФАЛАЛЕЕВ Г.Н Экспериментальное изучение ползучести глинистых грунтов при компрессии.....	167
19.	УСМАНОВ С.Ф., САБИРОВА Л.Б. Экспериментально-теоретические результаты восстановления пластовых вод гидрогенных месторождений.....	176
20.	УСМАНОВ С.Ф., САБИРОВА Л.Б Время восстановления техногенных растворов в пласте после протяжки.....	182

21.	ЧУКИН Р.Б. Особенности динамической неустойчивости грунтов и скальных пород и их учет при выборе расчетной акселерограммы.....	186
22.	КАРТАНОВА А.ДЖ. Численное моделирование истечения струи из сопла Лавала.....	206
23.	КОЖОГУЛОВ Б.К Выбор бортового содержания при оптимизации промышленных запасов рудных месторождений.....	212
24.	КУВАКОВ С.Ж. Моделирование горнотехнических задач с использованием программы Plaxis.....	217
26.	АБДЫРАКОВ Т.Т. Технология складирования обезвоженных хвостов ОФ «Бозымчак».....	224
27	К 70 -летию Табышева Р.Т.....	232
28	СОДЕРЖАНИЕ.....	234

СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ МЕХАНИКИ СПЛОШНЫХ СРЕД

ВЫПУСК ДВАДЦАТЫЙ

ГИДРОГАЗОДИНАМИКА, ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОТЕХНОЛОГИИ

Редактор *А.К. Орозобекова*

Подписано в печать 22.12.2014.
Формат 60x84 1/16. Объем 15,0 усл. печ. л.
Бумага офсетная. Тираж 300 экз. Заказ 338

Кыргызский государственный университет строительства,
транспорта и архитектуры им. Н.Исанова

Учебно-издательский центр «Авангард»
720020, г. Бишкек, ул. Малдыбаева, 34, б

ISSN 1694-6065

