

А.М. ГАЛЫПЕРИН

**ГЕОМЕХАНИКА
ОТКРЫТЫХ
ГОРНЫХ РАБОТ**



ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ



**МОСКОВСКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

**РЕДАКЦИОННЫЙ
С О В Е Т**

Председатель
Л.А. ПУЧКОВ

Зам. председателя
Л.Х. ГИТИС

Члены редсовета
И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

А.П. ДМИТРИЕВ

Б.А. КАРТОЗИЯ

В.В. КУРЕХИН

М.В. КУРЛЕНЯ

В.И. ОСИПОВ

Э.М. СОКОЛОВ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

В.В. ХРОНИН

В.А. ЧАНТУРИЯ

Е.И. ШЕМЯКИН

**ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

*ректор МГГУ,
чл.-корр. РАН*

*директор
Издательства МГГУ*

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАН

академик РАН

академик МАН ВШ

академик РАН

профессор

академик РАН

академик РАН

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

А.М. ГАЛЬПЕРИН

ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Допущено Министерством образования Российской Федерации в качестве учебника для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению подготовки дипломированных специалистов «Горное дело»

МОСКВА

**ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА**

2 0 0 3



A.M. Galperin

Geomechanics in surface mining. — Moscow, Publishing House of Moscow State Mining University, 2003. — 473 p.

This book provides brief description of the influence of both environmental and geotechnical factors over the state of open-pit mine slopes as well as the state of structures formed by the mine dump materials. It further analyses the investigations carried out to establish the influence of these factors over the stability of these structures including the hydraulically filled dump sites and the tailings dams. It also provides theoretical aspects of the geomechanical process that take place in the open-pit mine slopes and in the mine dump sites.

The book also analyses the technological and special activities that directly influence over the state of these objects. In this connection, the geomechanical control over the stability of open-pit mine slopes and the associated dump sites are further analysed. The methodology and the analysis given in this book will assist to understand the geomechanical influences during the formation as well as during the reclamation of these structures. Hence, it will provide necessary guidelines for the protection of environment and the industrial safety.

This book is specifically designed for the undergraduate students in mining engineering specialties as well as for the postgraduate students with firm grasp of the fundamentals of geomechanics.

A.M. Galperin

Geomechanik im Tagebau. — Moskau, Verlag der Moskauer Staatlichen Bergbauuniversität, 2003. — 473 s.

Im Buch werden naturgeologische und technologische Faktoren behandelt, die den Zustand von Tagebaurand- und Kippenmassiven bestimmen. Auch werden Störungen der Standfestigkeit von Tagebaurandböschungen, Dammkippen und Ringdämmen von Spülkippen und Rückstandshalden analysiert. Es werden theoretische Grundlagen und Ingenieurverfahren zur Prognostizierung geomechanischer Prozesse, einer Berechnung der Standfestigkeit von Tagebaurandböschungen dargelegt, technologische und spezielle Maßnahmen zur gerichteten Zustandsänderung des Massivs sowie Methoden und Mittel einer geomechanischen Überwachung im Tagebau beschrieben. Darüber hinaus werden Probleme einer geomechanischen Begründung der Technologie der Formierung und Rekultivierung von Dammkippen und bergtechnischen Spülanlagen unter Berücksichtigung der industriellen und ökologischen Sicherheit beleuchtet.

Das Lehrbuch ist für Studenten der Fachrichtung Bergbautechnologie sowie für Ingenieure und Magister im Bereich Tagebaubetrieb bestimmt.

MINING HIGHER EDUCATION

A.M. GALPERIN

GEOMECHANIC IN SURFACE MINING

MOSCOW

PUBLISHING HOUSE

OF MOSCOW STATE MINING UNIVERSITY

2 0 0 3

HOCHAUSBILDUNG IM BERGBAU

A.M. GALPERIN

GEOMECHANIK IM TAGEBAU

MOSKAU

VERLAG DER MOSKAUER

STAATLICHEN BERGBAUUNIVERSITÄT

2 0 0 3



УДК 622.015

ББК 33.22

Г 15

Рецензенты:

- кафедра Геодезии, маркшейдерского дела и геомеханики Московского государственного геологоразведочного университета (проф., д-р техн. наук *В.И. Борщ-Компаниец*);
- проф., д-р техн. наук *М.Е. Певзнер* (Государственный институт горно-химического сырья)

Гальперин А.М.

Г 15 Геомеханика открытых горных работ: Учебник для вузов. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. — 473 с.

ISBN 5-7418-0228-1 (в пер.)

Рассмотрены природно-геологические и технологические факторы, определяющие состояние бортовых и отвальных массивов. Приведен анализ процессов нарушения устойчивости бортов карьеров, отвальных насыпей, дамб гидроотвалов и хвостохранилищ. Изложены теоретические основы прогноза геомеханических процессов в бортовых и отвальных массивах, инженерные методы расчета устойчивости карьерных откосов, описаны технологические и специальные мероприятия по направленному изменению состояния массива. Освещены вопросы геомеханического обоснования технологии формирования и рекультивации отвальных насыпей и намывных горно-технических сооружений с учетом требований обеспечения промышленной и экологической безопасности. Дана характеристика методов и средств геомеханического контроля на карьерах.

Для студентов, обучающихся по направлению подготовки дипломированных специалистов «Горное дело».

УДК 622.015

ББК 33.22

ISBN 5-7418-0228-1

© А.М. Гальперин, 2003

© Издательство МГГУ, 2003

© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2003



Анатолий Монсеевич Гальперин родился в г. Москве 25 июля 1937 г.

В 1959 г. закончил Московский горный институт по специальности «Открытые горные работы», после чего началась его практическая деятельность на Щигровском фосфоритовом руднике, а позже — в проектной конторе Союзшахтоосущение».

Тема кандидатской диссертации, которую он защитил в 1965 г., — «Оценка устойчивости

карьерных отвалов в условиях нестабилизированного состояния породных масс». Спустя три года Анатолий Монсеевич становится доцентом кафедры геологии Московского горного института; в 1980 г. защищает докторскую диссертацию на тему «Геомеханические основы технологии формирования во времени бортов карьеров и отвальных массивов». С 1983 г. А.М. Гальперин — профессор, с 1989 г. — заведующий кафедрой геологии Московского государственного горного университета, с 1996 г. — академик РАЕН. В 1998 г. ему присвоено звание заслуженного деятеля науки Российской Федерации.

Научная и педагогическая деятельность А.М. Гальперина связана с проблемами геологического обеспечения, геомеханики и технологии открытых горных работ, включающими в себя такие вопросы, как создание теории и методов инженерно-геологических исследований при освоении месторождений полезных ископаемых, методики прогнозирования гидромеханических процессов, комплексного геологического изучения техногенных массивов отвалов и хвостохранилищ, разработку природоохранных технологий. За создание научных основ высокоэффективной и экологически безопасной технологии формирования гидроотвалов на горных предприятиях в 1989 г. А.М. Гальперин был награжден Премией Совета Министров СССР. В 2000 г. он — лауреат конкурса «Соросовские профессора».

Результаты научных исследований А.М. Гальперина реализованы на многих горно-добывающих предприятиях и объектах гидротехнического строительства. А.М. Гальпериным подготовлены 20 кандидатов и пять докторов наук. А.М. Гальперин — автор более 160 опубликованных трудов, в том числе 14 монографий и учебников. Он является председателем Комиссии по горно-промышленной геологии геологоразведочного отделения РАЕН, членом редколлегии журналов «Геоэкология» и «Геология и разведка», Международной ассоциации инженеров-геологов (IAEG), Международной комиссии по высоким плотинам (ICOLD).

ВСТУПИТЕЛЬНАЯ СТАТЬЯ

КАРЬЕРНАЯ ГЕОМЕХАНИКА – ОСНОВА ПРОМЫШЛЕННОЙ И ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ

В XX в. промышленно-технологическая революция привела к глобальному вмешательству человека в наиболее консервативную часть окружающей среды — литосферу. Геологическая деятельность человека стала сопоставимой с природными геологическими процессами. Это дало основание В.И. Вернадскому еще в 1925 г. заявить, что человек своей научной мыслью создает «новую геологическую силу». Подтверждением этому служит тот факт, что в настоящее время при строительстве и добыче полезных ископаемых человек перемещает в год более 100 млрд т горных пород, что примерно в 4 раза больше массы материала, переносимого всеми реками мира.

Несомненно, полезные ископаемые — главная часть природного богатства недр. В России выявлены в промышленных масштабах все виды минерального сырья, используемого в мировой практике. Разработка большинства из них в ближайшей перспективе будет осуществляться открытым способом.

Высокий удельный вес открытого способа разработки месторождений России свидетельствует о сохранении этого генерального направления развития горнодобывающих отраслей промышленности для обеспечения топливом и минеральным сырьем потребностей энергетики, черной и цветной металлургии, химической индустрии, строительства, машиностроения, вычислительной техники, коммунально-бытового и сельского хозяйства. При этом воздействие на окружающую сре-

ду современных карьеров и техногенных массивов приобретает региональный характер, учитывая объемы водопонижительных работ, перемещаемых и вовлекаемых в деформацию породных масс, земель, нарушаемых объектами горного производства.

Закономерное увеличение глубины и объемов открытых горных работ и, как правило, усложнение геологических, гидрогеологических и инженерно-геологических условий разработки определяют качественно новый подход к обеспечению устойчивости бортов глубоких карьеров и высоких отвалов. Эффективность открытой разработки связана с решением таких проблем, как охрана водно-земельных ресурсов, увеличение полноты извлечения запасов полезных ископаемых из недр, сокращение затрат на вскрышные и отвальные работы, ускоренное восстановление нарушенных территорий.

Горная геомеханика — научная дисциплина, изучающая механические процессы, развивающиеся в толщах горных пород (массивах) при производстве горных работ.

Геомеханика открытых горных работ рассматривает вопросы устойчивости карьерных откосов, оценки несущей способности естественных и искусственных оснований, прогноза деформаций сдвига и уплотнения бортовых и отвальных массивов, направленного изменения и контроля состояния массивов пород в бортах карьеров, а также техногенных насыпных и намывных массивов отвалов, гидроотвалов и хвостохранилищ.

Знание закономерностей развития геомеханических процессов в массивах горных пород позволяет регламентировать мероприятия по направленному изменению их состояния и, соответственно, обеспечить экономическую эффективность горных работ, а также промышленную и экологическую безопасность.

В учебнике дается подробная характеристика природно-геологических и горно-технических факторов, определяющих состояние пород в бортах карьеров и отвалах, рассматриваются теоретические основы прогноза развивающихся в бортовых и отвальных массивах механических процессов, приводятся теоретические основы и инженерные методы расчета устойчивости карьерных откосов, описываются технологические и специальные мероприятия по направленному изменению состояния массива, а также методы и средства геомеханического контроля на карьерах.

Особо следует отметить включенный в книгу материал по геомеханическому обоснованию технологии формирования и последующего использования отвальных насыпей, гидроотвалов и хвостохранилищ. Эти горно-технические сооружения — объекты повышенной экологической опасности, учитывая возможность загрязнения воздуха, подземных и поверхностных вод, почвенного покрова на обширных территориях.

Разработанные в МГГУ под руководством автора этого учебника оригинальные решения по форсированию консолидации техногенных отложений выполнены на уровне изобретений и патентов. Их использование на намывных объектах КМА и Кузбасса обеспечило ускорение водооборота, повышение вместимости отвалов, уменьшение сроков восстановления нарушенных территорий.

Большой практический интерес представляют собой разработки МГГУ по гидрогеомеханическому контролю ограждающих дамб и внутренних зон гидроотвалов и хвостохранилищ, а также использование получаемых с его помощью данных при инженерно-геологическом районировании намывных территорий.

Автор учебника — профессор, доктор технических наук, заведующий кафедрой геологии Московского государственного горного университета А.М. Гальперин является известным специалистом в области инженер-

ной геологии, геомеханики и технологии открытых горных работ.

Предлагаемый учебник «Геомеханика открытых горных работ», в котором гармонично сочетаются многолетний научно-педагогический опыт автора и достижения мировой науки в области открытой разработки, безусловно полезное, а с учетом явного недостатка учебной литературы по геомеханике карьеров, необходимое издание.

В.Г. Зотеев

*Доктор технических наук, профессор,
лауреат Государственной премии СССР*

Проблемы динамики земной коры, обусловленные инженерной деятельностью человека, так или иначе связаны с широким развитием объемов горных работ и увеличением их глубины. Около 70 % угольных и рудных карьеров имеют глубину свыше 200 м. В ближайшей перспективе глубина отдельных карьеров может достичь 500—700 м. Площади карьерных полей в отдельных случаях составляют 20—30 км², а горных отводов — более 100 км². Ежегодное извлечение миллиардов кубометров горной массы ведет к изменениям геодинамического состояния обширных территорий.

По мере роста глубины горных работ инженерно-геологическая ситуация осложняется, а процессы изменения этой ситуации становятся более быстротечными и сопровождаются качественно новыми проявлениями, нарушающими безопасность горных работ и состояние окружающей среды. В связи с этим оценка инженерно-геологической ситуации, прогнозирование и разработка способов управления ее развитием предусматривают решение следующих основных задач: изучение механических свойств и структурно-механических особенностей массивов пород; исследование и прогнозирование механических процессов в массивах при производстве горных работ и возможных проявлений этих процессов («проявлений горного давления»); управление состоянием массивов, включая разработку способов контроля этого состояния с учетом вида и характера горных работ.

Возникающие в массивах пород при проведении горных работ механические процессы их деформирования и разрушения называются геомеханическими, а изучающий эти процессы раздел горной науки — горной геомеханикой. Характер изменения напряженно-деформированного состояния массива в результате горных работ определяет устойчивость карьерных откосов — способность сохранять приданную им форму в течение определенного периода времени (срока службы бортов карьеров, уступов, отвалов) без развития критических (разрушающих) деформаций.

Геомеханика связана с гидрогеологией, инженерной геологией, экологией, высшей математикой, сопротивлением материалов, теоретической механикой, строительной механикой, экономикой горного производства, а также профилирующими курсами «Процессы открытых горных работ», «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» и «Проектирование карьеров».

При геомеханическом обосновании горно-технологических решений с целью обеспечения экономичности и безопасности открытых разработок необходимо учитывать:

- изменение прочностных и деформационных свойств пород с глубиной;
- изменение положения откосов во времени и пространстве в связи с динамикой горных работ;
- влияние геолого-структурных особенностей на перераспределение напряжений и локализацию деформаций в бортовых массивах;
- усиление роли гидродинамических факторов и, соответственно, предварительного осушения породного массива;
- возрастающие требования повышения полноты извлечения запасов полезных ископаемых из недр, охраны водно-земельных ресурсов и ускоренного восстановления нарушенных территорий.

Ведущая роль отечественной науки в области геомеханики открытых горных работ отражена в трудах академиков АН СССР и РАН Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубечкого, Е.И. Шемякина, чл.-корр. РАН В.А. Мироненко, профессоров Г.Л. Фисенко, П.Н. Панюкова, И.И. Попова, В.И. Борщ-Компанийца, И.П. Иванова, А.Г. Шапаря, А.Б. Фадеева, М.Е. Певзнера, Ю.И. Туринцева, В.Н. Попова, В.Г. Зотеева, А.М. Демина, А.И. Ильина, Э.Л. Галустьяна, В.И. Стрельцова, П.С. Шпакова, Ю.И. Кутепова, Б.В. Несмеянова и др.

Систематическое изложение общих методических положений комплексного исследования проблем горной геомеханики представлено в работе, выполненной под руководством проф. Г.А. Крупенникова и проф. Г.Н. Кузнецова («Общие методические...». — Л.: Изд. ВНИМИ. — 1970. — Сб. 81) и посвященной, преимущественно, управлению горным давлением при подземных горных работах. В одной из глав, написанной проф.

Г.Л. Фисенко, дается методика комплексного исследования устойчивости бортов карьеров.

В 1992 г. Э.Л. Галустьяном опубликовано справочное пособие по вопросам геомеханики открытых горных работ, связанным с прогнозированием деформаций бортов, уступов и отвалов. В нем приводятся оптимальные параметры откосов и примеры конструирования бортов рациональных профилей.

В 1997 г. под редакцией акад. К.Н. Трубецкого вышла в свет книга «Горные науки», где геомеханика отнесена к группе горных наук, названной «горное недроведение» и включающей в себя также горно-промышленную геологию, геометрию и квалиметрию недр (маркшейдерское дело), разрушение горных пород, рудничную аэрогеодинамику, горную теплофизику. В этой работе приводятся основные задачи горной геомеханики для условий подземных горных и строительных работ и в качестве приоритетного научного направления указывается геомеханический мониторинг в горно-промышленных районах.

В качестве важной части общей геомеханики чл.-корр. АН СССР Н.А. Цытович рассматривал механику грунтов — механику природных дисперсных (мелкораздробленных) тел. К составным частям общей геомеханики Н.А. Цытовичем отнесены глобальная и региональная геодинамика, механика твердых горных пород, механика рыхлых горных пород (природных грунтов) и механика органических и органо-минеральных масс (иллов, торфов и пр.).

Становление механики грунтов связано с именами французских ученых Ш. Кулона (1773) и Ж. Буссинеска (1885), проф. Н.П. Пузыревского (1923), акад. Н.Н. Павловского (1923), проф. К. Терцаги (1925, 1933, 1943, 1948, Германия — США), чл.-корр. АН СССР Н.М. Герсевича (1931, 1933, 1948), проф. В.А. Флорина (1936—1938, 1959, 1961), чл.-корр. АН СССР В.В. Соколовского (1942, 1961), проф. С.С. Голушкевича и В.Г. Березанцева (1948), проф. Н.Н. Маслова (1949, 1968, 1982) и др.

Следует отметить, что в СССР впервые были сформулированы основы механики грунтов как новой отрасли науки и издан курс лекций, который неоднократно перерабатывался и переиздавался в качестве учебника (Н.А. Цытович, 1934, 1963, 1982 и др.). Н.А. Цытовичем совместно с проф. З.Г. Тер-Мартiros-яном в 1981 г. опубликована работа «Основы прикладной гео-

механики в строительстве», где рассмотрена проблема количественного исследования механических процессов в верхних слоях земной коры, обусловленных крупномасштабной строительной деятельностью.

Из учебной литературы последних лет XX в. следует отметить учебник под редакцией проф. С.Б. Ухова (1994) «Механика грунтов, основания и фундаменты» коллектива авторов Московского государственного строительного университета (ранее МИСИ). Учебник написан в соответствии с программой соответствующего курса для специальности «Промышленное и гражданское строительство».

Механика грунтов и геомеханика открытых горных работ имеют много общих задач, связанных с прогнозом деформаций откосов и оснований сооружений различного назначения. Принципиальное отличие горно-технических сооружений открытых горных разработок состоит в том, что борта карьеров и отвалы являются динамичными системами, изменяющими свое положение и литологический состав во времени и в пространстве.

Профессорами В.А. Мироненко и В.М. Шестаковым (1974) создано научное направление — гидрогеомеханика, в рамках которого с единых методологических позиций осуществляется «совместное и взаимоувязанное рассмотрение закономерностей механики грунтов и фильтрации подземных вод ... применительно к задачам гидрогеологии и инженерной геологии в рамках одной научной дисциплины».

Задачи гидрогеомеханики в горном деле рассмотрены в многочисленных публикациях чл.-корр. РАН В.А. Мироненко, его коллег и последователей. Выполненный В.А. Мироненко гидрогеомеханический анализ охватывает три главных аспекта влияния подземных вод на устойчивость откосов карьеров и отвалов: изменение напряженного состояния массива, процессы механического выноса и изменение прочностных свойств пород. Для оценки устойчивости обводненных откосов В.А. Мироненко предложен принцип сведения объемных гидродинамических сил к эквивалентным контурным, благодаря которому силовое воздействие подземных вод учитывается наиболее просто — через значения пьезометрической высоты по контуру оползающего блока. Этот эффективный расчетный прием широко используется также при оценке устойчивости откосных сооружений гидроотвалов и хвостохранилищ.

Объектами гидрогеомеханических исследований кафедры геологии МГГУ являлись отвальные насыпи смешанных пород на слабых водонасыщенных основаниях (КМА, Кузбасс и др.), подвергавшиеся депрессионному уплотнению вследствие глубокого водопонижения надрудной толщи месторождений КМА и Запорожского железорудного узла, намывные техногенные массивы гидроотвалов и хвостохранилищ различных горно-промышленных регионов.

Обеспечение долговременной устойчивости бортов карьеров и отвальных массивов песчано-глинистых и полускальных пород должно базироваться на установлении взаимосвязей динамики горных работ и геомеханических процессов депрессионного уплотнения, снижения прочности и развития сдвиговых деформаций пород в карьерных откосах, уплотнения отвальных насыпей и гидроотвалов.

Разработка глубоких обводненных месторождений сопровождается формированием воронок депрессии с размерами, достигающими десятков километров. Влияние дренажа на улучшение условий устойчивости откосов принято оценивать по роли гидростатических и гидродинамических сил в общем балансе сил, действующих в пределах призмы оползания. При этом игнорируется механизм депрессионного уплотнения, характерной чертой которого является увеличение воспринимаемых минеральным скелетом напряжений (эффективных) за счет снижения исходного гидростатического давления при практически неизменной общей нагрузке.

Со снижением напоров водоносных горизонтов (на 50—100 м и более) связаны депрессионные осадки толщ песчано-глинистых и полускальных пород, достигавшие в ряде случаев нескольких метров. На процесс консолидации (упрочнения) бортовых массивов под действием депрессионных нагрузок «накладываются» реологические процессы снижения прочности и развития деформаций пород, влияние которых определяется сроком службы откосов. В соответствии с представлениями структурной механики грунтов деформирование глинистых пород обусловлено нарушением связей между минеральными частицами и переориентацией этих частиц в направлении сдвига (Ю.К. Зарецкий, С.С. Вялов, 1971; Л. Шукле, 1976; С.С. Вялов, 1978; В.И. Осипов, 1979; Ю.К. Зарецкий, 1988). При дейст-

вующем по вероятной поверхности скольжения сдвигающем напряжении, большем предельно-длительного сопротивления сдвигу, происходит развитие микротрещин, снижается прочность пород и возникают незатухающие сдвиговые деформации (ползучесть). Структурно-механические представления могут быть использованы также при рассмотрении длительной прочности и сдвиговой ползучести мерзлых и полускальных пород.

Изменение во времени состояния породных масс сухих и гидравлических отвалов преимущественно связано с их уплотнением, определяющим деформации отвальных массивов, устойчивость откосов и несущую способность отвальных пород. Уплотнение слабоструктурных водонасыщенных (двухфазных — минеральный скелет + вода) пород тела и основания отвалов происходит за счет отжатия воды из пор. Нагрузка от вышележащих отвальных масс распределяется между поровой водой и минеральным скелетом, в результате в поровой воде возникает избыточное (поровое) давление и порода переходит в нестабилизированное состояние. По мере уплотнения и оттока воды к зонам с пониженным давлением или дренажам сопротивление породы сдвигу возрастает. Уплотнение квазиоднофазных пород связывается с вязким трением минеральных частиц (ползучестью минерального скелета). Пластическая деформация породы при этом обуславливается необратимыми сдвигами (перекомпоновкой) минеральных частиц и разрушением связей между ними.

Расчетные модели многофазных глинистых пород реализуются в решениях задач консолидации грунтов (К. Терцаги, Н.М. Герсеванов, В.А. Флорин, Н.А. Цытович, Д.Е. Польшин, В.Г. Короткин, М.Н. Гольдштейн, Н.Н. Веригин, Ю.К. Зарецкий, М.В. Малышев, М.Ю. Абелев, З.Г. Тер-Мартirosян, А.И. Ксенофонов, М. Био, Н. Карилло, Р. Гибсон, Д. Тэйлор и др.).

Интенсивность перечисленных геомеханических процессов неразрывно связана с технологией открытых горных работ, которой и определяется динамика формирования бортов и отвалов. Закономерности развития геомеханических процессов представляют интерес также с позиций последующего использования нарушенных горными работами территорий: оценки возможных деформаций бортов карьеров в конечных контурах, размещения отвальных насыпей на гидроотвалах, оценки несущей способности отвальных масс и установления величин деформаций поверхности отвалов после их рекультивации.

Важнейшей проблемой карьерной геомеханики является оценка устойчивости откосов в различных геологических условиях.

Изучение устойчивости откосов имеет многовековую историю. Так, авторы Нижегородской летописи XV и XVI вв. повествуют о грандиозных оползнях берегов Волги в районе Нижнего Новгорода. Летописец свидетельствует, что «и божьим изволением грех наших оползла гора сверху над слободой, и насыпало в слободе сто пятьдесят дворов и с людьми и со всякой скотиной». Основанный в 1523 г. у места впадения реки Суры в Волгу город Васильсурск был полностью уничтожен оползнем высокого правого берега Волги в 1556 г. Не меньше страдали от оползней территории городов Саратова, Симбирска, Волгограда. Значителен ущерб, приносимый оползнями в районе Черноморского побережья Кавказа, — на участке от Туапсе до Сухуми.

Леонардо да Винчи в манускрипте, датируемом примерно 1506—1508 гг. («Кодекс Леонардо», или «Хаммеровский кодекс»), рассматривал вопросы давления воды на подпорные сооружения и возводимые дамбы, что иллюстрировал чертежом «пологой стороны дамбы, выложенной камнями» (т. е. речь идет о пригрузочной призме, обеспечивающей устойчивость конструкции).

Первоначально расчетные методы предназначались преимущественно для определения размеров подпорных стенок. Первый такой метод был предложен в 1773 г. Ш. Кулоном, который ввел понятие линии скольжения и допущение об ее прямолинейности.

В XIX в. началась разработка математических основ теории устойчивости откосов и давления грунтов на подпорные стенки (У. Ренкин, 1857). Значительный шаг в развитии методов устойчивости откосов сделан в 1916 г., когда на основании данных Шведской геотехнической комиссии было высказано предположение о круглоцилиндрической поверхности скольжения. Первый инженерный метод, имеющий в основе круглоцилиндрическую поверхность скольжения, предложен В. Феллениусом. Для откосов из грунтов, обладающих сцеплением и трением, слабейшую линию скольжения по методу Феллениуса предлагалось определять путем подбора.

К настоящему времени в России и других странах СНГ при оценке устойчивости карьерных откосов используют расчетные

методы и схемы Г.Л. Фисенко и последователей его научной школы (методы ВНИМИ).

Исследования устойчивости бортов карьеров с учетом фактора времени проводились Г.Л. Фисенко, В. И. Веселковым, А.М. Мочаловым, Н.Н. Куваевым, А.Н. Могилко и др. Оценке изменения во времени состояния пород насыпных и гидравлических отвалов посвящены работы МГГУ, ВНИМИ, НИИК-МА, УкрНИИПроекта, ИГД им. А.А. Скочинского. Фактор времени учитывается при оценке устойчивости и уплотнения пород бортовых и отвальных массивов с помощью решений задач структурной механики грунтов, фильтрационной консолидации и теории наследственной ползучести. Использование указанных теоретических решений позволяет осуществлять геомеханическое обоснование порядка выполнения вскрышных и отвальных работ. Общим для всех методов прогноза состояния карьерных откосов во времени является нестационарный характер протекающих в массивах горных пород механических процессов.

Для получения необходимых расчетных характеристик следует отдавать предпочтение натурным наблюдениям. Большое значение при этом имеет решение обратных задач с целью установления роли отдельных факторов, определения расчетных параметров и законов изучаемых процессов по результатам натурных экспериментов.

Таким образом, речь идет об использовании (в комплексе с другими методами) натурного моделирования, представляющего собой (по Н.В. Мельникову) специально поставленное исследование объекта познания в его естественной среде при подобных или измененных в нужном направлении условиях.

Для уточнения первичной информации при строительстве и эксплуатации карьеров необходима постановка широкого комплекса наблюдений и натурных экспериментов, обеспечивающих непрерывность проектирования и принятие оптимальных решений по управлению откосами на различных этапах освоения месторождения.

Уточнение физико-механических свойств пород и контроль устойчивости откосных сооружений представляется целесообразным осуществлять как с помощью стационарной наблюдательной сети, так и с применением установок, позволяющих получать информацию о состоянии пород в откосах в любой момент времени и на любом участке.

Для студентов горно-технологических специальностей вопросы геомеханики рассматривались в специальных курсах «Устойчивость бортов и осушение карьеров» и «Управление состоянием массива». Учебники по этим курсам были подготовлены авторскими коллективами Ленинградского горного института (Арсентьев, Букин, Мироненко, 1982) и Криворожского горнорудного института (Астафьев, Попов, Николашин, 1986).

В 1999 г. Санкт-Петербургским горным институтом издано учебное пособие «Геомеханика» (автор В.А. Падуков), в котором отражено, преимущественно, представление автора о механизме деформирования откосов и не учитываются особенности механических свойств пород различных инженерно-геологических классов.

В Московском горном институте (ныне Московский государственный горный университет) лекции по дисциплинам геомеханической направленности читаются автором более 30 лет. Вопросы карьерной геомеханики освещались в учебном пособии «Управление состоянием массива» для специальности 0209 (Гальперин, 1985), учебниках «Гидрогеология и инженерная геология», вышедших на русском и английском языках (Гальперин, Зайцев, Норватов, 1989, 1993), «Техногенные массивы и охрана окружающей среды» (Гальперин, Фёрстер, Шеф, 1997, 2001), а также в монографиях (Панюков, Ржевский, Истомин, Гальперин, 1972; Гальперин, Шафаренко, 1977; Ильин, Гальперин, Стрельцов, 1985; Гальперин, 1988; Гальперин, Дьячков, 1993).

В основу настоящего учебника положены лекции автора в МГГУ (МГИ), его ранее изданные книги, а также результаты отечественных и зарубежных исследований в области карьерной геомеханики и их практические приложения. Необходимость издания учебника вызвана отсутствием соответствующей учебной литературы для подготовки специалистов-технологов в области открытых горных работ.

Автор выражает глубокую признательность почетному доктору МГГУ, профессору Фрайбергской горной академии Вольфгангу Фёрстеру за участие в обсуждении концепции книги и предоставленные материалы по проблеме использования отработанных карьеров в Германии.

Главы III и IV учебника написаны автором совместно с профессором кафедры геологии МГГУ В.С. Зайцевым, внес-

шим также значительный вклад в подготовку исходных материалов. Глава VI написана автором совместно с управляющим трестом «Энергогидромеханизация» канд. техн. наук И.В. Липским.

Большая работа по подготовке книги к публикации проведена сотрудниками кафедры геологии МГГУ В.П. Зервандовой, А.Х. Саркисяном и М.В. Медяником. Программное обеспечение расчетов устойчивости карьерных откосов, уплотняемости и несущей способности техногенных массивов, оперативного геомеханического контроля разработано старшим научным сотрудником кафедры геологии В.Н. Зуем, который также принял участие в написании § 3 главы III, § 10 главы V, § 3 главы VII.

Всем перечисленным коллегам автор искренне благодарен.

Условные обозначения*

- C_v — коэффициент консолидации, $\text{м}^2/\text{сут}$;
 D_i — сила гидростатического давления, т ;
 E_i — силы реакции между смежными блоками (равнодействующие сил трения и сцепления), действующие по боковым поверхностям отдельного блока, т ;
 H — высота борта разреза (карьера), м ;
 H_b — предельная высота вертикального откоса, м ;
 H'_b — высота вертикального откоса при подрезке слоев, м ;
 H_0 — предельная высота устойчивого отвала, м ;
 H_{90} — высота вертикальной трещины отрыва, м ;
 H' — условная высота промежутка высачивания, м ;
 K_ϕ — коэффициент фильтрации, $\text{м}/\text{сут}$;
 L — общая длина поверхности скольжения (расчетной поверхности) призмы возможного обрушения, м ;
 N_i — нормальная составляющая массы отдельного блока, т ;
 P_i — масса отдельного блока, на которые разбивается призма возможного обрушения вертикальными гранями, т ;
 R_i — силы реакции по площадкам поверхности скольжения, т ;
 T_i — касательная составляющая массы отдельного блока, т ;
 W — естественная влажность пород, %;
 a — ширина призмы возможного обрушения борта (откоса уступа, отвала) по земной поверхности (верхней площадке уступа, отвала), м ;
 a' — коэффициент, зависящий от прочности пород в монолитном образце и характера трещиноватости;

* Даны в алфавитном порядке: сначала буквы латинского алфавита (прописные и строчные), затем — греческого.

- $f = \operatorname{tg} \varphi$ — коэффициент внутреннего трения;
 $f_{\text{кр}} \equiv \sigma_0 / 100$ — коэффициент крепости пород по М.М. Протодьяконову;
 h' — глубина, при которой возникают площадки скольжения на контакте (глубина трещин отрыва), м;
 i — угол наклона депрессионной кривой, градусы;
 k — коэффициент, характеризующий обводнение прибортового массива;
 l_i — длина отрезков вероятной поверхности скольжения (длина основания блока), м;
 $l_{\text{т}}$ — средний размер структурных блоков, м;
 c — сцепление породы, кг/см²;
 c_0 — сцепление пород в образце (монолите), кг/см²;
 $c_{\text{м}}$ — сцепление пород в массиве, кг/см²;
 c_n — сцепление (расчетная величина) в массиве, измененное на величину коэффициента запаса устойчивости, кг/см²;
 c' — сцепление пород по контактам поверхностей ослабления, кг/см²;
 v — скорость смещения, мм/сут;
 $\alpha_{\text{ест}}$ — угол естественного откоса горных пород, градусы;
 α_i — угол наклона площадки, являющейся основанием отдельного блока, градусы;
 β — угол наклона борта, угол откоса уступа, угол откоса отвала, градусы;
 γ — плотность горной породы, т/м³, г/см³;
 $\gamma_{\text{в}}$ — масса единицы объема воды (плотность воды), г/см³;
 $\varepsilon = (45^\circ - \varphi/2)$ — угол между направлением наибольшего главного напряжения и площадкой скольжения, градусы;
 θ, θ' — углы излома поверхности скольжения, градусы;
 η — коэффициент запаса устойчивости откоса;
 λ — коэффициент структурного ослабления массива;
 ξ — предельная (критическая) величина относительного смещения по поверхности разрушения;

- σ_n — нормальные напряжения по заданной площадке, т/м²;
- σ_0 — прочность пород на одноосное сжатие, кг/см²;
- σ_p — сопротивление пород отрыву, кг/см²;
- τ — касательные напряжения по заданной площадке, т/м²;
- $\tau_{\max}$ — максимальное значение общего сопротивления сдвигу отвальной массы (горной породы), т/м²;
- $\bar{\tau}$ — уровень напряжений;
- φ — угол внутреннего трения породы, градусы;
- φ' — угол трения по поверхностям ослабления, градусы;
- φ_n — угол внутреннего трения (расчетная величина), измененный на величину коэффициента запаса устойчивости, градусы;
- ψ — угол излома поверхности скольжения на границе со слабым слоем, градусы;
- $\omega = (45^\circ + \varphi/2)$ — угол наклона поверхности скольжения в верхней части, градусы;

ГЛАВА I

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ НА КАРЬЕРАХ

1.1. ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА НА КАРЬЕРАХ

§1. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЕ СВЕДЕНИЯ

Массив горных пород на карьере представляет собой динамичную систему, основные элементы которой — борта карьеров и отвалы изменяются в пространстве и во времени. Состояние массива зависит от физико-географических, природно-геологических, гидрогеологических, инженерно-геологических и горно-технических факторов.

Климатические условия района месторождения формируют влажностный режим горных пород* и способствуют развитию процессов выветривания, определяя тем самым поведение пород в откосах и, соответственно, их устойчивость.

Наличие подземных вод, водоемов и речной сети, как правило, приводит к снижению устойчивости, что объясняется действием фильтрационного потока в откосе, уменьшающим силы трения по вероятной поверхности оползания. Наиболее чувствительны к увлажнению атмосферными или подземными водами породы глинистого состава с различной степенью литификации.

Устойчивость карьерных откосов снижается при повышении уровня подземных вод в приоткосной зоне, уменьшении сопротивления горных пород сдвигу, увеличении высоты откоса и его крутизны, а также возрастании дополнительных нагрузок на уступы карьеров и отвалов. Характеристики сопротивления сдвигу горных пород в массиве определяются прочностью пород в образце, наличием трещиноватости и поверхностей ослабления различной природы. Прочность горных пород в образце связана с литолого-петрографическими особенностями — вещественным составом и структурно-текстурными признаками пород.

* *Горная порода* — агрегат более или менее количественно и качественно постоянных минералов, образующий самостоятельное тело, слагающее земную кору. *Грунтами* обычно называют «рыхлые» горные породы (несвязные и связные), прочность межминеральных связей у которых значительно меньше прочности минеральных частиц. К грунтам относят также техногенные образования.

Состояние естественных (в бортах карьеров) и техногенных (отвалных и пр.) массивов в существенной степени определяется горно-техническими факторами — способом вскрытия карьерного поля, системой разработки и отдельными производственными процессами.

На горно-геологические условия* разработки месторождений полезных ископаемых влияют структурные особенности массива горных пород, рассматриваемого (по П.Н. Панюкову) как структурно-обособленная часть земной коры, которая является объектом инженерной деятельности и отличается от граничащих с ней частей по условиям возведения и эксплуатации сооружений. К элементам инженерно-геологической структуры массива пород относятся: строение физической поверхности, горно-геологическая ярусность геологического разреза, особенности внутреннего строения горно-геологических ярусов. Границы массивов устанавливаются по комплексу геоморфологических, геолого-структурных и геодинамических признаков.

При составлении описательных моделей типизации бортовых и отвалных массивов учитывают:

- геолого-структурную позицию района месторождения;
- тектонические условия залегания пород;
- литолого-стратиграфическую характеристику;
- показатели физико-механических свойств пород;
- гидрогеологическую характеристику района месторождения;
- форму карьера в плане.

Перечисленные факторы определяют выбор механической модели деформирования массивов, схемы расчета устойчивости откосов, виды возможных деформаций массива, методы контроля состояния и направленного воздействия на массив.

* *Горно-геологические условия* — совокупность свойств горных пород и их толщ (массивов), оказывающих существенное влияние на технико-экономические показатели и безопасность горных работ (по А.А. Скочинскому).

§2. ФИЗИКО-ГЕОГРАФИЧЕСКИЕ И ПРИРОДНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ

В группу этих факторов входят:

- климатические условия и рельеф района месторождения;
- условия залегания горных пород;
- вещественный состав и структурно-текстурные особенности пород в пределах горно-геологических ярусов;
- литологический состав естественных и техногенных массивов.

Температурный режим района, глубина сезонного промерзания и оттаивания пород, наряду с экспозицией откосов, сказываются на интенсификации процессов выветривания слабостойких пород, образовании осыпей, разрушении транспортных площадок и берм очистки.

Формирование естественного теплового поля горных пород происходит под влиянием комплекса природных факторов: с одной стороны, это особенности радиационного режима, влияние вида покрова (снег, растительность), состав пород активного слоя, определяющие теплообмен на поверхности, а с другой, состав горных пород и строение массива, его обводненность, характер геологических структур и тектонических нарушений, определяющих процессы теплопередачи в массиве. Прогнозирование температурного режима особенно необходимо для районов распространения многолетнемерзлых пород, где изменение нижних граничных условий влечет за собой оттаивание мерзлых толщ, приводящее к ослаблению несущих свойств породного массива, прорыву подземных вод и другим неблагоприятным процессам.

Не менее важно знание глубины сезонных колебаний температур в породном массиве, поскольку именно с ними связаны большие амплитуды температурных напряжений, существенно отражающиеся на ряде характеристик массива горных пород. Мощность зоны сезонных колебаний зависит от факторов, определяющих теплообмен на поверхности, и колеблется от первых до десятков метров.

Особенности распределения подземных температур и геотермического градиента отражают закономерности формирования геотемпературного поля. Показателем напряженности поля служит геотермический градиент, характеризующий интенсивность нарастания температуры с глубиной.

Влияние орогидрографической сети сказывается при принятии решений по способу вскрытия карьерных полей, размещению вскрышных пород и отходов обогащения полезных ископаемых, технологии формирования бортов карьеров и отвалов.

Естественные поверхностные водоемы могут участвовать в обводнении открытых горных выработок. Инфильтрационное питание водоносных горизонтов, дренируемых горными выработками, отмечается также в результате создания искусственных водоемов (отводных каналов, водохранилищ, гидроотвалов, хвостохранилищ и т.п.). При этом оползневые деформации бортов карьеров с поверхностями скольжения, приуроченными к обводненным контактам слоев, происходят в виде оплывания откосов раздельнозернистых и пылеватых пород.

Из группы природно-геологических факторов, влияющих на устойчивость отвалов, выделим: рельеф основания и его геологическое строение; особенности поверхностного стока; количество и вид осадков.

Наклон основания в сторону откоса отвала ухудшает условия его устойчивости, причем наиболее существенно в случаях, когда сопротивление сдвигу пород основания отвала или по контакту между отвалом и основанием ниже сопротивления сдвигу пород отвала. Рельефом местности определяется также интенсивность поверхностного стока. В случае скопления атмосферных вод у нижней бровки отвалов, подтапливания дождевыми и паводковыми водами или размещения отвалов во впадинах, не имеющих стока, происходит увлажнение пород отвалов и их оснований, снижение сопротивления пород сдвигу, а следовательно, и уменьшение высоты и угла откоса устойчивых отвальных откосов.

Из климатических факторов на устойчивость отвалов наибольшее влияние оказывают атмосферные осадки и колебания температуры воздуха.

Атмосферные воды насыщают породы в откосах отвалов и способствуют развитию оползней, обвалов, суффозии и других неблагоприятных явлений. Увлажнение пород отвала, увеличе-

ние зоны полного водонасыщения и, соответственно, снижение сопротивления сдвигу пород отвала происходят также в результате инфильтрации атмосферных вод, скапливающихся в межконусном пространстве и других впадинах на кровле отвальных уступов.

Проведенная А.М. Деминым, В.К. Александровым и О.И. Шупкиной (1972, 1981) систематизация нарушений откосов на карьерах СССР, ГДР, КНР, ЧССР, НРБ, ФРГ и Италии показала, что с атмосферными осадками связано более 25 % деформаций откосов. Количество атмосферных осадков, интенсивность дождей, мощность снегового покрова и продолжительность его таяния оказывают наибольшее влияние на устойчивость песчано-глинистых пород в бортах карьеров.

Влияние климатических факторов особенно заметно в северных и восточных районах России, где горные работы ведутся в суровых климатических условиях с низкими отрицательными температурами и длительным периодом их действия. Часть осадков, выпадающих на отсыпаемые в осенний период отвалы, просачивается в тело отвала, образуя сильно увлажненную зону. Известно, что глубина просачивания атмосферных вод больше для песчаных и меньше для глинистых пород. В отвалах кусковатых твердых пород атмосферные воды просачиваются до их основания. При отрицательной температуре часть отвальных пород постепенно переходит в мерзлое состояние. Вследствие выделения льда связность отвальных пород резко возрастает. Скорость и объем льдовыделения зависят от влажности породных масс, их пористости, минерального состава порового раствора. В процессе замораживания отвальных пород происходит подток воды к ним из нижележащих талых пород. При значительном притоке воды в отвальных породах образуются крупные линзовидные включения прослоек льда. При льдовыделении происходит также разрушение первоначальной структуры породных масс вследствие расширения воды. Эти факторы обуславливают образование ослабленных поверхностей в отвале и разупрочнение отвальных пород при оттаивании.

Глубина промерзания отвальных пород в зимний период зависит от температуры воздуха, водно- и теплофизических свойств пород, мощности и плотности снегового покрова. Для определения глубины промерзания отвалов могут быть исполь-

зованы эмпирические формулы А.В. Пашкевича, которые для суглинков и супесей соответственно имеют вид

$$h_{\text{гг}}^{\text{гг}} = (2,3 \sum T_m + 52), \text{ см}; \quad (\text{I.1})$$

$$h_{\text{гг}}^{\text{гг}} = 1,2 h_{\text{гг}}^{\text{гг}}, \text{ см}, \quad (\text{I.2})$$

где $\sum T_m$ — сумма отрицательных среднемесячных температур, градусы.

Оттаивание отвальных пород в весенний период начинается с поверхности откоса и кровли уступа и через определенный промежуток времени достигает максимальной глубины h_0 . Это приводит к резкому уменьшению прочности отвальных пород в оттаявшем слое, так как породы здесь находятся в текучем или близком к текучему состоянию вследствие присутствия большого количества влаги, рыхлой структуры и наличия прослоек льда в еще неоттаявшей нижней части отвала.

При оттаивании мерзлых глинистых пород под нагрузкой в них развивается поровое давление*, величина которого определяется из решений задачи о консолидации оттаивающих сильнольдистых грунтов. Эксперименты показывают, что в тонком слое на границе оттаивания поровое давление достигает полной величины внешней нагрузки и затем (как только граница оттаивания продвинется ниже) снижается до определенного уровня, практически постоянного в течение периода оттаивания во всей талой зоне.

Наблюдения на экскаваторном отвале показали, что процессы промерзания-оттаивания приводят к образованию в теле отвала ослабленной поверхности. Поэтому устойчивость отвальных откосов возрастает с увеличением шага отвалообразования и снижением высоты отвала.

Влияние климатических и гидрологических факторов проявляется и в эрозионной деятельности, которая наблюдается на откосах отвалов, не обновляющихся в течение длительного времени, что важно, в первую очередь, для устойчивости гидроотвалов.

На устойчивости отвалов сказываются особенности микроклимата отвальной территории, обусловленные экспозицией откосов по отношению к освещенности солнцем и направлению

* *Поровое давление P_n — избыточное (сверхгидростатического) давление воды в порах горной породы.*

господствующих ветров, а также расчлененность, уклон поверхности рельефа и залесенность окружающей местности. Так, северные откосы промерзают обычно глубже, чем южные; господствующие направления ветров способствуют распределению снегового покрова.

В определении понятия массив горных пород можно выделить две группы. Одни специалисты (Л. Мюллер, П.Н. Панюков, Л.И. Барон, М.В. Рац и др.) считают массивом горных пород участок земной коры, находящийся в сфере инженерного воздействия, другие (Л.Д. Белый, Г.С. Золотарев, Г.А. Голодковская, Л.В. Шаумян, М. Матула, Ч. Джегер, Б. Куянджич и др.) — рассматривают массив горных пород как геологическое тело независимо от наличия или отсутствия его взаимодействия с инженерными сооружениями.

Исходя из характера задач горной геомеханики, мы отдаем предпочтение первой трактовке понятия массива горных пород, при этом представляется целесообразным использование опыта изучения механических (прочностных и деформационных) свойств массивов пород, накопленный исследователями, придерживающимися различных концепций.

Механические свойства горных пород в образце следует рассматривать как результат геологических процессов, обусловивших формирование породы в современном виде. Сведения об инженерно-геологических особенностях горных пород различных групп (твердых, связных, раздельнозернистых), включая их механические свойства, приведены в учебнике «Гидрогеология и инженерная геология» (А.М. Гальперин и др., 1989).

Геомеханические процессы на карьерах необходимо прогнозировать на основе принципов инженерной геологии массивов горных пород и горной геомеханики.

Согласно П.Н. Панюкову, инженерно-геологический тип массива выделяется по геотектоническим признакам, при этом основными геоструктурными элементами земной коры являются платформы и горно-складчатые области.

В структуре физической поверхности отражаются многие черты внутреннего строения и геодинамического состояния массива. Временные формы поверхности массива связываются с карстовыми, оползневыми и другими экзогеодинамическими новообразованиями, развитием эрозионно-денудационных и аккумуля-

ляционных процессов, а также характером тектонических движений земной коры.

Исследования влияния топографических факторов на напряженное состояние массива в окрестностях выемок различных типов с учетом тектоники и денудации, выполненные Б. Фойгом, показали, что при разгрузке массива соотношение между горизонтальными σ_x и вертикальными σ_z напряжениями имеют вид:

$$N = \sigma_x / \sigma_z \geq 1.$$

Замеры напряжений на плато Хеппи Джек (высотные отметки около 3500 м) в Австралии показали, что на глубине 340 м величина N равна 2,6. Таким образом, рельеф района проведения горных работ влияет на начальное напряженное состояние массива, определяет выбор решений по вскрытию шахтных и карьерных полей и применению систем разработки месторождений.

Внутреннее строение массива пород характеризуется наличием объемных структурных элементов и поверхностей их раздела, объединенных П.Н. Панюковым по структурному признаку в петрогенетические, петротектонические, тектонические и нетектонические группы.

Для решения горно-технологических задач в пределах геологического разреза массива выделяют **горно-геологические ярусы** — комплексы пород, соответствующие крупным этапам геологической истории массива и четко обособляющиеся по основным горно-техническим характеристикам слагающих их пород (устойчивости в обнажениях, разрабатываемости, водо- и газопроницаемости и др.).

Массивы горных пород могут состоять из одного или нескольких ярусов. Горно-геологический ярус, вмещающий полезное ископаемое, называется основным. Перекрывающие и подстилающие комплексы пород составляют соответственно покровные и подстилающие горно-геологические ярусы. Выделяют открытый и закрытый типы массивов. К открытому типу относятся массивы, в которых основной горно-геологический ярус выходит на поверхность или под маломощный покров почвенно-элювиальных накоплений. Положение основного яруса в геологическом разрезе определяет способ разработки месторождения полезного ископаемого.

По петрографическому составу выделяют горно-геологические ярусы, в строении которых принимают участие породы одного или нескольких инженерно-геологических классов. Горно-геологические ярусы могут быть моно- или полифациальными в зависимости от принадлежности слагающих их пород к одному или нескольким фациальным комплексам.

В зависимости от тектонических условий залегания пород П.Н. Панюковым были выделены структурно-тектонические группы горно-геологических ярусов: тектонически ненарушенные и тектонически нарушенные. Последние, в свою очередь, могут иметь моноклинальное залегание, сложно-складчатое или сложно-складчатое разрывное строение.

К числу основных нетектонических экзогенно-гравитационных новообразований в горно-геологических ярусах массивов пород относятся: диапировые складки и складки выдавливания; гляциодислокации; карстовые нарушения; оползневые дислокации; мерзотно-динамические дислокации.

Складки экзогенно-гравитационного типа при открытых горных работах влияют на образование оползней, способствуя скольжению пород по наклонным плоскостям наслоения, образованным этой складчатостью. Поверхности ослабления, приуроченные к углисто-глинистым диапирам, отмечались при освоении месторождений Днепровского бурого угольного бассейна. Обрушением карстовых полостей в известняковом фундаменте угленосной толщи Московского угольного бассейна обусловлены псевдотектонические нарушения угольного пласта.

Среди моренных отложений часто встречаются илоподобные глинистые слои с низкой несущей способностью. В этих отложениях нередко возникают оползни бортов и отвалов (например, деформации на карьере огнеупорных глин в Боровичах на северо-западе Европейской части России).

К делювиальным отложениям приурочены древние поверхности скольжения, при подрезке которых возникают оползни значительных объемов (Узбекистан — Ангрен, Казахстан — Зыряновск). Древние оползни часто встречаются на склонах речных долин (например, на месторождениях Никопольского марганцевого бассейна — Украина). При вскрытии открытыми горными работами погребенных ложбин стока различных видов неоднократно происходили оползни бортов на карьерах КМА.

§3. ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ

К числу основных гидрогеологических факторов могут быть отнесены: глубина залегания водоносного горизонта, водообильность, напорность, наличие гидравлической связи между горизонтами, гидродинамические характеристики водоносных горизонтов.

Гидрогеологическими факторами обуславливаются:

- подток подземных, дождевых и талых вод, вызывающий набухание, снижение прочности и местные деформации откосов песчано-глинистых пород;
- гидродинамическое давление фильтрующихся в приоткосном массиве подземных вод (объемная сила, направление которой совпадает с направлением линий тока, а величина для единицы объема горной породы определяется фильтрационной силой $\gamma_v I$), приводящее к оплыванию откосов раздельнозернистых и песчано-глинистых пород; действует совместно с силами гидростатического взвешивания;
- суффозия, способствующая выносу мелких частиц;
- выщелачивание засоленных песчано-глинистых пород, карбонатных пород, галоидов, способствующее карстообразованию;
- внезапные прорывы подземных вод в результате вскрытия карстовых полостей или нарушения режима дренажа.

Процессы набухания свойственны глинистым породам, при этом наиболее интенсивно они развиваются в глинах монтмориллонитового состава. Косвенным показателем склонности пород к набуханию служит коэффициент коллоидной активности A_k

$$A_k = \frac{M_p}{\Phi_{<0,002}}, \quad (1.3)$$

где M_p — число пластичности, %; $\Phi_{<0,002}$ — процентное содержание фракции глинистых частиц ($d < 0,002$ мм).

В зависимости от минералогического состава коэффициент A_k составляет: монтмориллонитовые глины — больше 1,25; гидро-

слюдистые глины — в пределах 1,25—0,75; каолининовые глины — менее < 0,75.

Если в приоткосной области залегают падающие в сторону выемки или горизонтальные, подвергающиеся увлажнению литологические контакты, процесс набухания протекает совместно с процессами ползучести. Для условий карьеров КМА и Никопольского марганцевого бассейна мощность приконтактных зон, где глинистые породы разупрочняются вследствие набухания, изменяется от 0,2 до 2 м, при этом продолжительность периода набухания составляет 2—6 мес. Приближенную оценку влияния набухания на снижение сопротивления глинистых пород сдвигу (сцепления c) и увеличение влажности W можно проводить по эмпирическим формулам А.Н. Могилко, полученным в результате обобщения данных исследований на карьерах Украины,

$$c = c_0 [1 - At^{\beta'(^t)}]; \quad (1.4)$$

$$W = W_0 [1 + Kt^{m'(^t)}], \quad (1.5)$$

где c_0 , W_0 — соответственно начальные сцепление и влажность; A , K — эмпирические коэффициенты (для зеленовато-серых палеогеновых глин $A = 0,72$; $K = 0,12$);

$$\beta'_1 = 0,54 - 0,12t \quad \text{при } 0 < t < 0,6 \text{ мес.};$$

$$\beta'_2 = 0,465 - 0,02t \quad \text{при } 0 < t < 4 \text{ мес.};$$

$$m' = 0,78 - 0,054t \quad \text{при } 0 < t < 5 \text{ мес.},$$

где t — время, мес.

Если глинистые породы залегают в почве полезного ископаемого и являются верхним водоупором напорного водоносного горизонта, то при отсутствии дренажа этого горизонта происходит набухание глинистых пород и могут возникать крупные оползни.

Гидростатическое давление, действующее по вероятной поверхности оползания, уменьшает нормальную составляющую массы элементарных блоков и, соответственно, снижает силы трения, удерживающие откос в равновесии.

Гидродинамическое давление влияет на общую устойчивость фильтрующих откосов совместно с гидростатическим взвешиванием, направленным вверх и равным объему породы в той части призмы возможного оползания, которая расположена ниже депрессионной кривой. Совместное влияние гидростатического взве-

шивания и гидродинамического давления можно рассматривать как гидростатическое давление, распределенное по вероятной поверхности скольжения и направленное по нормали к ней.

Наличие водоносного горизонта в породах, непосредственно подстилающих отвал, приводит к увлажнению нижней части насыпи за счет капиллярного поднятия и, следовательно, к уменьшению сопротивления сдвигу пород отвала. К такому же эффекту может привести снижение напоров, возникающее в водоносном горизонте на некотором удалении от откоса.

Давление подземных вод на глинистые породы основания отвалов уменьшает эффективные напряжения* в них или может вызвать гидравлический разрыв глинистого слоя с прорывами напорных вод или плывунов.

Вследствие неравномерности потока на поверхности откоса и его размывающего действия на участках высачивания с течением времени происходит выполаживание откоса. Оплывание наиболее рельефно проявляется при сосредоточенных потоках подземных вод из песчаных откосов с углом наклона более 20—25°.

Суффозия, т. е. вынос из откосов фильтрующимся потоком подземных вод мелких минеральных частиц, наблюдается на карьерах лишь при высокой неоднородности ($K_n = d_{60} : d_{10}$) песчаных отложений — $K_n > 15$ —20. При наиболее распространенных градиентах фильтрации, не превышающих на участках высачивания 0,2, породы с $K_n < 15$ не подвергаются суффозионному разрушению.

Внезапные прорывы подземных вод в карьер возможны при вскрытии напорных водоносных горизонтов. Для их предупреждения необходимо осуществление мероприятий по освобождению от оборудования пространства возможного затопления, подготовке водоотлива, а также вводу в эксплуатацию водопонижающих скважин.

Дополнительное питание подземных вод в пределах карьерного поля может поступать из близкорасположенных намывных сооружений — гидроотвалов и хвостохранилищ при недостаточности мер по предупреждению фильтрационных потерь.

К инженерно-геологическим факторам могут быть отнесены прочность горных пород в образце, их выветрелость и

* Эффективное напряжение $P_{эф}$ — напряжение, возникающее под действием давления в минеральном скелете горной породы.

трещиноватость. При некоторой величине прочности (названной Г.Л. Фисенко критической) дальнейшее ее увеличение перестает влиять на величину углов откосов, так как определяющим становится характер расчлененности пород в массиве. Поэтому целесообразность детального изучения прочности пород в образце следует определять исходя из соотношения прочности пород в образце и ее критической величины. Г.Л. Фисенко показано, что критической будет такая величина прочности горных пород, которая при заданной высоте борта и коэффициенте запаса устойчивости* $\eta = 1,3$ позволяет придать борту общий (генеральный) угол наклона 60° (с учетом углов откосов отдельных уступов при их длительном сроке службы до 65° и конструктивных элементов борта — берм безопасности, берм очистки, транспортных площадок). Если принять средний минимальный угол трения комплекса скальных и полускальных пород 34° , среднюю величину плотности $2,6 \text{ т/м}^3$, а величину структурного ослабления в пределах $2\text{—}5\%$ (в зависимости от высоты борта при средней интенсивности трещиноватости), то при изменении высоты борта от 100 до 500 м критическая величина сцепления будет изменяться в пределах $4\text{—}50 \text{ МПа}$ для образца и $2,1\text{—}10,5 \text{ МПа}$ для массива.

По Л. Мюллеру, под трещинами понимаются все поверхности отдельности в твердых (скальных) породах, вдоль которых нарушена связность материала, независимо от того, открыты они или закрыты, распространяются на десятки метров или несколько сантиметров.

Инженерно-геологическое описание трещин должно учитывать их генетический тип, возраст и последовательность образования, ориентировку и размеры, характер поверхности, заполнитель, интенсивность (степень трещиноватости), форму и размер структурного блока.

Трещины различных систем** определяют блочное строение массива. На рис. I.1 показаны пять типов блочности массивов скальных пород (по М. Матула, Р. Хольцеру).

Форма структурного блока наряду с его размерами во многом определяют свойства и состояние массивов горных пород, а также их устойчивость при взаимодействии с инженерным сооружением.

* Коэффициент запаса устойчивости — отношение суммы сил, удерживающих откос, к сумме сил, его сдвигающих.

** Под системой трещин понимают группу трещин с близкой пространственной ориентировкой.

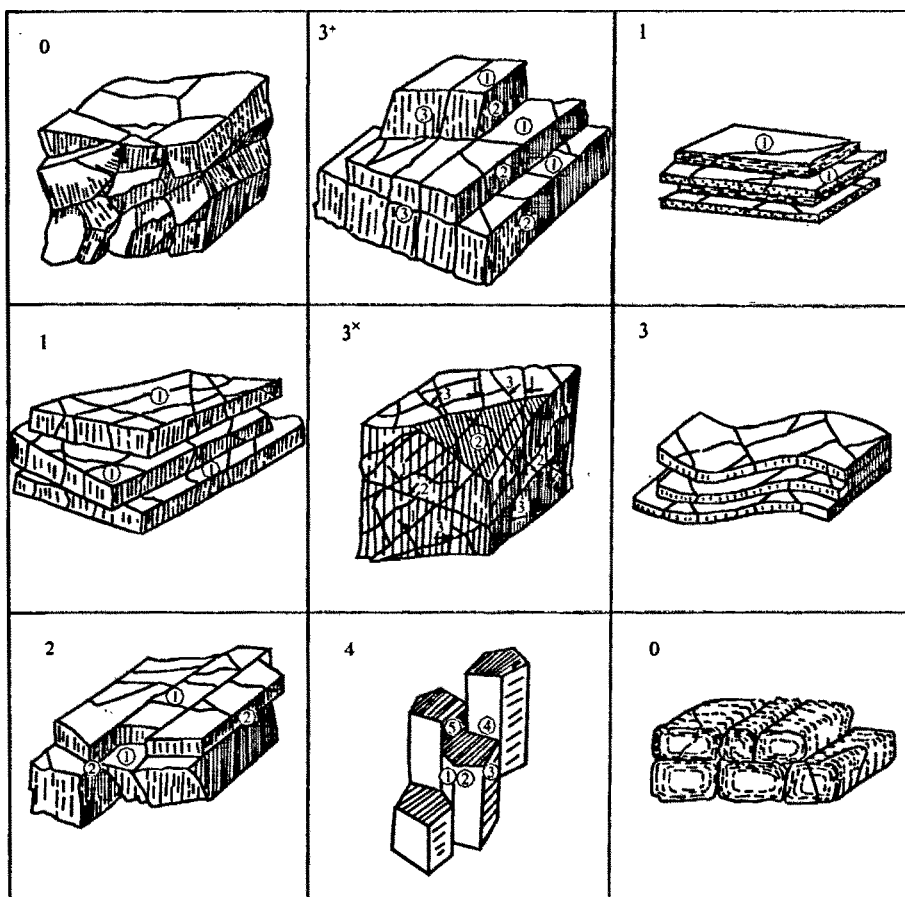


Рис. I.1. Модели типов блочности массивов скальных пород (по М. Матула и Р. Хольцеру, 1976, 1978):

Тип 0 — глыбовый, полиэдрический: многогранники неправильной формы; тип 1 — плитчатый, пластовый: пластовая отдельность, образованная одной горизонтальной четко выраженной системой трещин; тип 2 — призматический: призматическая или кубическая отдельность, образованная двумя ортогональными равнозначными системами трещин; тип 3+ — кубический и 3^x — ромбический; 3 — образованные тремя равнозначными системами трещин (две из которых ортогональны при 3+); тип 4 — столбчатый: вытянутые многогранники правильной формы, образованные тремя или более равнозначными системами трещин; цифры в кружках на рисунке — системы трещиноватости

В табл. I.1 приведены величины углов трения по контактам слоев и трещинам для некоторых пород, полученные во ВНИМИ.

Вследствие незначительности сцепления по трещинам, по контактам слоев и дизъюнктивным нарушениям, а также в связи с пониженными (по сравнению с другими направлениями) величинами углов трения устойчивость борта в целом по этим поверхностям ослабления при их подрезке горными выработками обеспечивается лишь в случаях, когда углы их падения

Углы трения по контактам слоев (по данным ВНИМИ)

Породы	Углы трения в зависимости от характера поверхности, градусы			
	неровные шероховатые	ровные шероховатые	неровные гладкие	ровные гладкие
Порфиры, роговики, дже-спилиты, песчаники	28—31	24—28	22—27	20—26
Вторичные кварциты, гранодиориты, кварцевые порфиры, гранодиорит-порфиры, скарнированные породы, сиениты, диориты, алевролиты	25—28	22—25	20—23	17—20
Известняки, метаморфические сланцы, магнетиты	24—27	23—25	20—22	16—19
Глинистые сланцы, аргиллиты	23—26	21—23	18—20	15—18
Филлиты, талько-хлоритовые и серицитовые сланцы	23—25	20—22	13—15	9—12

в сторону выемки не превышают углов трения по этим поверхностям; отдельные уступы могут сохранять устойчивое состояние при углах падения подрезанных поверхностей ослабления, превышающих на 4—6° углы трения по этим поверхностям.

Влияние выветривания сказывается в уменьшении прочности пород и в накоплении осыпей на площадках уступов, при этом формируются сплошные откосы недопустимо большой высоты и требуется очистка площадок уступов. Для оценки склонности горных пород к выветриванию предложены многочисленные показатели, из которых наиболее удобны следующие:

- обобщенный коэффициент стойкости (по П.Н. Панюкову), характеризующий изменение прочности образцов, отбираемых из откоса (обнажения) в различные моменты его существования;
- коэффициент выветрелости (по В.Б. Швецу) для пород, образующих крупнообломочный элювий, — отношение изменения степени раздробленности обломков при их истирании в барабане к природной степени раздробленности обломков изучаемой породы.

В откосах уступов наиболее подвержены выветриванию содержащие глинистый материал литифицированные и полевош-

патовые изверженные породы. Увеличение степени трещиноватости пород также способствует интенсивности их выветривания.

Количественная оценка влияния процесса выветривания на прочность горных пород R может производиться по эмпирической формуле С.В. Кагермазовой

$$R = R_0 e^{-bt/h}, \quad (1.6)$$

где R_0 — начальная прочность породы; b — эмпирический коэффициент; t — время стояния откоса; h — глубина от поверхности откоса.

При расчетах устойчивости откосов в условиях многолетней мерзлоты необходимо учитывать наличие контактов и других поверхностей ослабления, прочность которых в мерзлом и талом состояниях резко различается.

На рис. 1.2 приведен график сопротивления сдвигу известняков по различным типам контактов, построенный по результатам натурных испытаний талых и мерзлых пород карьеров Якутии. Исследования показывают, что значения углов трения пород по контактам со льдом и мерзлой глиной и по сухим шероховатым контактам при кратковременном срезе близки между собой. Значение сцепления пород по контактам со льдом и мерзлой дисперсной породой в 3—8,5 раз выше, чем у сухих шероховатых контактов. В то же время для контактов с пятнистым заполнением льда сцепление при кратковременных испытаниях примерно в два раза ниже, чем для контактов со сплошными льдистыми прослойками, так как в первом случае меньше поверхность действительных контактов.

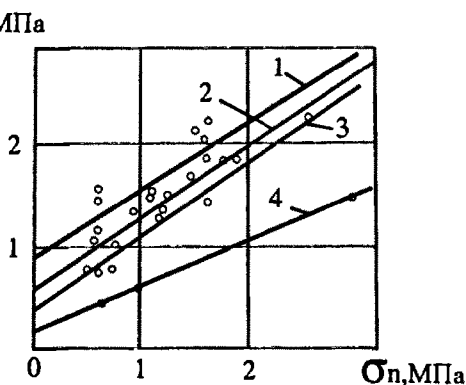
Использование при расчетах устойчивости откосов прочностных характеристик пород, получаемых на образцах, возможно при условии учета реальных структурно-механических особенностей массива горных пород. Расхождение показателей свойств пород в образце и в массиве объясняется следующими основными факторами:

а) масштабным (различие объемов, размера и формы образцов и «элементарных» объемов породы в массиве и соответственно количества и характера дефектов строения для этих объемов);

б) временным (различной продолжительностью испытаний образцов пород и срока службы горных выработок);

Рис. 1.2. Графики сопротивления сдвигу известняков по контактам:

1 — контакты шероховатые, прослойка льда (2 мм) между контактами, $t = -5^\circ$, $\varphi = 33^\circ$, $c = 8,7 \text{ кг/см}^2$; 2 — контакты гладкие, прослойка льда (3 мм) между контактами, $t = -5^\circ$, $\varphi = 35^\circ$, $c = 5,8 \text{ кг/см}^2$; 3 — контакты шероховатые, лед (пятнистое заполнение) между контактами, $t = -5^\circ$, $\varphi = 35^\circ$, $c = 3,9 \text{ кг/см}^2$; 4 — контакты шероховатые, прослойка льда (2 мм) между контактами, $t = -3,5^\circ + -4^\circ$, длительные испытания, $\varphi = 22^\circ$, $c = 1,85 \text{ кг/см}^2$



в) влиянием геологической среды (вмещающих пород и условий их залегания) и гидрогеологических условий;

г) изменением напряженно-деформированного состояния породы при ее извлечении из массива.

Масштабный фактор характеризует изменения инженерно-петрографических характеристик в зависимости от размеров (и формы) исследуемых объемов горной породы. Степень снижения прочности горных пород в массиве зависит от их деформационных характеристик, текстурной и структурной неоднородностей и анизотропности.

Для приближенной оценки сопротивления сдвигу трещиноватого массива используют коэффициент структурного ослабления $\lambda = c_m / c_{обр}$, где c_m и $c_{обр}$ — соответственно сцепление породы в массиве и в образце (при этом изменчивость угла внутреннего трения не учитывается, т. е. принимается $\varphi_m \approx \varphi_{обр}$). Г.Л. Фисенко предложена эмпирическая формула, выражающая зависимость между сцеплением в образце и в массиве для поверхностей, не совпадающих с поверхностями ослабления:

$$c_m = \frac{c_{обр}}{1 + a \ln(H/l)}, \quad (1.7)$$

где a — коэффициент, зависящий от прочности породы в монолитном образце и характера трещиноватости (табл. 1.2); H/l — отношение высоты борта карьера H (обнажения массива) к среднему размеру l структурных блоков.

Сцепления по контактам слоев для некоторых пород приведены в табл. 1.3.

Таблица 1.2

**Значения коэффициента α для различных пород
(по данным ВНИМИ)**

Группа пород	Наименование пород и характер трещиноватости	Сцепление в монолите, МПа	Коэффициент α
I	Слабоуплотненные и слаботрециноватые песчано-глинистые, сильновыветрелые, полностью каолинизированные изверженные	0,4—0,9	0,5
	Уплотненные песчано-глинистые, в основном с нормальносекущей трещиноватостью	1—2	2
II	Сильнокаолинизированные изверженные	3—8	2
	Уплотненные песчано-глинистые с развитой кососекущей трещиноватостью, каолинизированные изверженные	3—8	3
	Средней крепости слоистые, преимущественно с нормальносекущей трещиноватостью	10—15	3
		15—17	4
		17—20	5
III	Крепкие, преимущественно с нормальносекущей трещиноватостью	20—30	6
	Крепкие изверженные с развитой кососекущей трещиноватостью	30—20	7—10

Таблица 1.3

**Значения сцепления по контактам слоев
(по данным ВНИМИ)**

Характеристика поверхностей ослабления	Характеристика толщи	Сцепление, МПа
Поверхности скольжения по контактам слоев Контакты слоев	Дислоцированная осадочная толща	0,02—0,05
	Неуплотненная недислоцированная слаборассланцованная осадочная толща	50 % от сцепления под углом к наслоению
	Уплотненная слаборассланцованная осадочная толща	0,1—0,18
	Метаморфизованная осадочная толща	0,05—0,1
	Массивы изверженных и метаморфических пород	0,05—0,1
Сплошные неровные трещины и тектонические нарушения		

Экспериментальные исследования на карьерах Якутии показали, что формулу (I.7) можно использовать для расчета величины сцепления мерзлых пород в массиве, вводя в нее коэффициент b , учитывающий смерзание блоков по контактам:

$$c_m = \frac{c_{обр}}{1 + a \ln(H/l) - ab}, \quad (I.8)$$

Г.Р. Глозманом и И.И. Ермаковым получена эмпирическая зависимость между b и коэффициентом структурного ослабления λ_t для талых пород.

Следует учитывать, что величина сцепления мерзлых рыхлых несвязных и мягких пород более чем в 10 раз превышает величину сцепления тех же пород в талом состоянии. Для скальных пород, характеризующихся низкой пористостью, прочность образца в талом и мерзлом состояниях практически не изменяется (при влажности образцов менее 0,2 %). Являясь сухими, эти породы при отрицательной температуре находятся в морозном состоянии.

Основной причиной деформаций откосов уступов, сложенных крепкими полускальными и скальными породами — диабазами, известковистыми песчаниками, известняками без прослоек, является оттаивание многолетнемерзлых пород и подвигание отдельных блоков в связи с таянием ледяных прослоек в трещинах.

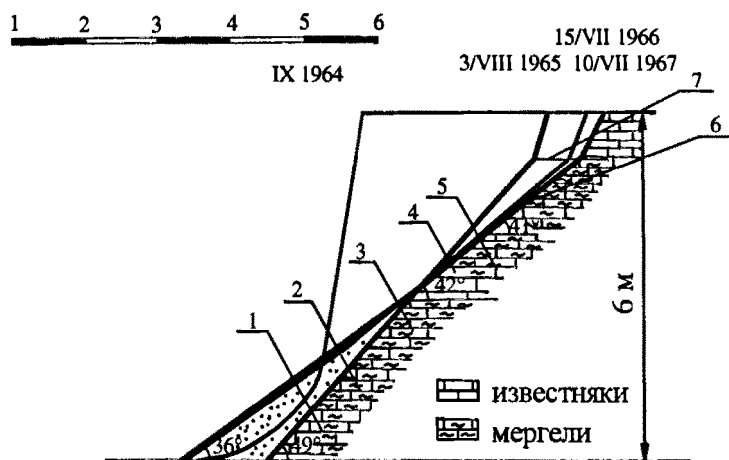


Рис. I.3. Изменение профиля уступа в результате осыпания за три года:
1—7 — реперы

Интенсивность осыпания уступов, сложенных даже одной литологической разновидностью, может значительно колебаться в зависимости от физико-механических свойств, структурных особенностей породы и горно-технических факторов. Так, участки уступа, сложенные мергелями, за два года стояния осыпаются примерно в 1,8 раза быстрее, чем участки уступа, верхняя часть которого сложена известняками, а нижняя — мергелями, и примерно в 3,7 раза быстрее, чем участки уступа, сложенные сильно трещиноватыми известняками.

На рис. 1.3 показана заложенная в мергелях на карьере «Айхал» наблюдательная станция из семи реперов по высоте уступа. Видно, что деформация бровки уступа наиболее интенсивна в первый весенне-летний сезон (выветривание происходит в 5 раз быстрее, чем в последующий сезон). Это обусловлено более крутым углом откоса уступа и нарушенностью уступа взрывными работами, способствующей проникновению в массив талых и дождевых вод.

§ 4. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Известно, что устойчивость любой механической системы определяется соотношением напряжений, предельно допустимых для данного материала (так называемого предела прочности) и фактически действующих. Напряжения в горных породах представляют собой отнесенные к единице площади внутренние силы, противостоящие действию внешних поверхностных и объемных сил, распределенных по заданной площади. Напряжения вызывают деформации, т. е. изменения линейных размеров и объема горной породы. Учитывая тесную взаимосвязь напряжений и деформаций, можно рассматривать также предельно допустимые и фактические деформации. Изучение напряженно-деформированного состояния массива горных пород и его прочности (деформируемости), по существу, относится к основным задачам горной геомеханики и инженерной геологии.

Исследования закономерностей напряженно-деформированного состояния проводятся по направлениям, включающим в себя:

- натурные измерения;
- моделирование (физическое, структурное, эквивалентное, оптико-поляризационное, тензосетки, ЭГДА и др.);
- расчетно-теоретические или аналитические методы (упругости, пластичности, сыпучей среды, конечных элементов и др.).

Натурные измерения позволяют получить объективную, но частную информацию. При моделировании и использовании расчетно-теоретических методов решаются общие и, в известной мере, идеализированные задачи, так как они базируются на конкретной модели среды. Сложность исследования закономерностей напряженно-деформированного состояния массива горных пород объясняется следующими причинами:

- реально существующим разнообразием свойств различных горных пород (от илов и плывунов до кристаллических трещиноватых изверженных пород);
- неповторимостью сочетания различных по своим физико-механическим свойствам горных пород в естественном залегании;

- изменением свойств и состояния горных пород в различных физических условиях и режимах нагружения;
- формированием напряженно-деформированного состояния под влиянием целого ряда силовых факторов.

На массив горных пород в общем случае действует система сил, среди которых выделяют: гравитационные (масса пород), тектонические (включая космо- и сейсмогенные), гидродинамические, геотермические и кристаллизационные. Под действием этих сил горные породы находятся в объемном напряженном состоянии.

Напряжения, возникающие в поперечном сечении S элементарного блока под воздействием противоположно направленных по его оси сил P , определяют по зависимости $\sigma_1 = P/S$ (рис. 1.4). Если сила P направлена под углом α к сечению блока, то $P = \sigma_1 \sin \alpha$. Тогда нормальные и касательные напряжения на этой площадке составят:

$$\sigma_n = \sigma_1 \sin^2 \alpha; \quad (1.9)$$

$$\tau = \sigma_1 \sin \alpha \cos \alpha = 0,5 \sigma_1 \sin 2\alpha. \quad (1.10)$$

Полное напряжение, действующее по этой площадке, определяется вектором P , направленным под углом α , образованным этой площадкой и нормалью к ней.

В каждой точке любого напряженного тела можно провести три взаимно перпендикулярные площадки (главные), по которым касательные напряжения отсутствуют: через них действуют три главных нормальных напряжения и $\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$. Одно

или два из этих напряжений могут быть равными нулю, что соответствует плоскому или линейному напряженному состоянию.

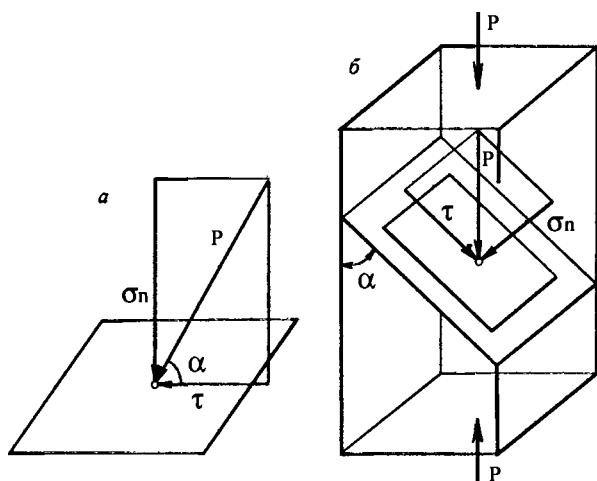


Рис. 1.4. Напряжения в горной породе, возникающие под действием силы P :

a — на элементарной площадке;
 b — в элементарном блоке

Породы в массиве обычно находятся в объемном напряженном состоянии — в условиях всестороннего сжатия. Поэтому сжимающие напряжения считаются положительными. Графическое изображение напряжений выполняется при помощи диаграммы Мора (рис. I.5). С учетом приведенных зависимостей (I.9) и (I.10) напряжения σ_n и τ по площадке, параллельной одному из главных напряжений (см. рис. I.5), составят:

$$\sigma_n = \sigma_1 \sin^2 \alpha + \sigma_3 \cos^2 \alpha; \quad (I.11)$$

$$\tau = 0,5 (\sigma_1 - \sigma_3) \sin 2\alpha. \quad (I.12)$$

Напряжения σ_n и τ по площадке, параллельной σ_2 , определяются ординатами точек на круге Мора, построенном на концах напряжений σ_1 и σ_3 . Аналогично определяются напряжения по площадкам, параллельным σ_1 или σ_3 . В случае, когда все три главных напряжения не равны нулю, имеем:

$$\sigma_{n, \max} = \sigma_1; \quad \sigma_{n, \min} = \sigma_3; \quad \tau_{\max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}.$$

При увеличении σ_1 или уменьшении σ_3 круг Мора становится предельным, что соответствует моменту разрушения горной породы.

Прочность горных пород оценивается, в основном, по наиболее распространенной теории Мора, согласно которой разрушение материала происходит при определенном предельном соотношении нормальных и касательных напряжений. Предельное состояние характеризуется зависимостью $\tau = f(\sigma_n)$, называемой диаграммой сдвига, предельной огибающей или паспортом прочности горной породы (рис. I.6). В общем случае зависимость $\tau = f(\sigma_n)$ — криволинейная.

В инженерной практике предельная огибающая аппроксимируется прямой, описываемой уравнением

$$\tau = c + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi. \quad (I.13)$$

Это уравнение было предложено французским физиком Ш. Кулоном в XVIII в. Величины c и φ — прочностные параметры горной породы, называемые соответственно сцеплением и углом внутреннего трения.

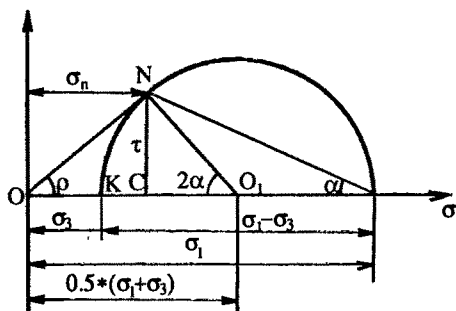


Рис. 1.5. Изображение напряжений при помощи диаграммы Мора

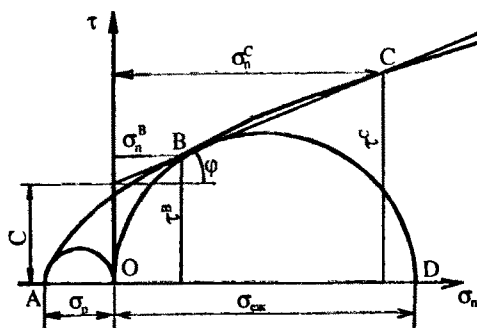


Рис. 1.6. Паспорт прочности изотропной горной породы

Из диаграммы Мора для предельного состояния горной породы получают следующие соотношения:

$$\left. \begin{aligned} \alpha_n &= 45^\circ - \frac{\varphi}{2}; \\ \sigma_{сж} &= 2c \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right); \\ \sigma_p &= \sigma_{сж} \operatorname{ctg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right), \end{aligned} \right\} \quad (1.14)$$

где α_n — угол между предельной площадкой и направлением наибольшего главного напряжения σ_1 ; $\sigma_{сж}$, σ_p — соответственно пределы прочности горной породы на сжатие и растяжение (сопротивление сжатию и растяжению).

При открытой разработке месторождений в результате выемки сотен миллионов тонн горных пород происходит разгрузка днища и бортов карьера: породы, ранее находившиеся в условиях всестороннего сжатия, получают возможность деформироваться в сторону выработанного пространства. Под влиянием осушения и водоотлива резко изменяется режим подземных вод, что обуславливает интенсивное развитие фильтрационных процессов. Существенную роль в формировании напряженно-деформированного состояния горных пород играет технология разработки: динамическое воздействие массовых взрывов, вибрация от работы горно-транспортного оборудования и т. п. В результате вскрытия глубинных слоев горных пород возникают условия для развития в них процессов выветривания, набухания и разуплотнения.

Таким образом, для массива горных пород, непосредственно прилегающего к карьеру, характерно наличие гравитационных, фильтрационных, тектонических, сейсмических (включая сейсмовзрывные и температурные) сил, под суммарным воздействием которых происходит формирование напряженного состояния.

Форма и интенсивность проявления силового воздействия определяются такими факторами, как параметры открытой разработки, геологическое строение и структура массива, трещиноватость горных пород и тектоника района, гидрогеологические, климатические условия, литологический состав пород, технология ведения горных работ, способ вскрытия и система разработки. Основным условием перехода откоса в предельное состояние (на котором базируется большинство методов оценки устойчивости) является равенство «сдвигающих» и «удерживающих» сил, т. е. достижение действующими напряжениями предела прочности (пластичности). В этом случае применение теории линейно-деформируемого тела (упругости) для изучения напряженно-деформированного состояния дает значительные погрешности. Однако в условиях действия ряда силовых факторов для изучения закономерностей проявления каждого в отдельности правомерно применение теории линейно-деформируемого тела при допущении, что ни один из них не вызывает предельного состояния. Такая постановка тем справедливее, чем больше силовых факторов участвуют в формировании суммарного напряженно-деформированного состояния. Это открывает широкие возможности для аналитического и экспериментального изучения влияния отдельных факторов с целью прогнозирования состояния и управления устойчивостью откосов на карьерах.

В связи с тем, что приведенные силовые факторы не зависят друг от друга, для рассмотрения их совместного воздействия применим принцип суперпозиции, согласно которому сумма решений также является решением.

В настоящее время существуют следующие гипотезы напряженного состояния массива горных пород:

- гидростатическая

$$\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 = \gamma H_{ст}; \quad (I.15)$$

- бокового распора

$$\sigma_1 = \gamma H_{\text{ст}}; \sigma_2 = \sigma_3 = m\gamma H_{\text{ст}}, \quad (\text{I.16})$$

где $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ — главные напряжения, МПа; $H_{\text{ст}}$ — высота столба пород от рассматриваемого элемента до поверхности, м; γ — плотность горных пород, т/м³; m — коэффициент бокового распора:

- для упругих материалов

$$m = \mu/(1 - \mu); \quad (\text{I.17})$$

- для сыпучих материалов

$$m = \text{tg}^2(45 - \varphi/2); \quad (\text{I.18})$$

где μ — коэффициент Пуассона; φ — угол внутреннего трения, градусы.

В условиях искусственной выемки (карьера), вне зависимости от естественного напряженного состояния массива, породы деформируются в сторону выработанного пространства. При этом наиболее существенную разгрузку испытывает днище выемки. Деформации разгрузки дна направлены вертикально вверх, а подоткосной части — «вперед-вверх».

Более сложная картина наблюдается в бортах выемки, где наряду с деформациями разгрузки, направленными «вперед-вверх», при определенных параметрах откоса возникают деформации, направление которых можно интерпретировать как «вперед-вниз». Поэтому в зависимости от крутизны откоса и глубины выемки H можно наблюдать как поднятие поверхности вблизи котлована, так и ее опускание. В общем случае верхняя часть откоса выемки испытывает смещение «вперед-вниз», а нижняя — «вперед-вверх». Зона влияния выемки в плане составляет (1,5—2) H от верхней бровки откоса и по глубине значительно превышает H . Так, в днище котлована Саратовской ГЭС глубиной 20—30 м наблюдалось разуплотнение глин на глубине до 50 м. По сведениям А.Е. Шейдеггера, дополнительные напряжения, вызванные водохранилищем с массой воды $1,5 \cdot 10^{10}$ т, распространяются до глубины поверхности Мохоровичича, т. е. на 30—50 км. Такая величина нагрузки сопос-

тавима с разгрузкой, вызванной выемкой пород в глубоких карьерах. Под днищем карьера возникает область гидростатического давления, где $\tau = 0$.

В последние годы в результате натурных измерений, проведенных как в СНГ, так и за рубежом, обнаружены значительные по величине сжимающие горизонтальные напряжения, превышающие вертикальную составляющую массы пород налегающей толщи.

Наличие тектонических сил обнаружено практически во всех железорудных бассейнах: КМА (Д.М. Казикаев), Кольский полуостров (Г.А. Марков), Урал и Казахстан (Н.П. Влох), Кривой Рог (П.А. Богданов), Горная Шория (П.В. Егоров). Однако существующая методика исследований не позволяет выделить тектоническую составляющую в чистом виде. Кроме того, единичные измерения напряжений в массиве горных пород проводятся из горных выработок, где неизбежно влияние как самих горных выработок, так и ряда естественных факторов (трещины, включения и т. п.).

На основе обобщения сведений о тектонических напряжениях А.И. Ильиным сформулированы основные закономерности их проявления:

- тектонические напряжения действуют в горизонтальной плоскости или близкой к ней;
- направление действия тектонических напряжений примерно постоянно для данного региона;
- тектонические напряжения наблюдаются в скальном массиве горных пород;
- величина тектонических напряжений для расчетов ориентировочно может быть принята постоянной с увеличением глубины, и она не влияет на величину вертикальной составляющей от массы пород, которая для нетронутого массива принимается равной $\gamma H_{ст}$.

Из приведенных закономерностей, предположений и допущений следует, что тензор напряжений для нетронутого массива, исходя из действия гравитационных и тектонических сил, может быть охарактеризован зависимостями следующего вида:

а) для рыхлой толщи

$$\sigma_1 = \gamma H_{ст}; \sigma_2 = \sigma_3 = m\gamma H_{ст}, \quad (1.19)$$

где γ — плотность пород массива, кг/м^3 ; $m \leq 1$ — коэффициент бокового распора;

б) для скальной неизменной толщ

$$\sigma_1 = \gamma H_{\text{ст}}; \sigma_2 = \sigma_T \geq \sigma_1 = \text{const}; \sigma_3 = m\gamma H_{\text{ст}}, \quad (1.20)$$

где $m \geq 1$.

Нетрудно предположить, что в переходной зоне от рыхлых горных пород к неизменным скальным тектонические напряжения постепенно возрастают от $\sigma_2 = m\gamma H_{\text{ст}}$ до $\sigma_2 = \sigma_T = \text{const}$. При этом, естественно, возникают зоны (в плоской задаче), где $\sigma_1 = \sigma_2$, т. е. действует гидростатическое распределение напряжений.

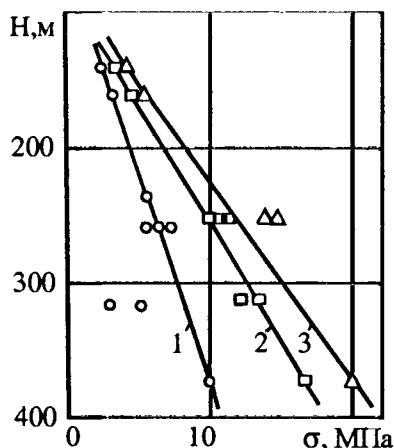
В бортах карьера происходит разгрузка горизонтальных тектонических напряжений, а в днище — концентрация вертикальных напряжений. Учитывая, что при выемке горных пород происходит разгрузка вертикальной составляющей тензора, перемещение зон с гидростатическим распределением напряжений идет в глубь массива, а в днище создаются условия для выпора и разрушения.

Следует отметить, что действия горизонтальных сил тектонического происхождения принципиально различны при открытой и подземной разработке месторождений. Если при определении предельных пролетов кровли или минимально допустимых размеров целиков учитывается, что горизонтальные напряжения, создавая условия всестороннего сжатия, способствуют увеличению несущей способности, то при определении параметров бортов карьеров в этих условиях необходимо оценивать возможность проявления бокового отпора и степень устойчивости днища.

Измерениями, выполненными в различных точках земного шара (в породах кристаллического фундамента и в складчатых толщах), повсеместно зафиксировано наличие горизонтальных сжимающих напряжений, величина которых превышает значения $\gamma H_{\text{ст}}$.

Результаты исследований естественного напряженного состояния массива горных пород методом полной разгрузки на Коробковском месторождении железистых кварцитов (Центральный участок бассейна КМА), выполненных ВИОГЕМ, позволяют сделать вывод, что современное поле напряжений на этом участке является результатом взаимодействия гравитационных

Рис. 1.7. Зависимость между глубиной H и главными напряжениями σ_1 (1), σ_2 (2) и σ_3 (3) на Коробковском месторождении КМА (по данным Д.М. Казикаева)



и тектонических сил. К особенностям результирующего поля напряжений можно отнести:

а) направление действия σ_1 — субвертикальное, σ_2 и σ_3 — субгоризонтальное;

б) все главные напряжения сжимающие; модули субгоризонтальных напряжений больше субвертикального;

в) с глубиной величина сжатия увеличивается; модули напряжений возрастают с различной интенсивностью (рис. 1.7). Значения главных напряжений можно определять по эмпирическим зависимостям:

$$\begin{aligned} \sigma_1 &= 18 - 0,32H_{\text{ст}} \text{ МПа при } r = -0,88; \\ \sigma_2 &= 46 - 0,58H_{\text{ст}} \text{ МПа при } r = -0,80; \\ \sigma_3 &= 58 - 0,68H_{\text{ст}} \text{ МПа при } r = -0,78, \end{aligned} \quad (1.21)$$

где r — коэффициент парной корреляции;

г) градиент изменения σ_1 с глубиной практически равен градиенту изменения напряжений $\sigma_z = \gamma H_{\text{ст}}$, а для σ_2 и σ_3 соответственно в 1,6 и 2,2 раза выше.

Приведенные данные позволяют сделать вывод, что горизонтальные составляющие тензора напряжений обусловлены в основном тектоническими силами, действующими по двум субгоризонтальным направлениям: по простиранию и вкрест простирания основных геологических структур участка КМА (в направлении простирания основных структур действуют наибольшие силы).

Месторождения КМА приурочены к Русской платформе, кристаллический фундамент, который характеризуется аналогичными структурными особенностями — наличием в массиве кварцитов крупных разрывов (даек) и складчатых структур. В связи с тем, что установленные на Коробковском месторождении тектонические напряжения классифицируются как резуль-

тат тектонического процесса на стадии затухания или начала сжатия на обширном пространстве, соразмерном с Русской платформой, можно предположить, что и на остальных месторождениях КМА имеют место тектонические напряжения. В общем случае поле тектонических напряжений в рудном теле неоднородно и изменяется не только с глубиной, но и в зависимости от физико-механических характеристик литологических разностей. Экспериментально установлено существенное влияние упругих характеристик массива пород на величины напряжений.

Величина горизонтальных напряжений в условиях КМА на глубине 370 м составляет порядка 20 МПа. Если учесть, что в днище карьера, по данным исследований А.Е. Шейдеггера, коэффициент концентрации напряжений может достигать 4, то возникают реальные предпосылки разрушения днища, так как прочность кварцитов на сжатие соизмерима с возникающими напряжениями. В условиях железорудных карьеров углубочного типа дно является наиболее динамичным элементом, в котором реологические процессы не успевают реализоваться ввиду высокой интенсивности работ, а мощные карьерные взрывы способствуют ослаблению массива.

Отметим, что суммирование силовых полей с учетом разнонаправленности действия главных напряжений превращается в практически неразрешимую задачу. По мнению В.В. Ржевского, совокупный учет подобных условий невозможно осуществить аналитически. Реальным путем расчета давления горных пород является изображение каждого действия методами геометрии недр с использованием изобар и совокупным учетом их применительно к конкретному объекту. Совместный учет различных факторов требует совершенствования методики построения и суммирования силовых полей, так как методы геометрии недр, в основном, предназначены для операций с поверхностями топографического порядка, отражающими скалярные, а не векторные величины.

В результате анализа суммарного силового поля можно выяснить:

а) долевое участие различных силовых факторов в формировании нарушения устойчивости для конкретной обстановки;

б) эффективность уменьшения или ликвидации воздействия отдельных силовых факторов;

в) целесообразность применения тех или иных противооползневых мероприятий;

г) физические основы процесса деформирования и мероприятий по их предупреждению и ликвидации;

д) кинематику и динамику развития нарушений устойчивости откосов.

Идея одновременного перехода в предельное состояние откоса по поверхности скольжения лежит в основе практически всех методов оценки устойчивости откосов и их модификаций. В этом случае рассматривается финал процесса перераспределения напряжений, в то время как суммарная картина напряжений на основе принципа суперпозиций характеризует исходное состояние, предшествующее и определяющее все дальнейшее поведение откоса вплоть до разрушения. Таким образом, эти два метода не противоречат, а взаимно дополняют друг друга.

§ 5. ВЛИЯНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ГОРНЫХ РАБОТ НА СОСТОЯНИЕ БОРТОВ КАРЬЕРОВ И ОТВАЛОВ

С увеличением объемов открытых горных работ связан ряд особенностей обеспечения устойчивости откосов. Среди них:

- возрастание экономически целесообразных глубин открытых работ до 300, 500 и даже 1000 м;
- взаимозависимость вопросов устойчивости откосов с вскрытием месторождения, системой разработки и порядком проведения горных работ;
- создание нормальных условий работы горно-транспортного оборудования — роторных комплексов, большегрузных самосвалов, конвейерных подъемников и др.;
- изменение параметров и конфигурации откосов в процессе строительства и эксплуатации карьера;
- определяющее влияние технологических факторов и, прежде всего, крупномасштабного взрывного разрушения скального массива горных пород с заданною степенью дробления;
- длительное, до нескольких десятков лет, поддержание в устойчивом состоянии откосов постоянных бортов и вскрывающих выработок.

Вопросы устойчивости решаются в условиях неповторимого разнообразия горно-геологических условий при невозможности выбора более благоприятного их сочетания и в весьма жестких экономических рамках при определении как предельной глубины открытой разработки, так и углов наклона откосов бортов на предельном контуре. Совместная работа горняков, геологов, гидрогеологов, строителей, экономистов привела к формированию в середине 70-х гг. XX в. нового научного направления — управления устойчивостью откосов на карьерах.

Устойчивость откосов большинством специалистов рассматривается как результат проявления горного давления, причем, если при подземной разработке практически самостоя-

тельно развиваются два направления в горной геомеханике — горное давление в очистных и подготовительных выработках и сдвигание горных пород, то при открытых разработках оба направления объединены.

Наряду с общностью ряда вопросов обеспечения устойчивости откосов, различным отраслям горно-добывающей промышленности присущи специфические черты, что обусловлено, прежде всего, особенностями геологического строения месторождений полезных ископаемых, технологией разработки и требованиями к добываемому сырью.

Так, месторождения строительных материалов, хотя и находятся в разнообразных и часто сложных гидрогеологических условиях, отрабатываются сравнительно неглубокими (до 100 м) и относительно маломощными карьерами. Ограничения накладываются на технологию разработки при добыче пильного и штучного камня, производстве щебенки.

Угольные разрезы, отличаясь большими объемами добычи и вскрыши, а также значительными глубинами (до 400—500 м), разрабатывают месторождения, сложенные комплексами слабых и отчасти полускальных пород. Характерные деформации бортов — контактные оползни, обусловленные пластовым строением налегающей и вмещающей толщ. В этих условиях взрывные работы нельзя считать оползнеобразующим фактором.

Карьеры по добыче цветных металлов и железных руд имеют много общего как по диапазону инженерно-геологических условий, так и по технологии разработки. Однако, за редким исключением, параметры рудных тел и запасы железорудных месторождений во много раз превышают соответствующие показатели месторождений цветных металлов, что влечет за собой изменение масштабов взрывной отбойки и повышенные требования к селективной выемке. Высокая ценность руд цветных металлов обуславливает возможность применения дорогостоящих противооползневых мероприятий, в то время как в условиях железорудных карьеров они могут оказаться экономически нецелесообразными. Среди карьеров по добыче цветных металлов значительную долю занимают нагорные, что для железорудных не характерно.

Карьеры по добыче агрохимического сырья занимают промежуточное положение, так как по масштабам горных работ, геологическому строению месторождений и их параметрам они могут служить аналогом рудных (карьеры ПО «Апатит»), угольных и карьеров стройматериалов (Предкарпатский сероносный бассейн).

Карьеры по добыче металлургических флюсов и огнеупорных материалов близки по своей специфике к предприятиям по добыче строительных материалов.

Геологические условия месторождений Никопольского марганцеворудного бассейна аналогичны горизонтально залегающим угольным месторождениям Украины и Подмосковного угольного бассейна.

Приведенные примеры показывают, что использование опыта или перенесение результатов исследований возможно при учете не только геологических особенностей месторождения, но и всех факторов, определяющих, в конечном итоге, устойчивость бортов карьеров: от климатических условий до особенностей технологии и фактора времени, так как, наряду с периодически обновляемыми откосами, по мере развития горных работ, существуют участки откосов (капитальные вскрывающие выработки, постоянные борта), срок существования которых соизмерим с существованием карьера.

В зависимости от назначения участка откоса борта карьера и времени его существования различают пять групп откосов: откосы вскрывающих выработок; постоянные борта вблизи охраняемых объектов; постоянные борта, не содержащие транспортных коммуникаций; временно-постоянные борта; откосы рабочих уступов.

Углы откосов уступов изменяются от $25\text{--}30^\circ$ до 90° . Исходя из необходимости оставления берм и площадок различного назначения, угол откоса борта определяется конструктивно и составляет для рабочих бортов $10\text{--}25^\circ$, для постоянных бортов и откосов траншей — от 15° до $45\text{--}50^\circ$.

Учитывая время стояния откоса и его назначение, рекомендуется при проектировании варьировать коэффициентом запаса устойчивости от 1,1 для уступов рабочих бортов до 1,3—1,5 для наиболее важных участков бортов карьеров и вскрывающих выработок (табл. I.4).

Таблица 1.4

Коэффициенты запаса устойчивости карьерных откосов

Группа	Характеристика откосов	Срок службы	Противодеформационные мероприятия	Рекомендуемый коэффициент запаса устойчивости
I	Откосы вскрывающих выработок, участки, содержащие стационарные устройства (конвейерные и скиповые подъемники, тоннели, наклонные стволы и т. п.)	Практически весь срок службы карьера (40—50 лет)	Любые технически возможные и экономически целесообразные	1,3—1,5
II	Постоянные борта, вблизи которых находятся охраняемые объекты — предохранительные целики у водоемов, населенных пунктов, магистралей и т. п.	То же	Определяются технико-экономическими расчетами	1,2—1,4
III	Постоянные борта, не содержащие транспортных коммуникаций	По мере оформления предельных контуров	Заоткоска, фильтрационная пригрузка, нагорные канавы, дренаж, в отдельных случаях одернование, посев трав, торкретирование	1,2—1,3
IV	Временно-постоянные борта	10—15 лет	Заоткоска, фильтрующая пригрузка, дренаж	1,15—1,2
V	Рабочие уступы	Несколько месяцев	Как правило, регулируется высотой и углом наклона, а также параметрами применяемого оборудования; дренаж; в исключительных случаях пригрузка фильтрующим материалом (Сарбайский карьер)	1,1—1,2

Различают площадные, углубочные и нагорные типы карьеров. С точки зрения обеспечения устойчивости откосов внутри этих групп А.И. Ильиным выделены следующие подгруппы:

- площадные двухбортные (без внутреннего отвалообразования) и однобортные (с внутренним отвалообразованием);
- углубочные с постоянным бортом, с временно-постоянным бортом и без постоянных бортов;
- нагорные;
- комбинированные (углубочно-площадочные с постоянным бортом и углубочные с нагорной частью).

Благоприятные условия для обеспечения устойчивости откосов создаются на площадных карьерах, где, как правило, в первый период не оформляются постоянные борта — в крайнем случае отстраиваются борта капитальной траншеи, содержащей транспортные коммуникации и поэтому достаточно пологие.

Усложняется задача при углах падения рудного тела от 10° до 35° , когда отстройка постоянного борта карьера происходит в период строительства на предельном контуре по лежащему боку залежи в условиях недостаточной информации о тектонике, структуре и трещиноватости пород, получаемой обычно на стадии детальной разведки.

В горно-рудной промышленности распространены карьеры углубочного типа с временно-постоянным бортом, что создает перспективы корректировки устойчивых углов откосов бортов по мере получения достоверной информации о состоянии прибортового массива горных пород. Углубочные карьеры без постоянных бортов теоретически могут быть при вертикальном падении рудного тела. Это — наиболее благоприятный вариант с точки зрения устойчивости, так как все борта рабочие и достаточно пологие ($10\text{—}25^\circ$). Однако, в связи с наибольшими объемами текущей вскрыши он наименее эффективен.

Сложность управления откосами в нагорной части карьеров связана с резким увеличением вскрыши при выполаживании откоса и сооружением транспортных коммуникаций при разnose бортов карьеров. Как правило, нагорная часть карьеров сложена скальными или полускальными трещиноватыми породами.

Группу технологических факторов, определяющих поведение пород в бортах и отвалах, составляют способ вскрытия, система разработки, а также отдельные производственные процессы.

Положение капитальных траншей относительно конечного контура карьера определяет срок их службы, от которого, как и от конструктивных параметров траншей, а также экспозиции откосов (по отношению к странам света и направлению движения поверхностных и подземных вод), зависит интенсивность процессов выветривания и реологических процессов. Влияние фактора времени на состояние откосов разрезных траншей связано с порядком разноса их бортов, определяемым системой разработки месторождения (например, при однобортной системе имеем стационарные откосы).

Система разработки — это порядок выполнения вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ. Регламентирует степень распространения рабочей зоны по бортам карьера. Направление развития горных работ в пространстве необходимо выбирать с учетом инженерно-геологической структуры массива, определяющей вероятность и характер деформаций откосов на отдельных участках карьерного поля.

Устойчивость откосов рабочих уступов и бортов карьеров следует оценивать комплексным технологическим параметром — **скоростью подвигания фронта горных работ**. Закономерности изменения во времени прочности и характер развития деформаций пород бортового массива (с учетом его структурных особенностей и, в первую очередь, наличия и пространственного положения поверхностей ослабления) позволяют планировать интенсивность горных работ с позиций устойчивости откосов.

Как для рабочих, так и нерабочих бортов значение имеет учет их конструктивных параметров, формы в плане и профиле. Вопросы влияния геометрических параметров карьерных откосов и формы бортов на устойчивость рассматривались в трудах Г.Л. Фисенко, В.Т. Сапожникова, И.И. Ермакова и В.Г. Пушкарева. Результаты исследований представлены в виде графиков, удобных для использования в инженерной практике.

Режим горных работ (т. е. установленная проектом последовательность выполнения вскрышных и добычных работ) позволяет определить момент достижения бортами конечного контура и формирования нерабочих бортов — ответственных

горно-технических сооружений, к которым предъявляются повышенные требования по обеспечению устойчивости откосов. Поэтому представляется эффективным принятие рационального режима горных работ по результатам инженерно-геологического районирования карьерных полей.

Выполненные В.В. Ржевским исследования карьеров в динамике получили дальнейшее развитие в работах его учеников и последователей и обеспечили создание стройной теории режима открытых горных работ. Однако, несмотря на реальные возможности разработанных методов анализа режима горных работ практически для всех типов месторождений полезных ископаемых, углы наклона откосов бортов при расчетах объемов вскрышных и добычных работ принимались без учета изменчивости инженерно-геологических условий карьерных полей. При этом изменения прочностных свойств пород бортового массива во времени не принимались во внимание, что обуславливало снижение достоверности определения коэффициента запаса и неточное определение объемов вскрышных работ.

Исследования пространственной изменчивости физико-механических свойств пород для месторождений черных и цветных металлов, горно-химического сырья выполнялись Ю.М. Перцовским, Т.Н. Ганичевой, М.А. Ревазовым, Ю.И. Мартыновым, М.Е. Певзнером, В.П. Костовецким, А.К. Перера, А.В. Киянцем. Цель этих исследований — инженерно-геологическое районирование карьерных полей по условиям устойчивости откосов и разработка горно-технологических решений по выбору систем отработки месторождений и управлению откосами с помощью специальных методов. При оценке устойчивости откосов использовались условно-мгновенные показатели прочности горных пород с учетом лишь коэффициентов структурного ослабления массива.

В предложенных Е.Ф. Шенко, Н.В. Мельниковым, В.В. Ржевским подразделениях систем открытой разработки классификационным признаком служит положение отвалов относительно контуров карьера. Технология отвалообразования и конструкция отвальных откосов в существенной степени определяются размещением отвалов внутри или вне контуров карьеров.

Из технологических процессов на устойчивость откосов скальных и полускальных пород и на величину угла наклона бортов наибольшее влияние оказывают буровзрывные работы.

Взрыв как бы моделирует в миниатюре землетрясение, эпицентр которого находится в месте заложения заряда ВВ. На поверхности зарядной камеры при взрыве возникает импульс напряжений, равный $(10—30)10^3$ МПа. Под воздействием этого импульса, по А.Б. Фадееву, в породе возникает ударная волна, напряжение в которой по мере удаления от центра заряда резко снижается, достигая на расстоянии пяти радиусов заряда величины 250—1240 МПа, а на удалении 20 радиусов — 30—180 МПа. Вблизи заряда формируются следующие зоны: **пластических деформаций**, где напряжения превышают предел прочности горных пород при сжатии; **упруго-пластических деформаций**, в которой разрушение происходит по дефектам структуры массива горных пород, а напряжения превышают предел прочности при растяжении дефектов структуры; **трещинообразования и упругих колебаний**. Вблизи последнего ряда скважин иногда выделяют **зону заколов**, где после взрыва появляются крупные трещины со смещением.

Зона действия динамических нагрузок от работы горно-транспортного оборудования соизмерима с размерами опорных элементов (гусениц, опорных плит, фундаментов и пр.) и не влияет не только на устойчивость борта, но и отдельного уступа. Однако при неблагоприятных условиях (наличии тектонической трещины, залегании пород, склонных к тиксотропному разжижению или снижению прочности за счет разуплотнения-набухания, расположении опоры на «козырьке» уступа и пр.) могут возникнуть деформации на отдельных участках с последующими авариями горно-транспортного оборудования.

В группу технологических факторов, от которых зависит состояние отвальных массивов, входят способ отвалообразования, элементы системы разработки, режим горных и отвальных работ. На устойчивость отвалов оказывают влияние масса оборудования и динамические нагрузки, возникающие при работе механизмов.

Наибольшие затруднения при определении прочностных свойств пород и расчетах параметров отвалов обычно вызывает учет технологии их формирования и динамики отвальных работ. Сложность задачи обуславливается совокупным влиянием на устойчивость отвалов ряда технологических факторов, из которых важнейшими являются: высота и конфигурация от-

вальных откосов, длина и скорость подвигания отвального фронта, темп отсыпки отвала.

Схемы отвалообразования, применяемые на карьерах, могут быть разделены на две группы:

1) с фронтальной отсыпкой, когда размещение пород в отвале происходит в процессе непрерывного движения отвалообразователя вдоль фронта работ (схемы отвалообразования с использованием транспортно-отвальных комплексов, включающих в себя многочерпаковые экскаваторы);

2) с блоковой отсыпкой, когда складирование пород осуществляется заходками (блоками) (схемы с использованием одноковшовых экскаваторов и транспортно-отвальных комплексов, предусматривающих роторные экскаваторы).

Схемы отсыпки бульдозерных, плужных и абзетцерных (с многочерпаковыми отвальными экскаваторами) отвалов можно с определенным приближением отнести к первой группе. Схемами отсыпки предопределяются характер процессов уплотнения породных масс отвалов и, соответственно, их прочностные свойства.

Условия формирования гидроотвалов соответствуют случаю фронтальной отсыпки, когда порода укладывается горизонтальными слоями.

Перечисленные технологические факторы взаимосвязаны и должны рассматриваться применительно к конкретным схемам отвалообразования. Так, скорость подвигания фронта отвала при фронтальной отсыпке характеризует темп роста породной нагрузки, а при блоковой отсыпке — время стояния откоса до укладки в отвал пород следующей заходки.

1.2. НАРУШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ СООРУЖЕНИЙ НА КАРЬЕРАХ

§6. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ

Горно-геологические явления возникают в массивах пород под влиянием горных работ и представляют собой результат взаимодействия элементов системы «горная выработка — геологическая среда». Управление этими явлениями возможно путем маневрирования горно-техническими факторами.

При открытой разработке месторождений возможно образование оползней, обрушений и обвалов, осыпей и оплывин, просадок.

Наиболее опасный вид разрушения карьерных откосов — оползни, имеющие различные формы (табл. I.5). В зависимости от объема сползающих масс различают мелкие (сотни и тысячи кубических метров), средние (десятки тысяч), крупные (сотни тысяч) и очень крупные (миллионы кубических метров) оползни.

Главное свойство **оползней** — это смещение породных масс по поверхности, получившей наименование поверхности скольжения (оползания) и являющейся геометрическим местом точек максимальных относительных сдвигов горных пород, отделяющей смещающуюся часть от неподвижной части массива горных пород. Объем породы в откосе, ограниченный поверхностью откоса и этой поверхностью, называется **призмой возможного обрушения**. Формы поверхности скольжения и их расположение в массиве зависят от геологических факторов, физико-механических свойств пород, геометрических параметров откоса. При криволинейной форме поверхности скольжения верхняя часть призмы обрушения называется **призмой активного давления**, нижняя — **призмой упора**. Скольжению оползневых масс нередко предшествуют оплывание и пластическое выжимание пород, которые могут сопровождать весь оползневой процесс. В этом случае можно говорить о **сложных оползнях** выдавливания, оплывания, проседания и т. д. Для оползней положение поверхности скольжения предопределяется местонахождением

Типы оползней бортов карьеров и уступов (по П.Н. Панюкову)

Типы оползней	Характеристика типов	Основные условия возникновения оползней
<i>Простые:</i>		
собственно оползни	Поверхность скольжения сложного очертания: верхняя часть вертикальная, средняя и нижняя — криволинейные с обратным падением (в сторону массива) на нижнем отрезке	Массив несцементированных пород
оскользни	Смещения подработанных блоков и пачек горных пород массива откоса по поверхностям ослабления, падающим в сторону откоса	Подрезка откосов поверхностей ослабления, падающих в сторону выработки
оползни-оскользни (сложные оскользни)	То же, но поверхность скольжения проходит по направлению ослабления только в верхней части; нижняя ее часть пересекает поверхности ослабления под различными углами и выходит в откос в его основании	Падение поверхности ослабления в сторону выработки под углом, большим угла заоткоски борта
<i>Сложные:</i>		
оползни выдавливания	Оползневому процессу предшествует и сопутствует пластическое выжимание слабых глинистых пород. Сползание происходит по пластически деформирующемуся основанию	Наличие в массиве или в основании откоса слабых глинистых легковыжимающихся пород
оползни оплывания	Оползневому процессу предшествует и сопутствует оплывание пород основания или нижней части откоса. Сползание происходит по оплывшей породе	Наличие в основании или в нижней части откоса пород, способных оплывать под действием фильтрационного давления и вибрации
оползни проседания	Оползневому процессу предшествует и сопутствует уплотнение (проседание), а иногда просадка пород откоса, происходящие под влиянием вибрации и увлажнения или того и другого вместе	Наличие в разрезе откоса рыхлосложенных или просадочных пород

поверхности ослабления, падающей в сторону выработанного пространства. Скольжение оползневого клина начинается с момента, когда поверхность ослабления подрезается поверхностью откоса или же несколько раньше. В последнем случае поверхность оползания совпадает с поверхностью ослабления массива только в верхней части. Нижняя часть поверхности оползания пересекает поверхности массива откоса под различными углами.

Такого рода явления, занимающие промежуточное положение между типичными оскользнями и оползнями, были названы П.Н. Панюковым **сложными оскользнями**. Поверхность скольжения для простых оползней состоит из двух частей: верхней — вертикальной и нижней — сложнокриволинейной. Простые оползни характерны для массивов нецементированных (песчано-глинистых) горных пород, не обнаруживающих резко выраженной анизотропии физико-механических характеристик. Массивы твердых горных пород в случае равномерно распределенной и интенсивной трещиноватости также способны давать деформации типа простых оползней. Сложные оползни обычно не обнаруживают ярко выраженной поверхности скольжения.

Особое место среди горно-геологических явлений занимает **уплотнение (консолидация)** глинистых пород бортовых массивов и отвалов. При изучении сложного механизма упрочнения осушаемых породных массивов необходимо количественно оценивать уплотнение пород за счет снятия эффекта гидростатического взвешивания и влияние устранения действия фильтрационного давления на устойчивость откосов.

Основные типы оползней откосов бортов карьеров (по П.Н. Панюкову) приведены на рис. I.8.

Обрушения и обвалы характеризуются быстрым смещением и падением крупных блоков и пачек пород, которые при падении опрокидываются и дробятся на более мелкие куски и пачки. Обрушения нередко связаны с подрезкой откосами карьера контактов пород, являющихся поверхностями ослабления прочности массива. На бурогольных разработках обрушения и оползни добычных уступов могут приводить к возникновению пожаров в трещинах, образованных при деформациях сближенных уступов.

Осыпи — это смещение и падение мелких обломков и зерен пород, отделившихся от поверхности откоса в результате выветривания.

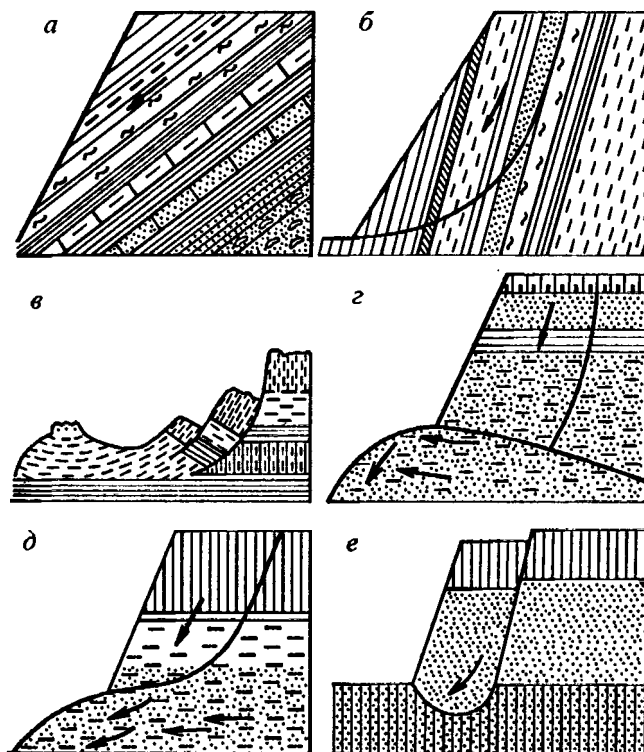


Рис. 1.8. Основные типы оползней бортов карьеров и уступов:

а — оскользень; *б* — сложный оскользень; *в* — собственно оползень; *г* — оползень выдавливания; *д* — оползень оплывания; *е* — оползень проседания

Оплывины, наряду с явлениями суффозии и фильтрационного выпора, относятся к числу наиболее распространенных видов фильтрационного разрушения откосов несцементированных и обводненных пород карьеров.

Просадки — вертикальное опускание прибортовых участков высокопористых рыхлых породных масс без образования сплошной поверхности скольжения.

Г.Л. Фисенко предложена классификация склоновых движений применительно к различным инженерно-геологическим типам слагающих откосы горных пород. Она предназначена для предварительной оценки вида движений породных масс как на естественных склонах, так и в карьерных откосах.

§ 7. НАРУШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

По имеющимся данным, на двух третях карьеров черной металлургии наблюдаются нарушения устойчивости откосов объемом более 1000 м³, причем эти процессы интенсифицируются с увеличением глубины карьеров. Так, если при глубине карьеров до 100 м лишь на половине из них зафиксированы деформации откосов, то с переходом на большие глубины доля карьеров с нарушениями устойчивости откосов возрастает до 80 %. Выполненный в ВИОГЕМ (А.И. Ильин, В.П. Будков, А.В. Киянец и др.) анализ показал, что 75 % деформаций возникают в песчано-глинистых отложениях и только 25 % приходится на откосы твердых (скальных) и полутвердых (полускальных) трещиноватых пород. Случаи деформаций откосов распределяются по типам нарушений следующим образом: оползни — 42,7 %, обрушения — 20,6 %, осыпи — 14,7 %, оплывины и просадки — по 10 % (по данным ВИОГЕМ).

Для карьеров агрохимического сырья доля оползней составляет 85 %, в то время как на остальные деформации приходится всего 15 %; примерно такое же соотношение характерно и для угольной промышленности. Это связано с распространением на карьерах этих отраслей комплексов преимущественно слабых и полускальных пород, в то время как на рудных карьерах до 80 % горной массы является скальной.

Для карьеров КМА характерны практически все виды нарушений устойчивости, встречающиеся на открытых разработках, причем для всех трех эксплуатируемых карьеров виды нарушений устойчивости бортов, характер их формирования и причины типичны.

На рис. 1.9 представлена аэрофотосхема карьера Михайловского ГОК с отмеченными нарушениями устойчивости уступов.

В горно-геологическом ярусе, сложенном четвертичными породами, характерными видами нарушений устойчивости являются обрушения, осыпи (при заоткоске под углами 60—80°), промоины (эрозия за счет выветривания и поверхностных вод).

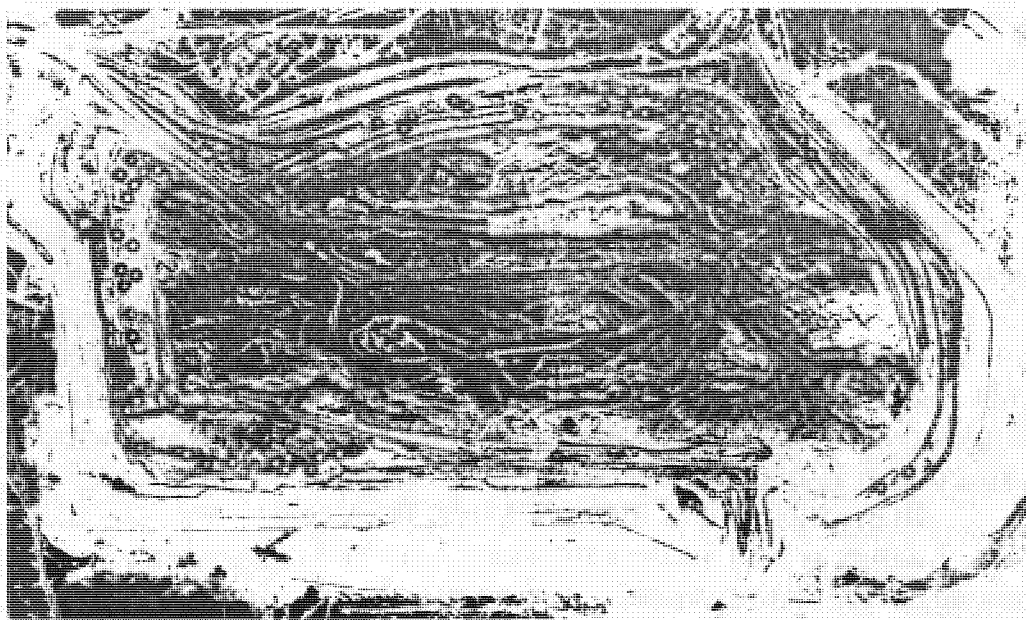


Рис. 1.9. Аэрофотосхема карьера Михайловского ГОК с указанием характерных участков нарушений устойчивости уступов (аэрофотосъемка ВНО-ГЕМ, 1978):

● — в келловейских глинах; ○ — в надкелловейских глинах

Обрушения достигают по фронту 8—20 м при глубине развития деформаций 2—4,5 м, при этом шаг обрушения $0,5 \div 1,5$ м. В результате обрушенные массы заполняют нижележащую площадку до $2/3$ высоты уступа. Нижняя часть уступа выполаживается до $15\text{—}30^\circ$, а угол наклона откоса уступа снижается до $35\text{—}40^\circ$ (рис. 1.10). Если уступ увлажняется подземными водами (это характерно для ложбин стока), то в таких местах обрушенные массы насыщаются водой, приобретают текучую консистенцию и в результате формируется оплывина. Смещение переувлажненных масс приводит к обнажению откоса и дальнейшему развитию обрушений.

На Михайловском карьере повсеместно в период строительства и часто в период эксплуатации происходят вымывание апт-неокомских глин и отложение вымытого материала на нижней площадке уступа, на его откосах. Породная масса обычно медленно (при избыточном увлажнении в период дождей относительно интенсивно) смещается по откосам, образуя в пределах уступов локальные конуса выноса. Вынос породы из нижней части уступа обуславливает местные обрушения и оползни вышележащих пород. В итоге, при длительном стоянии



Рис. 1.10. Деформации Северного борта карьера Михайловского ГОК (фото В.И.ОГЕМ, 1978)

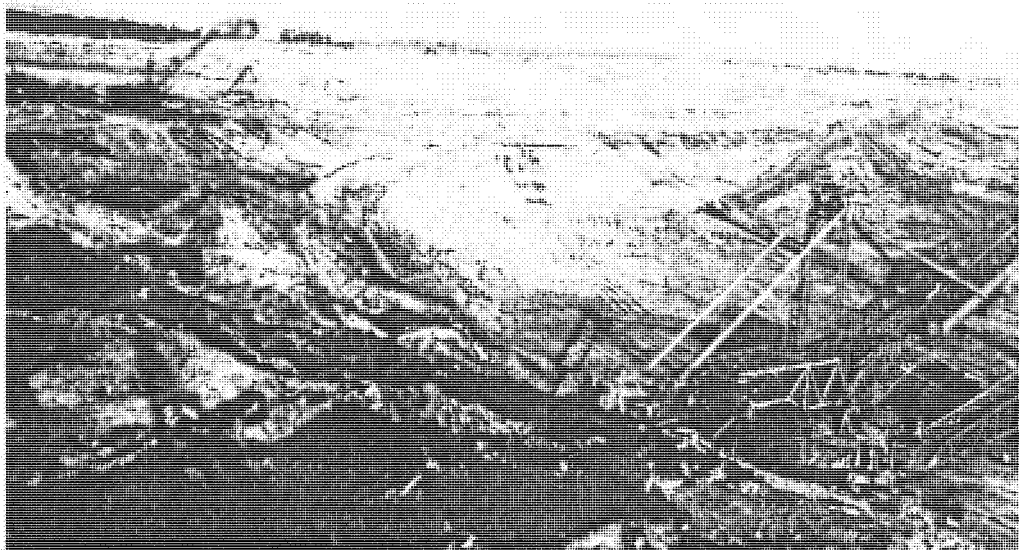


Рис. 1.11. Оползневый участок борта карьера Михайловского ГОК (фото В.И. Стрельцова).

формируются мощные оплывины, смещающиеся на нижележащие горизонты. На рис. I.11 представлена фотография оползневого участка в апт-неокомских отложениях.

Эти два вида деформаций интенсивно проявлялись в районе северной въездной траншеи, при этом угол откоса уступа был в пределах $50\text{—}70^\circ$. С целью обеспечения длительной устойчивости откоса был выполнен комплекс мероприятий, включавший в себя выполаживание откоса до $20\text{—}30^\circ$ и сооружение в основании откоса дренажной канавы.

Суффозионные явления наблюдаются в водоносных сеноман-альбских, апт-неокомских и батских отложениях; деформации откосов протекают при резком понижении уровня подземных вод в прибортовой части массива горных пород и медленном понижении уровня воды за пределами карьера. Наличие крутой депрессионной воронки способствует развитию гидродинамического давления, направленного в сторону откоса, что при критических значениях гидравлического градиента вызывает вынос фильтрационным потоком мелких твердых частиц. Суффозионные воронки, особенно в песках неокома, достигают значительных (до 2,5 м) размеров.

Выполненные ВИОГЕМ паспортизация и анализ инженерно-геологических явлений на карьере Михайловского ГОК позволили сделать следующие выводы:

- 95 % всех деформаций составляют оползни, переходящие в оплывины;
- время существования уступов в устойчивом состоянии (даже в одних и тех же породах) в зависимости от инженерно- и гидрогеологических условий и их параметров различно;
- интенсивные нарушения устойчивости уступов развиваются в местах, приуроченных к поверхностным и погребенным ложбинам стока; деформациям подвержены отдельные уступы или несколько уступов, но не борт, сложенный песчано-глинистыми отложениями в целом;
- длительную устойчивость уступов, бортов карьера с большими углами наклона за счет естественной прочности песчано-глинистых отложений обеспечить нельзя;
- для условий карьера Михайловского ГОК доказана взаимосвязь между прочностью пород, параметрами уступа и временем его существования в устойчивом состоянии.

На Лебединском и Стойленском карьерах КМА также наблюдаются оползневые деформации, обрушения, суффозия, оплывины.

Ввиду значительной обводненности песчано-глинистых отложений оползни обрушения со временем переходят в оплывины. Недостаточной осушенностью пород объясняется и широкое развитие суффозионных процессов в апт-альб-сеноманских песках и песчаных глинах юры и неокома, что приводит в дальнейшем к постепенному обрушению вышележащих пород и периодическим оползневым смещениям.

Развитие деформаций массива горных пород в бортах карьеров, как и возникновение нарушений устойчивости, захватывает какой-то период времени. Любое нарушение устойчивости, даже обрушение, имеет «скрытую» стадию подготовки, в процессе которой происходит последовательное разрушение многочисленных структурных связей пород.

Выветривание пород приоткосных зон карьеров обуславливает развитие во времени осыпей откосов, сложенных преимущественно твердыми породами. На развитие осыпей оказывают влияние следующие факторы: угол наклона уступа, интенсивность трещиноватости и ориентировка трещин относительно поверхности уступа, способы заоткоски уступов, технология буровзрывных работ, климатические условия района, вещественный состав горных пород.

На карьерах Никопольского марганцевого бассейна возникали оползни вскрышных уступов, в которых породы смещались по контактам между глинистыми породами. Оползнями охватывались длительное время необновлявшиеся участки уступов с различной степенью обводненности. Например, на Богдановском карьере деформации уступов (высота 20 м, угол наклона 38—40°) происходили через 8—12 мес после их оформления. Очевидно, что, наряду со структурными особенностями массива, на устойчивость уступов оказывает влияние фактор времени.

Исследования длительной прочности глин при оценке устойчивости бортов буроугольных карьеров Украины, выполненные УкрНИИпроектом, позволили получить интересные данные благодаря использованию обратных расчетов. Установлено, что фактор длительной прочности в обеспечении ус-

тойчивости бортов карьеров Днепровского буроугольного бассейна является одним из определяющих. Так, для сложенных монтмориллонитовыми глинами уступов углы наклона откосов при времени стояния 2—3 мес и 10 лет соответственно составляют 38° и 20° .

Закономерности развития во времени деформаций уступов обеспечивают надежное производство вскрышных работ с использованием управляемого обрушения пород, геомеханические аспекты использования которого исследовались во ВНИМИ и ИГТМ АН Украины. Наиболее детальные натурные исследования механизма обрушения выполнены в 1966—1967 гг. ВНИМИ на Роздольском серном месторождении. Инструментальные наблюдения проводились по профильным линиям, заложенным в оползневой зоне северного борта Северного участка Роздольского карьера. Уступ, сложенный супесями и суглинками, оползал по контакту четвертичных отложений и тортонских (палеогеновых) глин. Построенная по результатам маркшейдерских наблюдений поверхность скольжения в верхней части является криволинейной, в нижней — плоской и совпадает со слабым контактом. Полученные значения максимальных скоростей смещения реперов в пределах подрабатываемого массива (от верхней бровки к нижней) существенно изменялись — от 0,20 до 0,95 м/сут, что, очевидно, связано с различной величиной действующих напряжений по выделенным в оползневом теле зонам.

Изучение возможности применения управляемого обрушения на карьерах Предкарпаття показало, что при высоте сложенного супесями и суглинками уступа $H_y = 30$ м предшествующая обрушению скорость смещения заложенных на верхней площадке уступа реперов составляет 0,15—0,17 м/сут, ширина призмы обрушения (0,28—0,32) H_y . Объем остаточного развала, при котором начинается новый цикл обрушения, равен 0,5—0,6 первоначального объема оползших пород. Эти рекомендации носят частный характер в связи с эмпирическим путем их получения и не могут быть перенесены даже на объекты того же бассейна, где отрабатываются уступы другой высоты. Более представительным параметром является критическая скорость относительной деформации сдвига, величину которой следует

устанавливать на основе теоретического анализа механизма деформирования пород в откосах.

Четкая взаимосвязь между геометрическими параметрами бортов карьеров и фактором времени вскрыта также и на месторождениях, где во вскрышной толще преобладают литифицированные песчано-глинистые породы (аргиллиты, алевроиты, песчаники). В результате анализа оползневых деформаций на карьере «Нчанга» (Замбия) предложено оценивать прочность пород с помощью показателя, характеризующего прочность на сдвиг за единицу времени. Нарушения устойчивости сложенных выветрелыми алевролитами и сланцами бортов карьера «Блэк-Рок» (Австралия) объясняются возникновением порового давления в глинистом материале — заполнителе трещин, а также в глиноподобных выветрелых массах.

Глубины карьеров Рейнского (Германия) буроугольного бассейна («Фортуна» и «Фрехен») превышают 200 м и в перспективе составят около 300 м. На карьерах бассейна оползни бортов, в песчано-глинистых породах которых встречаются разрывные нарушения, происходят как по природным поверхностям ослабления, так и при горизонтальном положении части поверхностей скольжения. В 1958 г. произошел оползень восточного борта карьера «Цукунфт-Вест», захвативший все уступы. Отделившийся от борта оползневой клин имел высоту около 90 м и содержал девять породных и угольных слоев. Сбросов рядом с нарушенным участком борта не было, подземные воды, как показали проведенные исследования, в данном случае не оказывали решающего влияния на образование оползня. Возникновение этого и ряда других оползней бортов на карьерах Германии («Фишбах», «Инден», «Фрехен») связано с проявлением фактора длительной прочности глинистых пород и их контактов с другими литологическими разностями.

Учет реологических процессов при оценке длительной устойчивости специалисты Германии рекомендуют осуществлять эмпирическим путем на основе инструментальных наблюдений в условиях конкретных объектов. Однако остается открытым вопрос об определении параметров откосов (по допустимым деформациям) в случаях изменения горно-геологических условий (с ростом глубины или при освоении новых месторождений).

На буроугольных карьерах Германии наиболее четко реологические процессы проявлялись в бортовых массивах Сред-

негерманских карьеров, вскрышная толща которых представлена связными (глинами, пылеватыми суглинками) породами. Особенно часто оползни приурочены к зонам гляциальных нарушений и залегания ленточных глин. Оползни, связанные со снижением прочности глинистых пород во времени, возникли на карьерах «Шлабендорф», «Кляйнлейпиш Вельцов», «Мульденштейн». Влияние фактора времени на устойчивость откосов бортов в глинистых породах установлено на угольных карьерах Болгарии.

Применительно к тектонически нарушенным массивам скальных пород представляют интерес результаты многолетних исследований механизма процесса деформирования откосов в карьере «Чинхуа» (Китай). Рудное тело, сложенное изверженными ультраосновными породами, прорывает толщи метаморфических пород — мигматитов, мраморов, сланцев. Напластования пород параллельны продольной оси карьера. Разбитый на блоки сбросами и тектоническими трещинами сжатия массив деформируется в результате скольжения и опрокидывания отделившихся блоков. Реологические процессы в разрабатываемом массиве связываются с наличием поверхностей ослабления различных порядков. Полученные по данным инструментальных наблюдений в 1973—1977 гг. графики зависимости

смещений массива от времени включают в себя все три стадии ползучести. Для описания развития смещений во времени автор (Ван Синг) использовал зависимости степенного вида:

$$\frac{\partial S}{\partial t} = \dot{S} = A_1 n_1 t^{n_1-1}, \quad (I.22)$$

где A_1 — параметр, $n_1 = \ln t$, n — параметр, t — время.

На рис. I.12 показаны стадии развития оползня, а на рис. I.13 — графики развития во времени вертикальных (V) и горизонтальных (H)

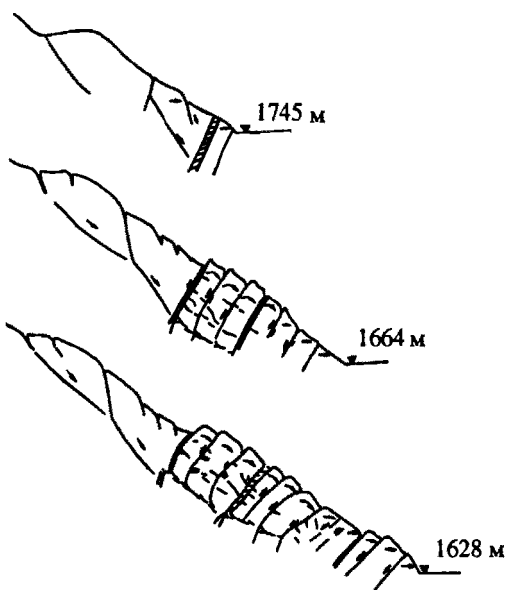


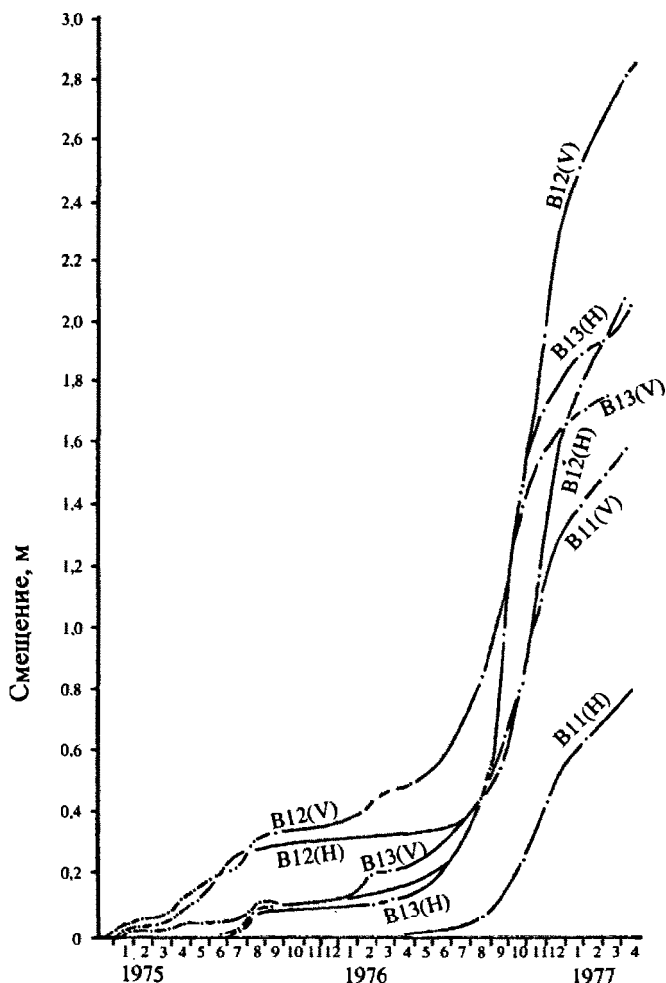
Рис. I.12. Стадии процесса деформирования борта карьера «Чинхуа»

Рис. I.13. Смещения контура откоса в зоне разрывного нарушения по трем реперам:

V — вертикальные; *H* — горизонтальные

смещений для трех наблюдательных точек в зоне сброса. Реологическое поведение скального массива характеризуется Ван Сингом как «структурная ползучесть».

Детальный инженерно-геологический анализ ползучести скальных пород, как важного фактора склоновых процессов, дан А.А. Варгой с использованием показатель-



ных примеров плотин Гекатч (Австрия), Вушех (Китай), Таблачака (Перу), участка ГЭС Вахлич (Канада), печально знаменитого оползня борта водохранилища Вайонт рядом с арочной плотиной высотой 200 м (Италия, 1963 г.) и др.

Проведенный А.А. Варгой анализ конкретных гравитационных дислокаций показывает, что их развитию способствует наличие крутых склонов, относительно слабых скальных пород, сильно измененных пород, а также поверхностей ослабления различной природы. Отмечается, что многообразие природных и техногенных факторов и различие инженерно-геологических условий определяют значительный разброс основных характеристик и механизмов смещения активных зон.

§ 8. НАРУШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ОТВАЛЬНЫХ НАСЫПЕЙ

Несоответствие технологических параметров отвалов (например, высоты отдельных уступов, угла генерального откоса системы отвальных уступов, длины рабочего фронта и скорости подвигания его, порядка отсыпки в пространстве и времени, а в некоторых случаях и способа отвалообразования) конкретным инженерно-геологическим условиям, обуславливающим прочность породных масс отвалов и их оснований, приводит к нарушениям устойчивости отвальных откосов. Оползни отвалов образуют самостоятельную группу оползневых деформаций при открытых разработках и классифицируются в зависимости от объема пород, захваченных деформациями, и от положения поверхности скольжения (табл. 1.6).

Устойчивость отвальных откосов определяется сопротивлением сдвигу породных масс отвала и основания. При складировании влажных глинистых пород они уплотняются и после достижения определенной высоты отвала переходят из трехфазного состояния в двухфазное. В результате порых глинистых пород, заполненных водой, развивается избыточное поровое давление. В водонасыщенных слабоструктурных глинистых породах основания поровое давление возникает практически сразу после приложения нагрузки от отвальной насыпи. При этом сопротивление глинистых пород сдвигу снижается, так как внешняя нагрузка частично воспринимается поровой водой, а частично — породным скелетом. Поровое давление по мере оттока воды к зонам с пониженным давлением постепенно уменьшается. Сопротивление глинистой породы сдвигу по любой площадке составляет:

$$\tau = c + (\sigma_n - P_n) \operatorname{tg} \varphi, \quad (1.23)$$

где c — сцепление, МПа; σ_n — полное нормальное напряжение, МПа; P_n — поровое давление, МПа; φ — угол внутреннего трения, градусы.

Таблица 1.6

Классификация деформаций отвалов (по С.И.Попову)

Подгруппа оползня	Тип оползня	Характеристика типа	Условия возникновения оползней
Простая Сложная	Надподошвенный	Смещение горных масс по поверхностям, проходящим в толще отвала	Наличие в толще отвала переувлажненных линз и прослоев горных масс
	Пододошвенный	Смещение горных масс отвала по его основанию, наклоненному в сторону откоса	Падение поверхности основания в сторону откоса
	Подпододошвенный	Смещение горных масс отвала по поверхностям ослабления, проходящим в толще основания отвала	Наличие в разрезе основания отвала поверхностей ослабления, падающих в сторону откоса
	Выдавливание	Оползню предшествует и сопутствует выдавливание слабых пластических глинистых масс отвала или его основания	Присутствие в толще отвала или в его основании переувлажненных глинистых горных масс и пород
	Оплывание	Оползню предшествует и сопутствует оплывание водонасыщенных горных масс отвала	Наличие в толще отвала водонасыщенных горных масс, способных оплывать
	Проседание	Оползню предшествует и сопутствует самоуплотнение свежотсыпанных горных масс отвала или уплотнение (иногда просадка) пород основания	Неравномерная отсыпка горных масс неодинаковой уплотняемости или же рыхлое сложение (иногда просадочность) пород основания

Поровое давление возникает при коэффициенте водонасыщения глинистых пород $G \geq 0,6 \div 0,8$ (в зависимости от плотности), когда воздух в поровой воде находится в виде защемленных пузырьков, расположенных в межконтактных областях пор. Если же водные оболочки частиц в этих областях не смыкаются (воздух остается незащемленным), то образование порового давления исключено.

Анализ деформаций отвальных откосов на отечественных и зарубежных карьерах показывает, что поровое давление является одной из основных причин возникновения оползней различных типов.

На Приднепровских буроугольных карьерах, где применялись транспортно-отвальные мосты в сочетании с цепными и роторными многочерпаковыми экскаваторами, неоднократно возникали оползни отвалов, причем смещения породных масс происходили по плоским и криволинейным поверхностям скольжения. Отвальные породы представлены смесями глин, песков и суглинков палеоген-неогенового и четвертичного возраста. На Семеновско-Головковском карьере фиксировалось выдавливание пород основания отвалов, увлажняемых водами подугольного горизонта. Активное выдавливание породных масс основания отвалов этого карьера происходило на криволинейном центральном участке отвального фронта, где укладываются наибольшие объемы вскрыши, а скорость продвижения фронта достигала 2 м/сут. На крыльях отвального фронта наблюдались преимущественно оползни надподошвенного типа, возникающие вследствие увлажнения нижней части отвальной насыпи и отсыпки породы на неоттаявшие откосы.

На карьерах северо-западной части Никопольского марганцевого бассейна получили развитие оползни внутренних отвалов, отсыпаемых драглайнами, что связано, в основном, с несоответствием параметров отвалов прочностным характеристикам пород в момент начала оползня. Прочность отвальных пород уменьшается с увеличением влажности. В частности, для пестроцветных пластичных глин увеличение влажности до 50 % (при естественной влажности около 40 %) уменьшает их сопротивление сдвигу в 3—4 раза. Поэтому поровое давление возникает при нормальных напряжениях, не превышающих 0,1 МПа, что способствует оползанию отвалов. Одной из причин образо-

вания оползней внутренних отвалов на Богдановском и Шевченковском карьерах явилось отсутствие дренажа основания отвалов.

Показательным примером аварии горно-транспортного оборудования служит разрушение транспортно-отвального моста

$M_{\frac{3750}{115+145}}^{35/0}$ на Шевченковском карьере в июне 1973 г. (рис. I.14). Разрушение моста произошло в результате оползня предотвала, на котором была расположена отвальная опора. Мост работал в комплексе с роторным экскаватором ЭРГ 1600.

Общая конструктивная масса моста составляла 2310 т, общая длина (с загрузочным устройством) — 296 м. Давление на колесо экскаваторной опоры — 15,4 т, отвальной опоры — 21,3 т.

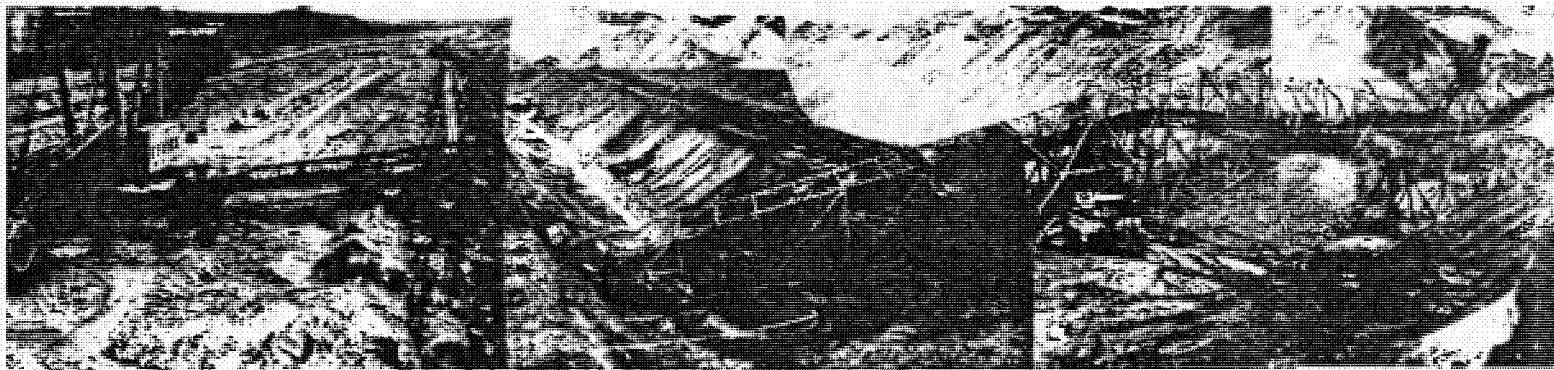
В предотвал были отсыпаны: надрудные глины — мощность 4,9 м, пески — 2,0 м, известняк-ракушечник — 3,0 м, глины зеленовато-серые — 5,1 м. В основание отвала на оползневом участке уложены пески и известняки-ракушечники, селективно отрабатывавшиеся драглайнами с частичным разубоживанием. Подрудный водоносный горизонт осушался неполностью. Параметры оползня: ширина по фронту до 135 м; величина смещения до 30 м; объем деформированных масс до 270 тыс. м³ (в том числе предотвал — 60 тыс. м³).

Установлены основные причины деформации предотвала:

- увеличение без достаточного обоснования высоты предотвала до 18 м при угле наклона откоса 35° и ширине бермы безопасности 35 м, коэффициент запаса устойчивости 1,04—1,16 (проект Южгипроруда, 1972 г.);
- нарушение проектной ширины бермы безопасности (фактическая ширина 22 м), что обусловило снижение коэффициента запаса устойчивости до 1;
- нарушение режима формирования предотвала (укладка пород на обводненное основание, завышенные темпы отвалообразования), что привело к возникновению порового давления в глинистых породах, т. е. консолидация пород основания и тела предотвала не была завершена.

Подобная деформация предотвала транспортно-отвального моста ранее (1958) отмечалась на карьере «Клеттвитц» в

a



б

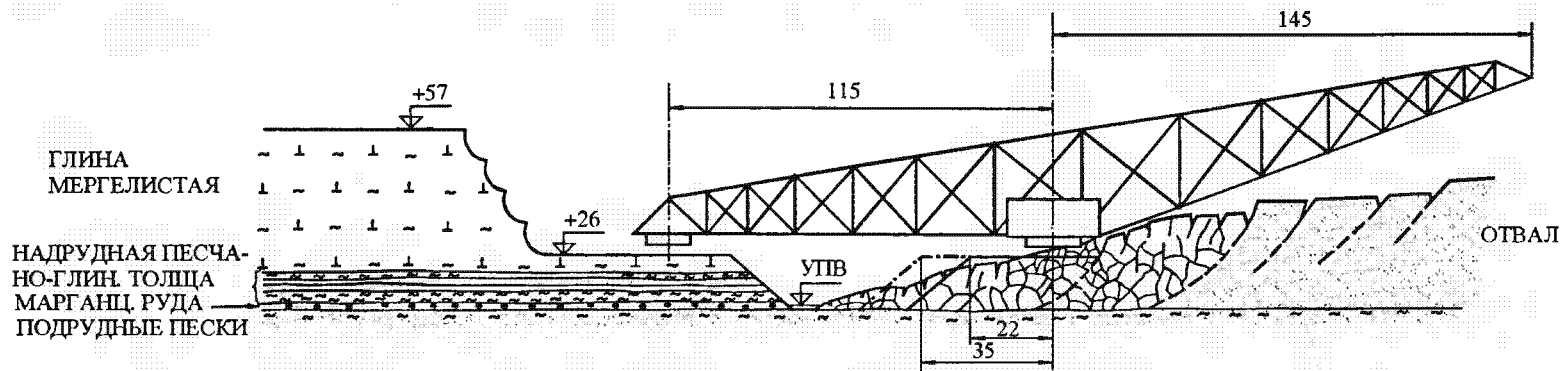


Рис. I.14. Разрушение транспортно-отвального моста в результате оползня предотвала:

a — аварийная ситуация; *б* — горно-технические условия

Рис. 1.15. Разрушение железнодорожного тупика в результате оползневой деформации отвала (Ингулецкий ГОК, Кривбасс)

Германии. Однако разрушения моста удалось избежать благодаря своевременной его остановке и проведению противооползневых мероприятий.

С возникновением порового давления связаны также деформации внешних отвалов на карьерах Никопольского марганцевого бассейна. Оползни сопровождались выдавливанием пород основания, представленных обводненными илистыми и песчанистыми глинами, ниже которых залегают мелкозернистые обводненные пески.

Характерный пример оползневой деформации отвала показан на рис. 1.15.

На внешних экскаваторных и бульдозерных отвалах Лебединского и Михайловского карьеров (КМА) деформации откосов проявлялись в виде простых оползней и оползней оплывания. На Михайловском железорудном комбинате (МЖК) оползни бульдозерного отвала, сложенного песчано-глинистыми породами апта, неокома и келловоя, были связаны с повышенной влажностью отвальных пород и недостаточной несущей способностью основания. Размещенные в пойменных участках рек Рясник и Чернь внешние экскаваторные отвалы (№ 1 и 3а) МЖК деформировались в результате интенсивного выдавливания оснований, сложенных илистыми суглинками, торфами и песками аллювиального происхождения (рис. 1.16). Натурными и лабораторными исследованиями установлено, что в илистых водонасыщенных породах основания отвала № 3а поровое давление практически было равно внешней уплотняющей

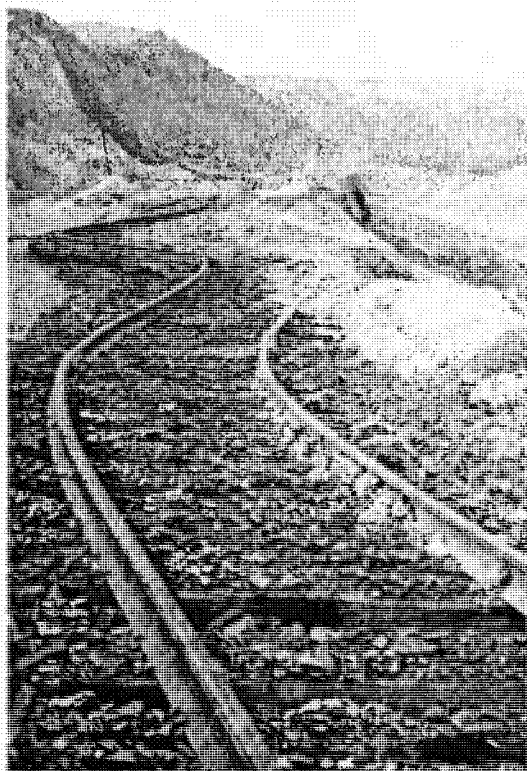




Рис. 1.16. Авария экскаватора при выдавливании основания отвала Михайловского карьера

нагрузке (в первый момент после ее приложения). С уменьшением порового давления в процессе консолидации сопротивление пород сдвигу существенно увеличивалось.

На Ангренском угольном карьере при расположении внешних экскаваторных отвалов из песчаника, известняка, каолиновых и пестроцветных глин на основании из лёссовидных отложений, супесей и суглинков естественной влажности оползней подподошвенного типа не наблюдалось. При возведении экскаваторных отвалов на основании, представленном породами гидроотвала (слой каолиновых глин мощностью 0,6—1,3 м, перекрытый пачкой некондиционных углей) в осенне-зимний период, характеризующийся повышенным количеством выпадающих в виде дождя осадков, происходят оползни, вызываемые нарушением устойчивости основания. Поверхность скольжения проходит по пропластку каолиновых глин мягкопластичной консистенции, обладающих незначительным сцеплением.

Оползни подподошвенного типа наблюдались в 1960 и 1963 гг. на бульдозерных отвалах Каджаранского карьера в Армении. Вскрышные породы (в основном окисленные монциты, разрыхленные взрывным способом) складировались в двухъярусные отвалы, расположенные на склоне горы. Высота верхнего яруса 30—35 м. Высота нижнего яруса в период возникновения оползней достигала 120 м. На оползневых участках угол наклона основания, сложенного водонасыщенными суглинками, составляет 10—12°. Мощность песчано-глинистой толщи аллювиальных отложений изменяется от 7 до 15 м. Непосредственной причиной оползней явилось выдавливание пород основания. В результате выдавливания произошло резкое ослабление призмы упора прислоненного откоса, что привело к обрушениям отвального массива. Оползням предшествовало интенсивное подвигание фронта отвальных работ, при этом скорость

рассеивания порового давления в основании отвалов значительно уступала темпу роста нагрузки.

На карьере «Янгарный» подпитка внутреннего отвала водами горизонта, расположенного в толще пород нерабочего борта, привела к тиксотропному разжижению преобладающих в отвале пылеватых пород и вызвала внезапный оползень.

Вскрышные породы ряда буроугольных карьеров Германии представлены песчано-глинистыми отложениями палеоген-неогенового и четвертичного возраста. Среди пород почвы угольного пласта обычно преобладают мелко- и среднезернистые пески, содержащие пропластки глинистых пород мощностью до нескольких метров. Буроугольные месторождения разрабатывались с использованием транспортно-отвальных мостов и частичной перевозкой вскрыши железнодорожным транспортом во внутренние и внешние абзетцерные отвалы. Выдавливание подугольных пород основания внутренних отвалов, а также ранее отсыпанных пород старых отвалов и гидроотвалов явилось причиной многочисленных оползней на карьерах: «Карл Бюрен», «Отто Тонненберг», «Таткрафт», «Цукунфт», «Мойрошгольн», «Анна-Зюд», «Фридендер», «Клетт-витц», «Глюкауф». Мощность вала выдавливания пород основания в ряде случаев составляла 10—15 м и более, в движение приходили миллионы кубических метров породных масс.

Оползни связаны с быстрой скоростью нагружения обводненных оснований отвалов и со значительной (до 60 м) высотой откосов. Скорость нагружения характеризует изменение величины породной нагрузки (давления) во времени. На карьере «Глюкауф III» после выдавливания основания предотвала высотой 4,5 м и нарушения железнодорожного полотна в зоне поворотного пункта в период, предшествовавший новым деформациям, измерялось поровое давление в породах основания предотвала высотой 6 м, представленных (сверху вниз) пылеватыми глинами мощностью около 4 м и слюдистым песком мощностью до 8 м. Поровое давление в глинах изменялось от 0,025 до 0,060 МПа (60 % нагрузки от предотвала). Скорость продвижения отвального фронта на оползневом участке перед возникновением деформаций была равна 2,0—2,5 м/сут.

При отсыпке абзетцерного отвала высотой 21 м на карьере «Седлитц» поровое давление в породах основания составляло

лишь 0,006—0,008 МПа и отвальный откос не деформировался. Здесь, в основании отвалов, залегают тонкозернистые пески, перекрываемые слоем пылеватых глин небольшой мощности.

Столь существенные колебания порового давления связаны с разными коэффициентами фильтрации пород k_f и скоростями нагружения основания v_n («Глюкауф» $k_f = 10^{-4} + 10^{-6}$ см/с; $v_n = 0,15$ кгс/см² в минуту; «Седлитц» $k_f = 1 \cdot 10^{-2} + 1,9 \cdot 10^{-2}$ см/с; $v_n = 0,0016$ кгс/см² в минуту). Аналогичные зависимости между фильтрационными характеристиками пород отвальных оснований, скоростями нагружения и давлениями в поровой воде отмечались и на других карьерах округа Нидерлаузитц. Во многих случаях зарегистрированных оползней подошвы отвалов были полностью обводнены, нередко в основании залегали илистые (пылеватые) породы, при этом осушительные мероприятия не производили должного эффекта в тонкозернистых породах.

§ 9. НАРУШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ДАМБ НАМЫВНЫХ ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ СООРУЖЕНИЙ

В горно-технической практике намывные массивы формируются, преимущественно, при складировании разрабатываемых гидравлическим способом вскрышных пород (гидроотвалы) или при гидравлической укладке отходов обогащения твердых полезных ископаемых (хвостохранилища). В горно-промышленных районах сооружаются также золоотвалы для гидравлической укладки золошлаков теплоэлектростанций, работающих на твердом топливе, и шламонакопители специальных типов для длительного хранения различных отходов производства.

Технология формирования перечисленных сооружений имеет некоторые отличительные особенности, обусловленные их целевым назначением. Так, при создании хвостохранилища возрастают требования к защите окружающей среды в связи с интенсивным пылением пляжей и наличием сильноминерализованных вод, концентрация вредных компонентов в которых может превышать предельно допустимую.

Состояние намывных массивов как техногенных образований определяется физико-географическими, инженерно-геологическими, гидрогеологическими и технологическими факторами.

К физико-географическим факторам относятся рельеф территории и климатические условия (количество и характер осадков, температурный и ветровой режимы), а также гидрографическая характеристика сети водотоков и водоемов бассейна намывного сооружения. С геоморфологических позиций выделяют следующие типы гидроотвалов и хвостохранилищ: овражно-балочный (с односторонним обвалованием); равнинный (со всесторонним обвалованием); косогорный (с трехсторонним обвалованием); котлованный (намывной массив формируется в выработанном пространстве карьеров или в естественных впадинах). Геоморфологическим типом гидроотвалов определяются затраты на их строительство, мощность намывной толщи и относительные размеры ее зон. Рельеф местности влияет на

условия устойчивости откосных сооружений (наклон основания и характер поверхностного стока). Формирование намывных сооружений в естественных понижениях рельефа открывает возможности предотвращения эрозионных процессов и обеспечивает создание территорий горизонтальной планировки на месте малопригодных участков.

Влияние климата на состояние намывных массивов рассмотрим на примере хвостохранилищ золоторудной промышленности ЮАР. Намыв хвостохранилищ ведется тонкими слоями в направлении от дамбы к прудку. Карты намыва ограждаются дамбами обвалования, создаваемыми из отходов обогащения, средние значения физико-механических характеристик которых составляют: плотность — $1,925 \text{ г/см}^3$, сцепление — 0 и угол внутреннего трения — 35° . Генеральные углы откосов дамб высотой до 60 м варьируют в значительных пределах: заложение откосов составляет от 1:2 до 1:4 (угол откоса $26,5\text{—}14^\circ$). Хвосты состоят в основном из кварца и иногда содержат небольшое количество пирита (до 0,7 %), при окислении которого образуется пленка, предотвращающая эрозию откосов. В условиях жаркого климата происходит интенсивная подсушка хвостов приоткосной зоны, что в сочетании с эффективной работой дренажных устройств обеспечивает, как правило, надежную эксплуатацию хвостохранилищ. Препятствия движению гидросмеси по пляжу намыва создаются в результате деятельности дождевых потоков и ветрового воздействия, приводящих к образованию промоин и валов. При этом нарушаются условия раскладки частиц и в пляжной зоне формируются линзы с низкой водопроницаемостью.

Инженерно-геологические факторы включают в себя: геологическое строение основания и тела сооружения, вещественный состав, водно-физические, деформационные и прочностные характеристики пород. Наличие ослабленных (наклонных или горизонтальных) контактов в основании намывных массивов определяет зависимость устойчивости дамб от характеристик сопротивления сдвигу по контактам слоев и угла наклона основания. При изучении намывных толщ с целью их последующей инженерно-геологической схематизации выделяют гидроотвалы и хвостохранилища, внутренние зоны которых сложены раздельнообломочным, тонкодисперсным или сме-

шанным материалом. В зависимости от состава намывных пород изменяются скорость водооборота, уплотняемость и несущая способность внутренних зон сооружений.

Влияние гидрогеологических факторов рассматривается путем оценки обводненности основания (наличия водоносных горизонтов, условий их питания и разгрузки); действия сил гидростатического взвешивания и гидродинамического давления при движении фильтрационного потока в теле дамбы; потерь на фильтрацию в ложе и на испарение; эффективности дренажных устройств.

К технологическим факторам, определяющим состояние намывных массивов, относятся: способы гидровскрышных работ или переработки минерального сырья на обогащательных фабриках; способы возведения дамб и намыва (выпуска) пульпы во внутренние зоны сооружений; интенсивность намыва; динамические и статические нагрузки.

Нарушения устойчивости откосов дамб гидроотвалов и хвостохранилищ в ряде случаев могут быть вызваны динамическими нагрузками, возникающими при землетрясениях или буровзрывных работах в непосредственной близости от намывных сооружений. Эти нагрузки вызывают тиксотропное разжижение техногенных грунтов при изменении соотношения сдвигающих и удерживающих сил в пределах призмы возможного оползня.

Влияние перечисленных факторов на устойчивость намывных сооружений проиллюстрируем примерами аварий из горно-технической практики.

В 1964 г. произошел значительный по объему сместившихся пород оползень северного откоса гидроотвала № 1 Лебединского карьера КМА. В гидроотвал за семь лет уложено 40 млн м³ четвертичных суглинков и сеноман-альбских песков, причем суглинки (слой мощностью 4—6 м) намыты в нижней части гидроотвала. Основание отвала сложено торфом и аллювиальными суглинками. Геометрические параметры откоса гидроотвала до оползня были следующими: средний угол наклона 12°; общая высота 36 м; высота и угол наклона нижнего и верхнего ярусов соответственно 16 м и 17°, 20 м и 19°; ширина бермы 16 м. Прудок-отстойник в районе оползня находился на расстоянии 200 м от бровки обвалования. В результате оползания откоса гидроотвала кран, работавший на намыве, сполз

вниз на 24 м и в сторону выноса на 120 м. Оползание основной массы пород происходило в течение 30—40 мин, после чего наблюдались незначительные смещения, закончившиеся через 4—5 ч. Смещения сопровождались глухими подземными ударами и шумом. Оползень в плане имел почти изометричную, циркообразную форму. Ширина его по хорде, стягивающей концы дугообразного главного уступа, равна 420 м, длина по оси оползня составляет 430 м, площадь оползня — 15 га, объем оползневых масс — 1,8 млн м³.

Оползнем были нарушены высоковольтные электролинии и пульповоды гидромеханизации, а также перекрыто русло р. Осколец. Нарушение равновесия значительного объема пород явилось результатом совокупного влияния неблагоприятных условий и факторов: наличие слабых пород в основании откоса и нижней намывной части гидроотвала; несоответствие темпа наращивания гидроотвала скорости консолидации намывных суглинков и коренных торфяно-илистых пород; возрастание гидродинамических сил по мере увеличения высоты гидроотвала.

Показателен оползень дамбы гидроотвала № 4 Кедровского разреза ПО «Кемеровоуголь» (ныне Холдинговая компания «Кузбассразрез-уголь»). К моменту возникновения оползня высота гидроотвала, сложенного лессовидными суглинками, достигала 30 м. Угол откоса ограждающей дамбы равен 23—25°. Ограждающая дамба длиной около 300 м отсыпалась из привозных пород. Намыв производился из торцов пульповодов как со стороны обвалования, так и со склонов лога, в котором располагался гидроотвал. Интенсивность намыва составляла около 6 м/год; за год в гидроотвал укладывалось около 2 млн м³ горных пород.

При наращивании обвалования в зимний период с отступлением на 20 м в сторону пляжа намыва шириной 20 м при мощности отсыпаемого слоя 4 м скорость отсыпки составляла 300 м/мес (по длине дамбы). После того, как было отсыпано 250 м обвалования, возник оползень шириной около 200 м; поверхность отрыва проходила по границе обвалования и пляжа намыва. Оползшая масса сместилась за сутки на 300 м и расположилась под углом 5—10°, после чего подвигание прекратилось. Существенную роль в развитии деформаций сыграла большая интенсивность нагружения, так как при отсыпке обвалования

возросло поровое давление в намывных суглинках, что привело к уменьшению их сопротивления сдвигу.

Подобный оползень зафиксирован также на гидроотвале «Бековский» Бачатского разреза в 1987—1988 гг. К моменту максимальных смещений общая высота дамбы составляла 53 м. Проведенные ВНИМИ натурные замеры показали значительное возрастание избыточного порового давления в намывных глинистых отложениях пляжной зоны под дамбами наращивания из полускальных пород. Установлено, что оползневому смещению предшествовало возрастание порового давления до значений, при которых эффективные напряжения приблизились к нулю и сопротивление сдвигу глинистых техногенных грунтов было минимальным.

Влияние гидрогеологических факторов на устойчивость ограждающих дамб гидроотвалов и хвостохранилищ в наибольшей степени сказывается при напоре осветленной воды на обвалование, переливе воды и пульпы и последующем прорыве дамб. Следует отметить, что эти аварийные ситуации создаются, прежде всего, в результате нарушения технологии намыва. Прорывы дамб происходили на гидроотвалах Назаровского угольного разреза, Семилукского огнеупорного завода, комбината «КМАруда», Лебединского ГОК, хвостохранилищах горнообогатительных предприятий цветной и черной металлургии.

Крупные прорывы дамб зафиксированы на гидроотвале «Балка Чуфичева» Лебединского ГОК (1981 г.) и на хвостохранилище Качканарского ГОК (1999 г.).

На гидроотвале «Балка Чуфичева» в результате прорыва более 1 млн м³ меловой пульпы была разрушена примерно третья часть (примерно около 300 м по фронту) дамбы высотой 22 м на участке ее примыкания к склону балки с углом откоса 30—35° (рис. I.17), Снятие почвенного слоя и гумусированных суглинков в основании не проводилось. Основные причины разрушения дамбы следующие:

- 1) недопустимое приближение прудка к обвалованию, что обусловило увеличение равнодействующей сил гидростатического взвешивания и гидродинамического давления примерно в 2,5 раза по сравнению с параметрами, существовавшими при удалении прудка на 200 м от гребня дамбы;

- 2) наличие ослабленного контакта в месте примыкания дамбы к склону.

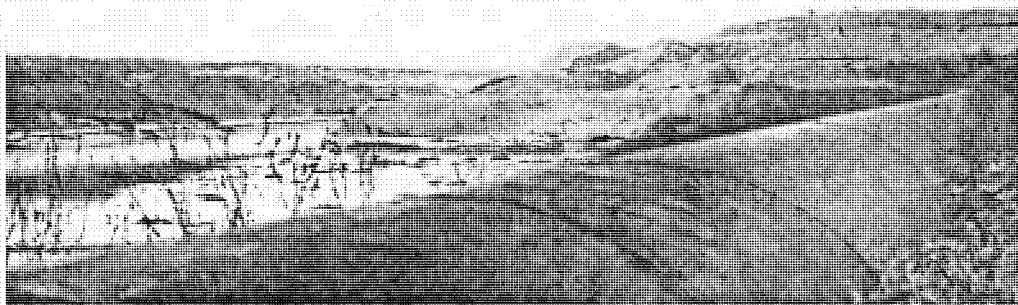


Рис. I.17. Прорыв дамбы гидроотвала «Балка Чуфичева»

Дамба разрушена оползнем-потоком, возникшим, в первую очередь, из-за нарушения технологии намывных работ. После восстановления дамбы в ее теле были заложены датчики порового давления, а также проведено зимнее (со льда) зондирование внутренних зон из намывных меловых отложений.

Хвостохранилище ОАО Качканарский ГОК «Ванадий» эксплуатируется с 1963 г. и состоит из трех отсеков: Рогалевского, Промежуточного и Выйского, перепады отметок в которых составляли соответственно 18,6 м и 31,0 м (рис. I.18).

2 ноября 1999 г. в 17 ч на хвостохранилище ОАО Качканарский ГОК «Ванадий» произошла авария в результате разрушения водосборного сооружения между Роголевским отсеком и Промежуточным с последующим размывом примыкающего участка Разделительной дамбы. Образование прорана глубиной до 12 м и шириной до 130 м и излив воды из прудка-отстойника объемом до 5 млн м³ привели к образованию волны прорыва. В течение примерно двух часов происходили заполнение Промежуточного отсека, а после его переполнения — перелив через гребень дамб № 1, 2, Восточной и Раздельной с образованием четырех проранов шириной от 70 до 110 м, глубиной от 11 до 16 м с перемещением потока частично в Выйский отсек и частично (до 2 млн м³) на прилегающие территории (рис. I.19, I.20).

В связи с неравномерным намывом дамб в Промежуточном отсеке прудок был отжат в северном направлении, что ограничило его возможности по аккумуляции потока и ускорило перелив через дамбы. В результате водосбросное сооружение

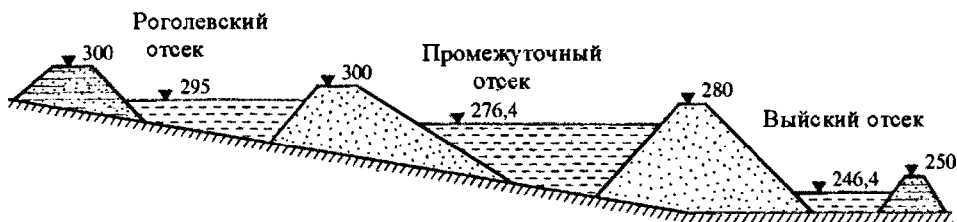


Рис. I.18. Профильная схема расположения отсеков хвостохранилища Качканарского ГОК «Ванадий»

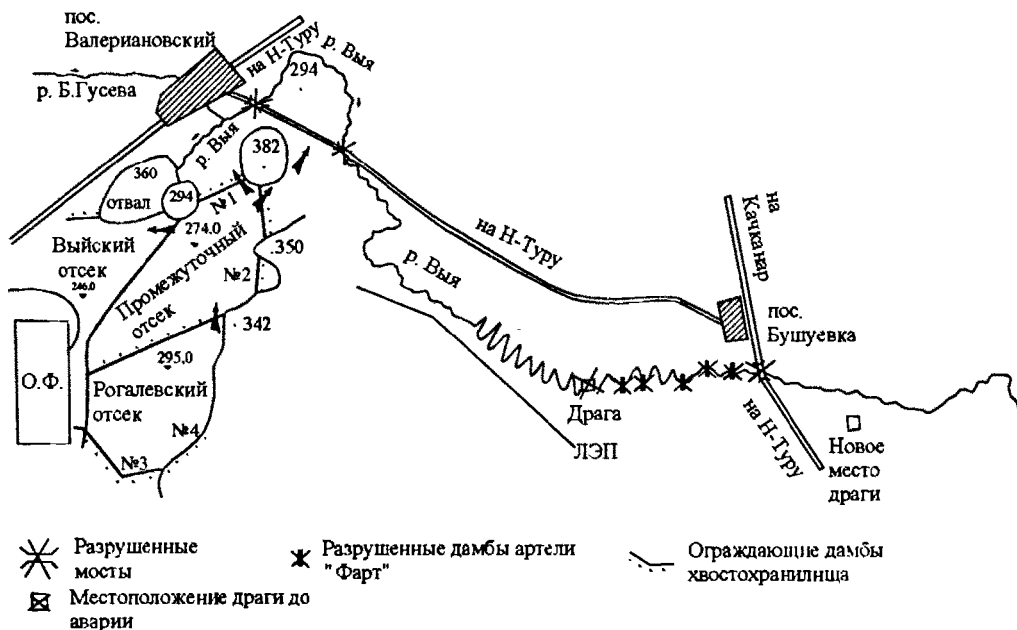


Рис. I.19. Схема распространения селевого потока при аварии на хвостохранилище Качканарского ГОК «Ванадий»

с каменно-набросной водосливной перемычкой, расположенное на участке примыкания Разделительной (общей для Рогалевского и Промежуточного отсеков) дамбы к коренному берегу, разрушилось. Значительные масштабы аварии определили отставание намыва Промежуточного отсека от Рогалевского (на 18 м по высоте) и его недостаточная вместимость из-за задержки строительства пульпонасосной станции. Для обеспечения последующей безаварийной эксплуатации хвостохранилища было предложено:

- проведение ремонтно-восстановительных работ по заделке проранов и восстановлению напорного фронта разрушенных ограждающих дамб в соответствии со специально разработанным проектом;

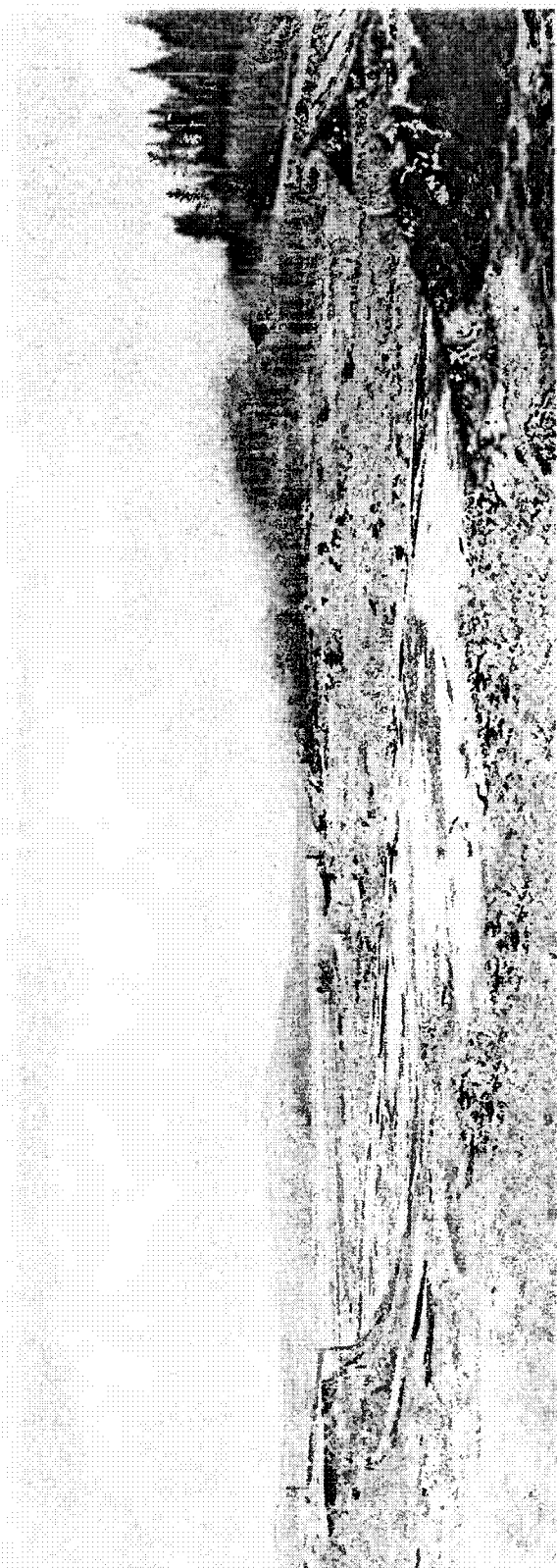


Рис. I.20. Правый борт водобросного канала на хвостохранилище Качканарского ГЭК

- разработка проекта эксплуатации хвостового хозяйства в зимний период 1999—2000 гг.;
- проведение дополнительных обследований состояния ограждающих дамб и водосбросных устройств с выполнением комплекса необходимых изысканий и расчетов прочности и устойчивости сооружений с привлечением специализированных организаций;
- разработка и реализация мероприятий по повышению безопасности сооружений, совершенствованию системы мониторинга;
- разработка проекта дальнейшей эксплуатации хвостового хозяйства с учетом фактического его состояния;
- организация группы натурных наблюдений.

На гидроотвалах Семилукской группы карьеров огнеупорных глин прорывы сложенных насыпным глинистым материалом дамб происходили в результате интенсивного размыва обвалования потоком пульпы, сбрасываемой из торца пульповода. На этих гидроотвалах был внедрен комплекс мероприятий, предусматривающих следующие меры: применение рассредоточенного намыва суглинков и глин слоями мощностью до 0,3—0,4 м; сохранение постоянной площади прудка-отстойника; проведение систематического контроля за состоянием дамб и намывных масс пляжной зоны; откачку осветленной воды из отстойников по окончании каждого сезона намыва. Осуществление перечисленных и ряда других мероприятий обеспечивает создание широкого пляжа и отстойника, прижатого к естественному склону или расположенного в центре гидроотвала.

В качестве основных причин аварийных ситуаций — формирование обвалования из мерзлого грунта, несоблюдение безопасных размеров пляжа и положения границы прудка-отстойника, минимальное превышение гребня дамбы над горизонтом воды, недостаточная эффективность водосбросных сооружений. При наличии значительных объемов воды (до 10 млн м³) в прудковых зонах управление состоянием намывного массива производится за счет увеличения потребления оборотной воды на производственные цели или сброса части водных запасов в резервную емкость.

Следствием влияния климатических и технологических факторов может служить авария хвостохранилища, состоящего

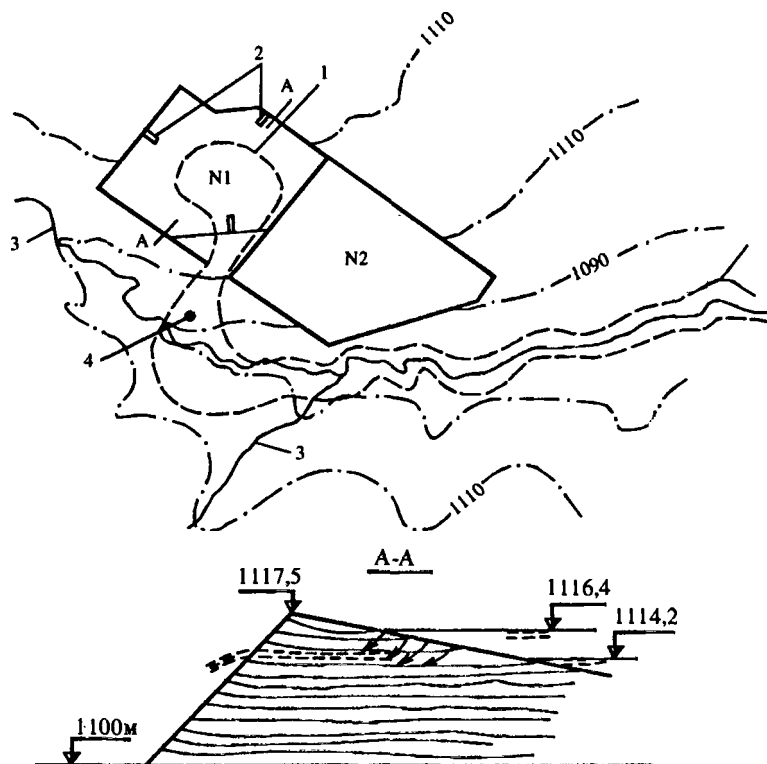


Рис. I.21. Схема деформации хвостохранилища рудника «Бэфокинг» (ЮАР): 1 — контур прорыва пульпы; 2 — трубопроводы выпусков пульпы; 3 — река и ее приток; 4 — ствол шахты (стрелками показано направление прорыва пульпы)

из секций № 1 и 2, платинового рудника «Бэфокинг» (ЮАР). Здесь отходы обогащения складировались в двух секциях общей длиной 2 км и шириной 1 км, созданных в речной долине (рис. I.21). Намыв осуществлялся из торцов пульповодов, расположенных с трех сторон секции № 1. Высота дамб составляла около 20 м. Прорыв дамбы секции № 1 произошел после сильного дождя (выпало 75 мм осадков за 2 ч). Предпринятая на следующий день попытка отвести воду из первой секции оказалась неудачной, началось высачивание на внешнем откосе и затем произошел прорыв около 3 млн м³ хвостов на участке дамбы шириной 130 м (на профиле дамбы показаны намывные слои). Дамба была разрушена на 2/3 высоты, хвосты затопили ствол шахты. Около 2 млн м³ хвостов достигли водохранилища ниже по течению реки на 45 км.

В результате нарушения технологии возведения из глинистых грунтов ограждающей дамбы хвостохранилища Стебни-

ковского горно-химического комбината (Украина, 1983 г.) в теле дамбы образовались ослабленные зоны. Подпор хлоридно-натриевого рассола на дамбу высотой до 22 м при отсутствии пляжа привел к прорыву 5 млн м³ жидкой фазы хвостов, в результате был нанесен значительный ущерб водному, рыбному и сельскому хозяйству всего района. Выход из строя секции хвостохранилища вызвал также существенное снижение производственной мощности предприятия. При возведении дамбы в несколько очередей инженерно-геологические исследования ее состояния не проводились.

Разрушения хвостохранилищ при землетрясениях происходили в Чили, где они приводили к катастрофическим последствиям — гибели людей и уничтожению населенных пунктов. В качестве основных причин разрушения хвостохранилищ рассматриваются разжижение слабоуплотненного материала прудковой (ядерной) зоны под действием сейсмических толчков и недостаточная динамическая устойчивость упорной призмы. Дамбы большинства хвостохранилищ имели крутые уклоны внешних откосов: 1:2 — 1:1. Законсервированные обезвоженные хвостохранилища в результате землетрясения не разрушались, хотя в их бортах зафиксированы трещины. Наименьшие разрушения получили хвостохранилища, контуры которых имели в плане криволинейное очертание. Проведенный анализ аварий хвостохранилищ в Чили показал, что при разрушении упорных призм происходило вытекание верхнего слоя, состоящего из отложений ядерной зоны мощностью около 10 м, находящихся в текучем состоянии. Залегающие ниже отложения пылевато-глинистого состава имеют пластичное состояние и, возможно, не разжижаются. Поэтому ускорение процессов формирования пластичных отложений ядерной зоны позволило бы сократить объемы материала, опасного с позиций возникновения селевых потоков при сейсмическом воздействии.

Обзор состояния проблемы оценки устойчивости откосных сооружений хвостохранилищ на зарубежных горных предприятиях свидетельствует о высоком уровне мониторинга техногенных массивов, отличающегося оперативной обработкой натурной информации. Вместе с тем, технические характеристики первичных приборов для контроля состояния массива незначительно отличаются от используемых в отечественной практике.

Широкая компьютеризация проектных работ по выбору оптимальных конструкций откосных сооружений на зарубежных объектах обеспечивает своевременное получение оптимальных решений.

С наибольшей полнотой разнообразные аспекты формирования и управления состоянием намывных массивов хвостохранилищ во взаимосвязи с проблемой охраны окружающей среды рассмотрены в фундаментальной монографии Г. Ритси*, где обобщены представительные материалы преимущественно по хвостохранилищам горно-рудных предприятий Канады и США.

Анализируя способы намыва хвостов, Г. Ритси выделяет в качестве перспективного направления формирования хвостохранилищ конусный намыв сгущенных хвостов с содержанием твердого материала в пульпе не менее 35 %.

Следует однако отметить, что при значительных объемах складирования, высокой крупности материала, повышенных требованиях к качеству оборотной воды, особенно в суровых климатических условиях, требуется специальное технико-экономическое обоснование схемы конусного намыва. К числу ограничений экологического характера следует отнести повышенное загрязнение воздушного бассейна пылящими частицами, намывными в конус. В ряде случаев целесообразна комбинация традиционной схемы устройства хвостохранилищ со схемой центрального намыва, применяемой в период консервации хвостохранилища для создания дополнительного объема складирования.

* *G.M. Ritcey. Tailings managemant. Elsevier — Amsterdam — Oxford — New-York — Tokyo, 1989.*

ГЛАВА II

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В БОРТОВЫХ И ОТВАЛЬНЫХ МАССИВАХ

§ 1. ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ ОДНОМЕРНЫХ ЗАДАЧ ДЛЯ ПРОГНОЗА УПЛОТНЕНИЯ ПОРОДНЫХ МАССИВОВ

При длительном действии постоянных статических нагрузок в горных породах развиваются процессы компрессии и консолидации.

Компрессия — сжатие породы без возможности бокового расширения под нагрузкой, возрастающей ступенями или непрерывно.

Консолидация — процесс изменения во времени объемной деформации породы под нагрузкой.

Аналитические решения задач консолидации пород составляют две группы:

1) теории, рассматривающие процесс уплотнения двухфазной породы как результат отфильтровывания воды из пор под действием нагрузки (фильтрационная или «первичная» консолидация);

2) теории консолидации двух- и трехфазных пород, учитывающие влияние на процесс уплотнения реологических свойств скелета, сжимаемости поровой жидкости, вязкости связанной воды, а также взаимодействия фаз породы.

Как отмечает Ю.К. Зарецкий, существующие теории отличаются друг от друга полнотой описания уравнений состояния породы, характера взаимодействия отдельных фаз породы, определяющего формы связи между напряжениями и деформациями, и закономерностей отношения фаз в единице объема в процессе консолидации.

Одно- и двумерные (плоские) задачи фильтрационной консолидации основываются на допущениях об отжатии (отфильтровывании) поровой воды из сжимаемого слоя соответственно в одном и двух направлениях.

Для практических расчетов уплотнения преимущественно применяют решения одномерных задач. Решение плоской задачи может быть использовано как «эталонное» при оценке пригодности одномерных задач для расчетов уплотнения оснований упорных призм и толщ намывных тонкодисперсных грунтов.

Решения плоской задачи фильтрационной консолидации двухфазных пород рассматривались преимущественно для полубесконечных массивов, нагруженных сосредоточенной силой, полосовой и полубесконечной нагрузками. При расчетах уплотнения сжимаемая толща учитывалась путем рассмотрения деформации слоя, выделенного из однородного полупространства. Очевидно, картина деформаций в пределах сжимаемой толщи существенно меняется в случае предположения залегания на некоторой глубине несжимаемой части основания.

Уравнение уплотнения двухфазной среды для плоской задачи может быть представлено следующим образом:

$$C_v \left(\frac{\partial^2 P_n}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 P_n}{\partial z^2} \right) = \frac{\partial P_n}{\partial t}, \quad (\text{II.1})$$

где C_v — коэффициент консолидации (м/сут), равный $\frac{k_\phi (1 + \epsilon_{\text{ср}})}{\gamma_w a_{\text{ср}}}$;

P_n — поровое давление; k_ϕ — коэффициент фильтрации, м/сут; $\epsilon_{\text{ср}}$ — средняя приведенная пористость в рассматриваемом диапазоне уплотнения; γ_w — плотность воды, т/м³; $a_{\text{ср}}$ — средний коэффициент сжимаемости;

Решение уравнения (II.1) для слоя конечной мощности имеет следующий вид:

$$P_n = \int_D \sigma_0(x', z') G(x, x', z, z') dx' dz', \quad (\text{II.2})$$

где $\sigma_0(x', z')$ — начальная величина давления в поровой воде.

При представлении функции Грина $G(x, x', z, z')$ в виде произведения функции Грина для бесконечного $G(x, x')$ и ограниченного $G(z, z')$ стержней

$$P_n = \frac{1}{h\sqrt{\pi C_v t}} \int_{-\infty}^{\infty} dx' \int_0^h \sigma_0(x', z') \times \\ \times \left\{ \exp \left[\frac{-(x - x')^2}{4C_v t} \right] \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \sin \frac{i\pi z'}{h} \sin \frac{i\pi z}{h} \exp \left[- \left(\frac{i\pi}{h} \right)^2 C_v t \right] \right\} dz', \quad (\text{II.3})$$

где $h = 2d$; $d = m/2$ и $d = m$ соответственно при двустороннем и одностороннем дренировании слоя мощностью m .

Приняв σ_0 , не зависящим от x' и z' , и проинтегрировав выражение (II.3) по этим переменным, получаем формулу для определения порового давления в условиях одномерной задачи. Начальная величина порового давления для условий плоской задачи определялась с использованием решения аналогичной задачи теории упругости в интерпретации К.Е. Егорова, производившего расчеты деформаций и напряжений в случае загрузки основания равномерно распределенной полосовой нагрузкой.

После интегрирования выражения (II.3) по x' и z' были получены расчетные формулы для определения порового давления в слое, нагружаемом мгновенно прикладываемыми равномерно распределенной нагрузкой и сосредоточенной силой и постепенно возрастающей нагрузкой. Поровое давление в случае постепенно возрастающей нагрузки определялось путем дополнительного интегрирования выражений для случая, когда нагрузка прикладывалась мгновенно (А.М. Гальперин, Е.П. Шафаренко, 1977).

Решения получены для двух задач, различающихся по условиям на контактной поверхности. Первая задача соответствует условию отсутствия касательных напряжений τ на нижней поверхности слоя z (случай скольжения слоя); вторая задача рассматривалась при условии отсутствия горизонтальных смещений u на этой поверхности (случай прилипания слоя). Общим условием обеих задач является отсутствие вертикальных перемещений v на нижней контактной поверхности.

Величины порового давления, определенные для условий одномерной и плоской (случай полубесконечного массива) задач, сопоставлялись с результатами расчетов по формулам плоской задачи уплотнения слоя конечной мощности. Расчеты P_n для первой ($z = 0, \tau = 0$) и второй ($z = 0, u = v = 0$) задач дали результаты, отличающиеся примерно на 10 %. Поэтому основной объем вычислений выполнялся с использованием менее громоздких формул для первой задачи.

Сопоставление данных одномерной задачи с результатами расчетов порового давления для слоя мощностью m_1 , нагруженного равномерно распределенной нагрузкой q на полосе шириной $2a_1$ (рис. II.1, а), позволило установить, что для середины

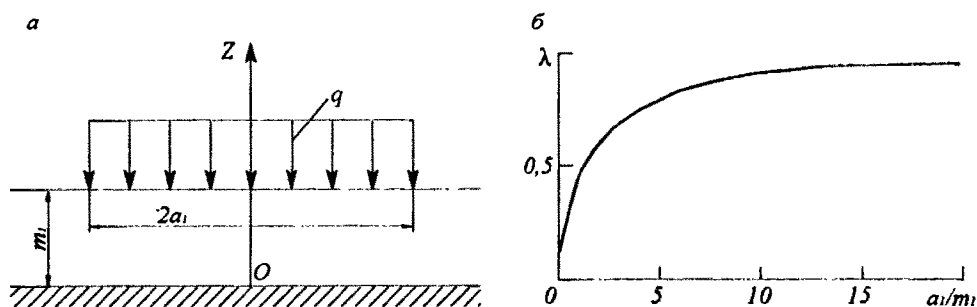


Рис. 11.1. Расчетная схема слоя конечной мощности в условиях плоской задачи (а) и зависимость λ от отношения a_1/m_1 (б)

полосы сходимость значений порового давления тем лучше, чем больше отношение a_1/m_1 .

На рис. 11.1,б представлен график зависимости $\lambda = f(a_1/m_1)$, где $\lambda \leq 1$ — коэффициент перехода от плоской к одномерной задаче — отношение площадей эпюр порового давления (при $C_{\lambda} = 0 + 10$). Выявление характера зависимости $\lambda = f(a_1/m_1)$ позволяет установить пределы применимости одномерной задачи ($\lambda \approx 1$ при $a_1/m_1 \geq 5$) для инженерных расчетов уплотнения бортовых и отвальных массивов.

§ 2. УПЛОТНЕНИЕ ПОРОДНЫХ ТОЛЩ ВСЛЕДСТВИЕ ГЛУБОКОГО ВОДОПОНИЖЕНИЯ

Прогноз уплотнения массива в результате снижения напоров (уровней) водоносных горизонтов позволяет оценивать масштаб деформаций слоев и изменений прочности пород в окрестности открытых и подземных горных выработок. Деформации массивов под влиянием водопонижения или нефтеотбора изучались в различных странах в связи с оседанием земной поверхности и авариями наземных сооружений.

На Южно-Белозерском железорудном месторождении (Запорожский железорудный комбинат, Украина) оседание земной поверхности в результате глубокого водопонижения достигло 3 м. Деформации породных массивов под влиянием водопонижения наблюдались также в Челябинском и Львовско-Вольнском угольных бассейнах, в Никопольском марганцевом бассейне.

Представительные исследования депрессионных осадок при открытых разработках угля выполнены в австралийском шт. Виктория, где за 17 лет (1960—1977 гг.) осадки песчано-глинистых толщ достигли 2 м при снижении напоров на 120—125 м.

При прогнозировании деформаций породных массивов вследствие водопонижения необходимо располагать данными о динамике роста депрессионной нагрузки, значениях коэффициентов депрессионного уплотнения и фильтрации, величинах начального градиента фильтрации и структурной прочности пород, параметрах ползучести их минерального скелета. Механизм сжатия пород в результате водопонижения состоит в том, что снижение напоров, при практически неизменном общем давлении, приводит к росту эффективных напряжений и уменьшению пористости пород.

Теоретический анализ процессов деформирования породных массивов, обусловленных перераспределением напряжений в твердой и жидкой фазах горных пород, выполнялся главным образом применительно к разработке газовых и нефтяных месторождений. Для условий глубокого водопонижения при освоении месторождений твердых полезных ископаемых С.В. Кузнецовым и В.М. Чуйко предложены расчетные зависимости для опреде-

ления напряжений и деформаций в пределах дренируемой толщи. Эти зависимости базируются на линейном законе деформирования минерального скелета породы и теории упругого режима фильтрации. В.А. Мироненко предложен подход к прогнозу депрессионного уплотнения породных толщ, обеспечивающий определение осадок пород и после окончания фильтрационной стадии консолидации.

Для решения практических задач, связанных с освоением глубоких обводненных месторождений, необходимо располагать зависимостями, позволяющими выполнять инженерные расчеты депрессионного уплотнения при различных закономерностях деформирования горных пород.

С учетом больших размеров полей водопонижения в плане открывается возможность применения одномерных задач при введении ряда ограничений. Депрессионная нагрузка

$$q_d = \Delta H \gamma_v, \quad (II.4)$$

где ΔH — снижение напора; γ_v — плотность воды.

Нагрузка может быть приведена к полосовой в соответствии со схемой, согласно которой депрессионная воронка разбивается на блоки-прямоугольники. В пределах каждого блока нагрузка рассматривается как равномерно распределенная и $q = \Delta H_{\text{ср}} \gamma_v$. Положение депрессионной поверхности на различные моменты времени принимается по данным расчетов осушения (на стадии проектирования) или натурных наблюдений (на стадии освоения месторождений).

С учетом проведенного сопоставления площадей эпюр порового давления (степеней уплотнения) для условий плоской и одномерной задач при инженерных расчетах ширину блоков (полос загрузки) $2a'_1$ и $2a''_1$ целесообразно принимать равной не менее пятикратной мощности сжимаемых слоев.

В условиях глубокого водопонижения сжатие надрудной толщи на наиболее показательных объектах — месторождениях Запорожского и Белгородского железорудных узлов — связано с уплотнением слоев глинистых, песчаных, карбонатных пород, а также выветрелых сланцев. Как показал теоретический анализ экспериментальных исследований ВНИМИ (на компрессионных приборах высокого давления), ВИОГЕМ и МГГУ (на универсальных стабилометрах), для прогноза уплотнения этих

литологических разностей могут использоваться решения следующих трех задач:

- фильтрационной консолидации слоя квазидвухфазной породы (для любых песков и глин, преимущественно в пределах верхних горно-геологических ярусов);
- ползучести слоя квазидвухфазной породы (для карбонатных пород и сланцев);
- фильтрационной консолидации и ползучести слоя двухфазной породы (уточнение расчетов по слоям глин с высоким коэффициентом естественной уплотненности и глиноподобных сланцев).

Перечисленные случаи одномерной деформации породных слоев целесообразно рассматривать на различные этапы их уплотнения (под постоянной и постепенно возрастающей нагрузками).

1. Задача фильтрационной консолидации с учетом начального градиента напора I_0 и структурной прочности пород $P_{стр}$.

Уплотнение слоев происходит под постоянной нагрузкой, т. е. $q = \text{const}$, $H = \text{const}$.

Для определения напоров в поровой воде и осадок мощных слоев глинистых пород с учетом начального градиента допустимо использовать решение задачи об уплотнении слоя при заданном постоянном напоре H_0 на одной из его границ (по В.А. Флорину).

Начальные и граничные условия задачи:

$$\begin{aligned} \text{при } t = 0 \quad H &= H_0; \\ \text{при } t > 0 \quad z = 0 \text{ и } H &= 0; \\ \text{при } t > 0 \quad z = h_a \text{ и } H &= H_0. \end{aligned} \quad (\text{II.5})$$

Расчетная схема показана на рис. II.2, где h_a — мощность сжимаемой части глинистой толщи, определяемая с учетом величины начального градиента $I_0 = \text{tg} \alpha$ из соотношения $h_a = H/I_0$.

Напоры $H(z, t)$ и $S(t)$ определяются по формулам

$$H(z, t) = H_0 \left[\frac{z}{h_a} + \frac{2}{\pi} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} \exp \left(-\frac{i^2 \pi^2}{h_a^2} C_v t \right) \sin \frac{i \pi z}{h_a} \right]; \quad (\text{II.6})$$

$$S(t) = \frac{\gamma_{вa} h_a H_0}{2(1 + \epsilon_{cp})} \left[1 - \frac{8}{\pi^2} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^2} \exp \left(-\frac{i^2 \pi^2}{h_a^2} C_v t \right) \right]. \quad (\text{II.7})$$

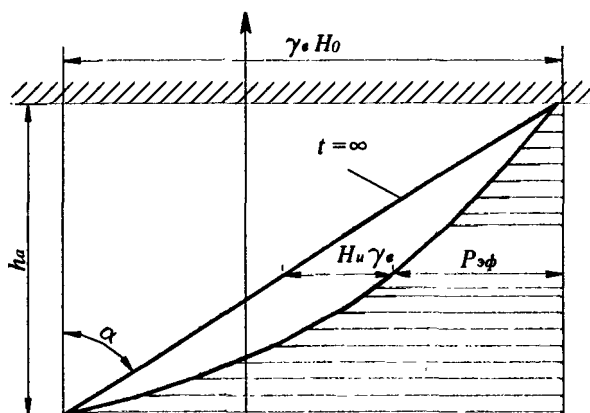


Рис. II.2. Схема расчета уплотнения глинистого слоя в условиях проявления начального градиента ($I_0 = \operatorname{tg} \alpha$).

$H_u \gamma_0$ и $P_{эф}$ — значения соответственно рассеивающегося в процессе уплотнения напора и эффективного давления на некоторый момент времени

Формулы (II.6), (II.7) представим в следующем виде:

$$\frac{H(z,t)}{H_0} = k + \frac{2}{\pi} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} e^{-i^2 m} \sin(i\pi k); \quad (\text{II.8})$$

$$S(t) = a_0 h_a q \left(0,5 - \frac{4}{\pi^2} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^2} e^{-i^2 m} \right) = S_{\infty} U, \quad (\text{II.9})$$

причем

$$m = \frac{\pi^2 C_v t}{h_a^2} = \mu t,$$

где $k = z/h$; S_{∞} — максимальная (стабилизированная) осадка слоя; a_0 — приведенный коэффициент сжимаемости породы применительно к условиям водопонижения (определяется по методике ВИОГЕМ); $U = S(t) / S_{\infty}$ — степень уплотнения слоя.

Уплотнение слоя под действием постепенно возрастающей нагрузки (случай роста депрессионной нагрузки в ходе водопонижения).

В данном случае $H_0 = \alpha t$, где $\alpha = \frac{dH_0}{d\tau}$ (τ — интервал времени).

С учетом этой замены выполним интегрирование напорной функции при $q = \text{const}$ (формула II.6):

$$\begin{aligned}
 H(z,t) &= \alpha \left\{ \int_0^t \frac{z}{h_a} d\tau + \frac{2}{\pi} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} \sin \frac{i\pi z}{h_a} \times \int_0^t \exp \left[-\frac{i^2 \pi^2 C_v}{h_a^2} (t-\tau) d\tau \right] \right\} = \\
 &= H_0 \left[k + \frac{2}{m} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} \sin i\pi k (1 - e^{-i^2 m}) \right]. \quad (\text{II.10})
 \end{aligned}$$

Для определения осадки $S(t)$ при $q = H_0 \gamma_b = \alpha t$ аналогичным образом преобразовываем формулу (II.9):

$$\begin{aligned}
 S(t) &= \frac{a_0 \gamma_b h_a \alpha}{2} \int_0^t \left\{ 1 - \frac{8}{\pi^2} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^2} \exp \left[\frac{i^2 \pi^2 C_v}{h_a^2} (t-\tau) \right] \right\} d\tau = \\
 &= \frac{a_0 h_a H_0 \gamma_b}{2} \left[1 - \frac{2}{m \pi^2} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^4} (1 - e^{-i^2 m}) \right]. \quad (\text{II.11})
 \end{aligned}$$

На рис. II.3 показаны графики зависимостей $U = S(t)/S_{\infty}$ от величины m , равной

$$m = \frac{\pi^2 C_v}{h_a^2} t,$$

(кривые 1 и 2). Упрощенный учет структурной прочности породы производится путем соответствующего уменьшения депрессионной нагрузки.

2. Задача ползучести слоя квазиоднофазной породы. Для пород с высокими фильтрационными характеристиками процесс отжатия воды не оказывает существенного влияния на характер развития осадок во времени. Поэтому допустимо рассматривать подобные породы как квазиоднофазные системы. При этом принимается, что вода не оказывает сопротивления деформированию минерального скелета породы.

Формула для определения осадки слоя квазиоднофазной породы с учетом закономерностей линейной наследственной ползучести имеет вид:

$$S(t) = a_{к.о} h \left[q(t) + \int_0^t K(t, \tau) q(\tau) d\tau \right], \quad (\text{II.12})$$

где $K(t, \tau)$ — ядро ползучести минерального скелета породы.

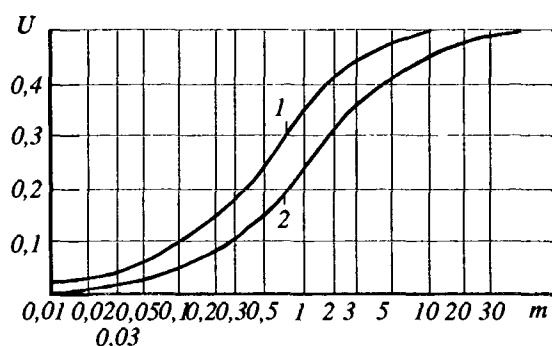


Рис. II.3. Графики к определению степени уплотнения U глинистых слоев при постоянной (1) и возрастающей по линейному закону (2) депрессионной нагрузке

В случае мгновенно приложенной нагрузки, т. е. $q = \text{const}$, получим

$$S(t) = a_{\kappa.o} q h \left[1 + \int_0^t K(\tau) d\tau \right]. \quad (\text{II.13})$$

Параметр $a_{\kappa.o}$ называется относительным коэффициентом компрессионного сжатия, и его мгновенное значение выражается формулой

$$a_{\kappa.o} = \frac{1 - 2\nu}{2(1 - \nu)G}, \quad (\text{II.14})$$

где ν — коэффициент Пуассона минерального скелета породы; $G = \frac{E}{1 + 2\nu}$ — модуль сдвига (E — мгновенный линейный модуль деформирования).

С целью упрощения расчетов принимается, что коэффициент Пуассона не изменяется во времени, т. е. $\nu = \text{const}$.

Если принять наиболее употребительный экспоненциальный вид ядра ползучести

$$K(t - \tau) = \delta e^{-\delta_1(t - \tau)}, \quad (\text{II.15})$$

то получим осадку

$$S(t) = a_{\kappa.o} q h \left[1 + \frac{\delta}{\delta_1} (1 - e^{-\delta_1 t}) \right] \quad (\text{II.16, а})$$

или

$$S(t) = [a_{\kappa.\text{перв}} + a_{\kappa.\text{вт}} (1 - e^{-\delta_1 t})] q h, \quad (\text{II.16, б})$$

где $a_{\text{к.перв}} = a_{\text{к.о}}$ — первичный коэффициент компрессионного сжатия; $a_{\text{к.вт}} = \frac{\delta}{\delta_1} a_{\text{к.о}}$ — вторичный коэффициент компрессионного сжатия.

При $t \rightarrow \infty$ максимальная (стабилизированная) осадка составит:

$$S_{\infty} = a_{\text{к}}^{\infty} q h, \quad (\text{II.17})$$

где $a_{\text{к}}^{\infty} = a_{\text{к.перв}} + a_{\text{к.вт}}$,

а отношение

$$\frac{S_{\infty}}{S_0} = \frac{a_{\text{к}}^{\infty}}{a_{\text{к.перв}}} = 1 + \frac{\delta}{\delta_1}, \quad (\text{II.18})$$

где S_0 — условно-мгновенная осадка.

Механические характеристики минерального скелета породы ν , G , $k(k - \tau)$ определяются из испытаний на компрессию в приборах, позволяющих фиксировать поровое давление на нижних торцах образцов (например, в универсальных стабилометрах компрессионного типа). Контроль за величиной порового давления необходим, чтобы отметить момент практического его исчезновения, начиная с которого процесс осадки происходит лишь за счет вязкого деформирования скелета и из эксперимента могут быть определены параметры ползучести.

Приняв $q = at$ и выполнив интегрирование выражения (II.12), с учетом формулы (II.15) получаем осадку для случая постепенно возрастающей нагрузки:

$$S(t) = a_{\text{к.о}} h \left[\alpha t + \alpha \delta \int_0^t e^{-\delta_1(t-\tau)} \tau d\tau \right] = a_{\text{к.о}} h \alpha \left[\frac{t \delta_1^2 + \delta (e^{-\delta_1 t} + \delta_1 t - 1)}{\delta_1^2} \right]. \quad (\text{II.19})$$

Если принять ядро ползучести гиперболического типа

$$K(t - \tau) = \delta(t - \tau)^{-\delta_2}, \quad (\text{II.20})$$

то осадку при компрессии можно получить по формуле

$$S(t) = a_{\text{к.о}} h \left[q(t) + \frac{2}{3} \cdot \frac{1-2\nu}{1-\nu} \chi \int_0^t \Xi_{-\delta_2} \left(-\frac{1+\nu}{3(1-\nu)} \chi; t - \tau \right) q(\tau) d\tau \right]. \quad (\text{II.21})$$

Расчетные зависимости в общем виде получаются путем интегрирования дробно-потенциальной функции $\Theta_{-\delta_2}(-\chi; t)$ с использованием специальных таблиц.

В случае $q = \text{const}$ выражение (II.21) упрощается и приближенные вычисления осадки производятся при помощи аппроксимации М.И. Розовского по формуле:

$$S(t) = \left\{ 1 + \frac{2(1-2\nu)}{1+\nu} \left[1 - \exp \left(-\frac{1+\nu}{3(1-\nu)} \chi \xi t^{1-\delta_2} \right) \right] \right\} a_{\text{к.о}} q h, \quad (\text{II.22})$$

где $\chi = \delta \Gamma (1 - \delta_2)$ — гамма-функция; $\xi = (1 - \delta_2)^{1-\delta_2}$.

При введении обозначений $a_{\text{к.перв}} = a_{\text{к.о}}$ и $a_{\text{к.вт}} = \frac{2(1-2\nu)}{1+\nu} a_{\text{к.о}}$ формула приобретает вид:

$$S(t) = \left\{ a_{\text{к.перв}} + a_{\text{к.вт}} \left[1 - \exp \left(-\frac{1+\nu}{3(1-\nu)} \chi \xi t^{1-\delta_2} \right) \right] \right\} a_{\text{к.о}} q h. \quad (\text{II.23})$$

Отношение конечной осадки к начальной (условно-мгновенной) зависит лишь от коэффициента Пуассона породы:

$$S_{\infty}/S_0 = 3(1-\nu)/(1+\nu). \quad (\text{II.24})$$

3. Задача фильтрационной консолидации и ползучести минерального скелета. Для определения напорной функции $H(z, t)$ и степени уплотнения породных слоев при постоянной депрессионной нагрузке $q = \text{const}$ используем решение одномерной задачи консолидации и ползучести квазидвухфазных пород, полученное Ю.К. Зарецким. Решения этой задачи для постепенно возрастающей нагрузки получим путем преобразования и дополнительного интегрирования формул Ю.К. Зарецкого.

При условии $q = \text{const}$ имеем:

$$H(z, t) = H_0 \left[k + \frac{2}{\pi} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} \sin(i\pi k) \bar{\Psi}_i(t) \right], \quad (\text{II.25})$$

где

$$\bar{\Psi}_i(t) = \exp \left[-\left(\frac{i\pi}{h} \right)^2 C_v t \right] + \frac{\delta}{\delta_1} \frac{\exp \left[-\left(\frac{i\pi}{h} \right)^2 C_v t \right] - \exp(-\delta_1 t)}{1 - \left(\frac{i\pi}{h} \right)^2 \frac{C_v}{\delta_1}}. \quad (\text{II.26})$$

Функция $\bar{\psi}_i(t)$ представлена с учетом ядра ползучести (II.15) и принимает предельные значения: при $t = 0$ $\psi_i = 1$; при $t \rightarrow \infty$ $\bar{\psi}_i(t) = 0$.

Для определения осадки

$$S(t) = \frac{\gamma_e a h H_0}{2(1 + \epsilon_{cp})} [U_0^\Sigma], \quad (II.27)$$

где

$$U_0^\Sigma = \frac{U_{o.перв} + \frac{\delta}{\delta_1} U_{o.вт}}{1 + \frac{\delta}{\delta_1}}, \quad (II.28)$$

$U_0^\Sigma = S(t)/S_\infty$ — суммарная степень консолидации слоя.

Первичная степень консолидации учитывает только фильтрационную консолидацию слоя (см. формулу II.9)

$$U_{o.перв} = 0,5 - \frac{4}{\pi^2} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} e^{-i^2 m}. \quad (II.29)$$

Вторичная степень консолидации учитывает ползучесть минерального скелета

$$U_{o.вт.} = 1 - e^{-\delta_1 t} - \frac{4}{\pi^2} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^2} \left[\frac{e^{-i^2 \mu} - e^{-\delta_1 t}}{1 - \frac{i^2 \mu}{\delta_1}} \right]. \quad (II.30)$$

Подставляя значения $U_{o.перв}$ и $U_{o.вт.}$ в формулу (II.28), получим

$$U_0^\Sigma = \frac{0,5 - \frac{4}{\pi^2} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^2} e^{-i^2 m} + \frac{\delta}{\delta_1} \left\{ 1 - e^{-\delta_1 t} - \frac{4}{\pi^2} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^2} \left[\frac{e^{-i^2 \mu} - e^{-\delta_1 t}}{1 - \frac{i^2 \mu}{\delta_1}} \right] \right\}}{1 + \frac{\delta}{\delta_1}}. \quad (II.31)$$

При условии $q = \alpha t$

$$H(z, t) = \alpha \left[kt + \int_0^t \frac{2}{\pi} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} \sin(i\pi k) \bar{\psi}_i(\tau) d\tau \right]. \quad (\text{II.32})$$

Интегрируя функцию $\bar{\psi}_i(\tau)$, получаем

$$\int_0^t \bar{\psi}_i(\tau) d\tau = \frac{\delta_1(\delta + \delta_1 - i^2\mu)(1 - i^2\mu t) - \delta_1^2\mu(1 - e^{-\delta_1 t})}{\delta_1 i^2\mu(\delta_1 - i^2\mu)}. \quad (\text{II.33})$$

Тогда выражение для напора примет вид:

$$H_{\text{общ}} = \alpha \left\{ kt + \frac{2}{\pi} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{\sin(i\pi k)}{i^3 \delta_1 \mu (\delta_1 - i^2\mu)} \times \right. \\ \left. \times [\delta_1(\delta + \delta_1 - i^2\mu)(1 - e^{-i^2\mu t}) - \delta_1^2\mu(1 - e^{-\delta_1 t})] \right\}. \quad (\text{II.34})$$

Используя формулу (II.28), напомним выражение суммарной степени консолидации. При этом имеем

$$U_{\text{о.перв}} = \frac{1}{2} - \frac{4}{\pi^2 \mu t} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^4} (1 - e^{-i^2\mu t}), \quad (\text{II.35})$$

$$U'_{\text{о.вт}} = 1 - \frac{1}{\delta_1 t} (1 - e^{-\delta_1 t}) - \frac{4}{\pi^2 t} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{\delta}{i^2 (\delta_1 - i^2\mu)} \left[\frac{1 - e^{-i^2\mu t}}{i^2\mu} - \frac{1 - e^{-\delta_1 t}}{\delta_1} \right]. \quad (\text{II.36})$$

Подставляя значения $U'_{\text{о.перв}}$ и $U'_{\text{о.вт}}$ в формулу (II.28), получим

$$U_0^z = \left\{ \left(\frac{1}{2} - \frac{4}{\pi^2 \mu t} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^4} (1 - e^{-i^2\mu t}) \right) + \frac{\delta}{\delta_1} \left[1 - \frac{1}{\delta_1 t} (1 - e^{-\delta_1 t}) - \right. \right. \\ \left. \left. - \frac{4}{\pi^2 \mu t} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{\delta_1}{\delta_1 (\delta_1 - i^2\mu)} (\delta_1 (1 - e^{-i^2\mu t}) - i^2\mu (1 - e^{-\delta_1 t})) \right] \right\} / \left(1 + \frac{\delta}{\delta_1} \right). \quad (\text{II.37})$$

При восстановлении уровней подземных вод вследствие изменения напорного режима водоносных горизонтов (например, при прекращении водопонижительных работ) возможно поднятие земной поверхности. Ориентировочно величину этого поднятия можно определить как сумму деформаций набухания отдельных слоев в пределах рассматриваемой породной толщи с использованием решений, полученных С.А. Роза и В.А. Флориным для случаев мгновенного и постепенного снижения нагрузки, обусловленной действием напорного давления воды в направлении, противоположном силе тяжести.

§ 3. УПЛОТНЕНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ (НАМЫВНЫХ И НАСЫПНЫХ) МАССИВОВ

При формировании гидроотвалов из тонкодисперсных пород создаются условия для возникновения значительного избыточного порового давления. В слоях большой мощности, сложенных породами с низкими фильтрационными характеристиками, рассеивание порового давления протекает очень медленно, что следует учитывать при назначении темпов отвалообразования. Многослойные отвалы целесообразно формировать путем чередования слабофильтрующих и дренирующих слоев, исходя из условия максимально возможного уплотнения глинистых слоев и увеличения приемной способности гидроотвала.

Использование решений задач консолидации позволяет определять осадки породных масс и производить оценку устойчивости намывных сооружений исходя из прочности неконсолидированных грунтов их тела и основания.

С учетом значительных размеров гидроотвалов в плане для определения давлений в поровой воде и осадок породных слоев вполне допустимо использование решений одномерных задач уплотнения. Теория фильтрационной консолидации применима в основном для полностью водонасыщенных бесструктурных пород, к числу которых и относятся породные массы гидроотвалов. При изменении граничных условий данная теория может быть также использована для водонасыщенных пород, содержащих незначительное количество воздуха и обладающих структурными свойствами.

Специфику формирования гидроотвалов отражают следующие случаи уплотнения слоя пород:

- переменной мощности, возрастающей во времени (случай намыва);
- после окончания намыва под действием собственной массы породы («отдых» слоя);

- под действием постепенно возрастающей нагрузки (случай намыва вышележащих слоев);
- после окончания намыва вышележащих слоев под действием массы.

Полная осадка и поровое давление для рассматриваемого слоя определяются на основе принципа суперпозиции.

1. Уплотнение слоя грунтов переменной мощности (мощность постепенно возрастает от нуля до некоторой заданной величины) рассматривалось Р. Гибсоном и М.В. Малышевым. Особенность таких задач состоит в том, что в процессе консолидации растет не только нагрузка, но увеличивается и длина пути фильтрации воды в слое (рис. II.4).

Исходное уравнение уплотнения трехфазного грунта имеет вид:

$$\omega_1 \frac{\partial P_n}{\partial t} = \frac{\partial^2 P_n}{\partial z^2} C_v + f(t), \quad (\text{II.38})$$

где z — координата рассматриваемой точки; $f(t)$ — скорость нагружения, имеющая размерность давления, отнесенного ко времени; ω_1 — коэффициент, учитывающий влияние заземленного воздуха.

Скорость нагружения

$$f(t) = \gamma' v_n = \gamma' \frac{\partial h(t)}{\partial t}, \quad (\text{II.39})$$

где v_n — скорость увеличения толщины слоя; γ' — плотность породы, равная

$$\gamma' = \frac{1}{1 + \epsilon_{\text{ср}}} \{ \Delta - \gamma_{\text{в}} [1 + \epsilon_{\text{ср}} (1 - G_1)] \},$$

где Δ — плотность минеральных частиц; G_1 — коэффициент водонасыщения породы.

При полном водонасыщении породы ($G_1 = 1$)

$$\gamma' = \frac{\Delta - \gamma_{\text{в}}}{1 + \epsilon_{\text{ср}}}.$$

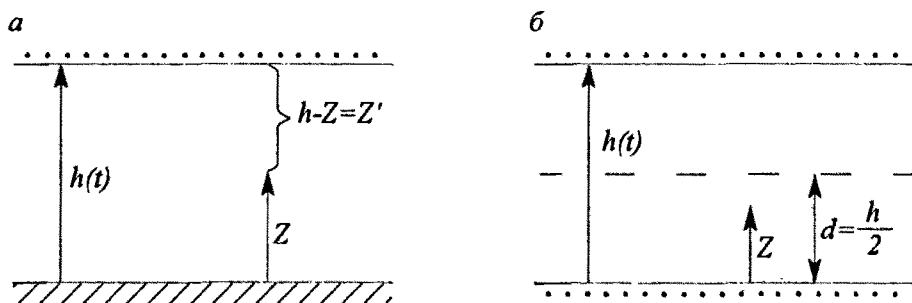


Рис. 11.4. Расчетные схемы уплотнения слоя переменной мощности на водоупоре (а) и на дренаже (б)

В практических расчетах плотность намывных пород гидроотвала принимается равной γ' лишь при совпадении уровня воды с верхней границей слоя.

В коллективной монографии под редакцией Н.А. Цыгoviча (Госстройиздат, 1967) М.В. Малышевым рассмотрены решения задачи уплотнения слоя переменной мощности как при полном, так и при неполном водонасыщении грунта. На основе этих решений определялось давление в поровой воде для периода намыва при расположении слоя на водоупоре или дренаже. В случае, если $G_1 = 1$, исходное уравнение уплотнения представлялось в виде:

$$\frac{\partial h(t)}{\partial t} F(C_v, t, z) - \frac{\partial h(t)}{\partial t} = -2C_v \frac{\partial F(C_v, t, z)}{\partial z}. \quad (11.40)$$

Вводилась безразмерная функция:

$$N = \frac{2C_v}{h(t) \frac{\partial h(t)}{\partial t}} = \frac{2C_v}{h v_n}. \quad (11.41)$$

Затем уравнение (11.41) переписывалось в виде обыкновенного уравнения, которое интегрировалось в замкнутом виде путем разделения переменных

$$Nh(t) \frac{\partial F}{\partial z} + F - 1 = 0. \quad (11.42)$$

В результате разделения переменных, интегрирования уравнения (11.42) и разрешения его относительно F , получается

$$F = C_v \exp \left[-\frac{z}{Nh(t)} \right] + 1. \quad (\text{II.43})$$

Значения коэффициента C_v находятся с учетом граничных условий при расположении слоя:

- на водоупоре

$$C_v = -\frac{N}{N+1}; \quad (\text{II.44})$$

- на дренаже

$$C_v = -1. \quad (\text{II.45})$$

При $G_1 = 1$ отыскивалось приближенное решение поставленных задач в следующем виде:

$$P_n = F(C_v, t, z) \gamma' [h(t) - z]. \quad (\text{II.46})$$

На искомую безразмерную функцию налагались два условия:

$$\begin{aligned} C_v = 0, \quad F(0, t, z) &= 1; \\ C_v = \infty, \quad F(\infty, t, z) &= 0. \end{aligned} \quad (\text{II.47})$$

Итак, если слой находится на водоупоре, то

$$F = \frac{2C_v[1 - \exp(-zv/(2C_v))] + hv_n}{2C_v + hv_n}, \quad (\text{II.48})$$

$$P_n / \gamma' h = (1 - z/h) \frac{2[1 - \exp(zv_n^2 t / (2hC_v))] + v_n^2 t / C_v}{2 + v_n^2 t / C_v}. \quad (\text{II.49})$$

Введем обозначения:

$$z/h = k; \quad v_n^2 t / C_v = \mu.$$

Тогда

$$P_n / \gamma' h = \frac{(1 - k) \{ 2[1 - \exp(-k\mu/2)] + \mu \}}{2 + \mu}. \quad (\text{II.50})$$

Если слой находится на дренаже, то

$$P_n / \gamma' h = (1 - k) [1 - \exp(-k\mu/2)]. \quad (\text{II.51})$$

Приведенное упрощенное решение М.В. Малышева дает хорошую сходимость с решением Р. Гибсона, причем поровое давление, определенное по методу М.В. Малышева, всегда несколько больше (на 5—10 %), чем по точному решению. Так как решение задачи по определению порового давления в слое переменной мощности необходимо использовать при расчете осадок и значений P_n на последующих этапах формирования намывных массивов, целесообразно в качестве исходных использовать сравнительно простые зависимости, полученные М.В. Малышевым. Использование решений Р. Гибсона связано с затруднениями, обусловленными наличием в этих решениях несобственных интегралов.

Определим осадки слоя переменной мощности исходя из понятия о средней степени уплотнения U как отношения соответствующей моменту времени t площади эпюры эффективных (действующих в минеральном скелете) напряжений к площади эпюры напряжений при стабилизированном состоянии:

$$U = \frac{\omega(P_{\text{эф}})}{\omega(P_{\text{ст}})} = \frac{\omega(P_{\text{ст}}) - \omega[P_n(t)]}{\omega(P_{\text{ст}})} = 1 - \frac{\int_0^h P_n(z) dz}{\gamma' \int_0^h (h-z) dz}, \quad (\text{II.52})$$

где $\omega(P_{\text{ст}})$ — площадь эпюры напряжений в минеральном скелете в стабилизированном состоянии; $\omega[P_n(t)]$ — площадь эпюры порового давления в момент времени t ; $\omega(P_{\text{эф}})$ — площадь эпюры эффективных давлений в момент времени t .

Осадка слоя может быть представлена в виде

$$S(t) = \frac{a}{1 + \epsilon_{\text{ср}}} \omega(P_{\text{эф}}), \quad (\text{II.53})$$

где

$$\omega(P_{\text{эф}}) = \gamma' h^2 / 2 - \omega(P_n) = \gamma' h^2 / 2 - \int_0^h P_n(z) dz. \quad (\text{II.54})$$

При размещении слоя на водоупоре

$$U = \frac{\omega(P_{\text{эф}})}{0,5\gamma' h^2} = \frac{8\mu - 16[1 - \exp(-\mu/2)]}{\mu^2(2 + \mu)}. \quad (\text{II.55})$$

При нахождении слоя на дренаже

$$U = \frac{\omega(P_{3\phi})}{0,5\gamma'h^2} = \frac{4}{\mu} - \frac{8\mu}{\mu^2}[1 - \exp(-\mu/2)]. \quad (\text{II.56})$$

На рис. II.5, а представлены полученные с помощью расчетов на ЭВМ графики для определения порового давления в точках с координатами $k = z/h$ и осадки слоя переменной мощности, размещаемого на водоупоре. Избыточное поровое давление устанавливается с помощью функции $F_1(k, \mu) = P_w/(\gamma'h)$.

Площадь эпюры эффективных давлений, необходимая для вычисления осадки слоя по формуле (II.53), определяется из графика функции $F_2(\mu) = U(\mu) = \omega(P_{3\phi})/(0,5\gamma'h^2)$ (рис. II.5, б).

На рис. II.6 показаны графики функций $F_3(k, \mu) = \gamma'h^2$ и $F_4(\mu) = U$ к определению избыточного порового давления и степени уплотнения слоя переменной мощности, размещаемого на дренаже.

2. Уплотнение слоя после окончания намыва под действием собственной массы пород («отдых» слоя). К моменту $t = t_1$ увеличения толщины слоя можно определить изменение во времени избыточного давления в поровой воде (при $dh/dt = v_n = 0$) решением уравнения уплотнения:

$$C_v \partial^2 P_w / (\partial z^2) = \partial P_w / (\partial t). \quad (\text{II.57})$$

Уравнение (II.57) в случае размещения слоя на водоупоре (рис. II.5, а) решается при следующих краевых условиях:

$$\left. \begin{aligned} t = t_1, \quad P_w &= P_w^0(z, t); \\ t > 0, \quad z = 0, \partial P_w / (\partial z) &= 0; \\ t > 0 \text{ и } z = v_n t = h, P_w &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (\text{II.58})$$

Для определения начальных значений P_w используем приведенные зависимости.

Если рассматривать слой с двусторонним дренажем (см. рис. II.5, б), то краевые условия для решения уравнения Фурье имеют вид:

$$\left. \begin{aligned} t = 0, \quad 0 \leq z \leq h, P_w &= m_w^0; \\ t > 0, \quad z = 0, P_w &= 0; \\ t > 0, \quad z = h, P_w &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (\text{II.59})$$

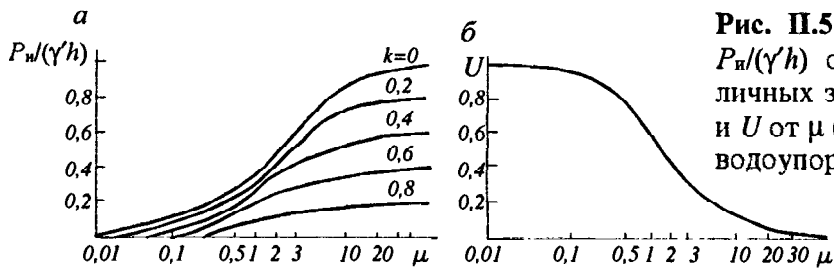


Рис. II.5. Зависимости $P_n/(\gamma'h)$ от μ при различных значениях k (а) и U от μ (б) для слоя на водоупоре

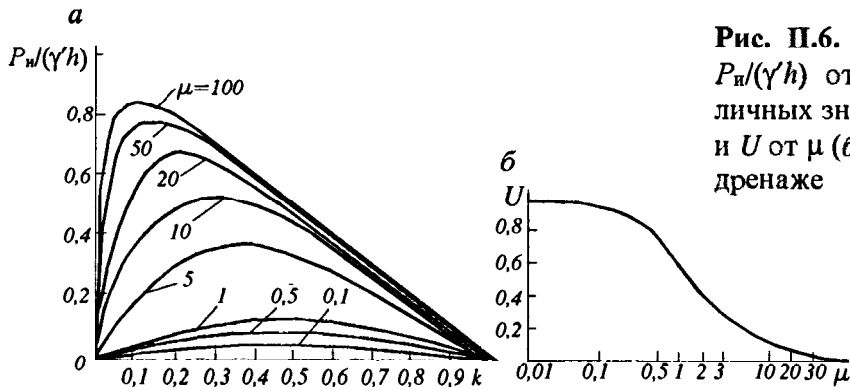


Рис. II.6. Зависимости $P_n/(\gamma'h)$ от k при различных значениях μ (а) и U от μ (б) для слоя на дренаже

Из выражения (II.3) для случая, когда σ_0 не зависит от z' и x' , получим решение одномерной задачи уплотнения слоя под действием постоянной нагрузки:

$$P_n = \frac{4P_n^0}{\pi} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} \sin\left(\frac{i\pi z'}{2d}\right) \exp\left(-\frac{i^2\pi^2 C_v}{4d^2} t_2\right), \quad (\text{II.60})$$

где z' — расстояние от расчетной точки до дренажа; d — максимальная длина пути фильтрации в слое мощностью h ($d = h$ — при одностороннем дренаже и $d = h/2$ — при двустороннем); t_2 — время «отдыха» слоя.

В случае «отдыха» слоя мощностью $h = v_{нt_1}$ на водоупоре с учетом формулы (II.50) получим

$$P_n = \frac{4\gamma'h(1-k) \left\{ 2 \left[1 - \exp\left(-\frac{k\mu}{2}\right) \right] + \mu \right\}}{\pi(2+\mu)} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} \sin\left(\frac{i\pi k_1}{2}\right) \exp\left(-\frac{i^2\pi^2 C_v}{4d} t_2\right), \quad (\text{II.61})$$

где $k_1 = (h - z)/h = z'/h$.

Замена $(h - z)$ на z произведена потому, что в приведенном решении уравнения уплотнения начало системы координат ($z' = 0$) совмещается с поверхностью дренирования.

Введем обозначение

$$\frac{\pi^2 C_v}{4d^2} t_2 = m.$$

С учетом того, что уже второй член ряда (при $i = 3$) практически равен нулю, выражение для определения площади эпюры эффективных давлений представим в виде:

$$\frac{\omega(P_{\text{эф}})}{0,5\gamma h^2} = 1 - \frac{32 \exp(-m)}{\pi} \left[\frac{\pi(\mu^2 + 4\mu + \pi^2) \exp\left(-\frac{\mu}{2}\right) - 2(\pi^2 - \mu^2)}{(\mu + 2)(\pi^2 + \mu^2)^2} - \right. \\ \left. - \frac{\pi^3 \exp\left(-\frac{\mu}{2}\right) - (2\mu^2 + \mu^3 + 2\pi^2)}{\pi^2(\pi^2 + \mu^2)(\mu + 2)} \right]. \quad (\text{II.62})$$

Расчеты по формуле (II.62) существенно упрощаются при использовании графика функции $F_5(\mu, m) = \omega(P_{\text{эф}})/(0,5\gamma h^2)$, представленного на рис. II.7, а. Осадка слоя определяется по формуле (II.53).

При «отдыхе» слоя мощностью $h = v_{\text{н}} t_1$ на дренаже с учетом формулы (II.51) получим:

$$P_{\text{н}} = \frac{4}{\pi} \gamma h (1 - k) \left[1 - \exp\left(-\frac{k\mu}{2}\right) \right] \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} \sin\left(\frac{i\pi k_1}{2}\right) \exp(-i^2 m), \quad (\text{II.63})$$

где

$$k_1 = \frac{z'}{0,5h}; \quad 0 \leq z' \leq 0,5h.$$

Выражение для определения $\omega(P_{\text{эф}})$ представим в виде

$$\frac{\omega(P_{\text{эф}})}{0,5\gamma h^2} = 1 - \frac{8 \exp(-m) \left\{ \mu^2(\mu^2 + 8\pi^2) + 4\mu\pi^2 \left[3 + 4 \exp\left(-\frac{\mu}{2}\right) \right] \right\}}{\pi^2(\mu^2 + 4\pi^2)^2}. \quad (\text{II.64})$$

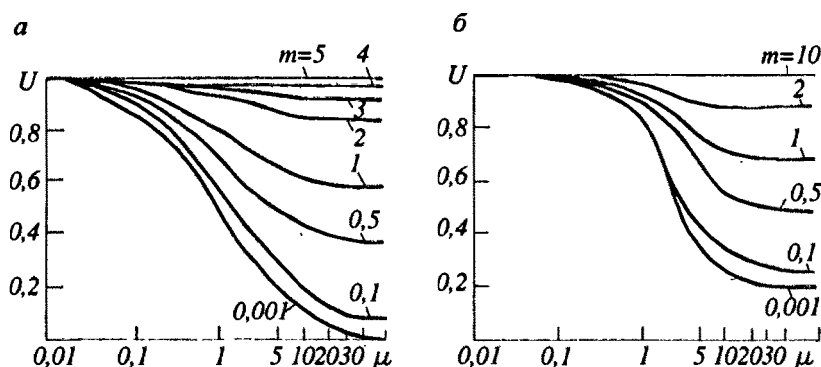


Рис. 11.7. Зависимости U от μ при различных значениях m при размещении слоя на водоупоре (а) и на дренаже (б)

График к расчету степени уплотнения намывного слоя $U = F_6(\mu, m)$ на дренаже для периода «отдыха» представлен на рис. 11.7, б.

3. Уплотнение слоя под действием постепенно возрастающей нагрузки представляет интерес в случае намыва вышележащих слоев на слой, формирование которого уже закончено.

Положим, что равномерная нагрузка от вышележащих слоев возрастает по закону $q = v_{\text{н}}t$. Интенсивность элементарной нагрузки, прикладываемой в момент времени τ , составит:

$$dq = \partial q / (\partial \tau) d\tau = V_{\text{н}} d\tau.$$

Используем решение для мгновенно приложенной нагрузки [см. формулу (11.60)]. Заменяя в показателе экспоненциальной функции t_2 на $t_3 - \tau$ и интегрируя от 0 до t_3 , получаем величину порового давления для любого заданного момента времени:

$$\begin{aligned} P_{\text{н}} &= \frac{4V_{\text{н}}}{\pi} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} \sin\left(\frac{i\pi z}{2d}\right) \int_0^{t_3} \exp\left[-\frac{i^2\pi^2 C_v}{4d^2}(t_3 - \tau)\right] d\tau = \\ &= \frac{16V_{\text{н}}d^2}{\pi^3 C_v} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^3} \sin\left(\frac{i\pi z}{2d}\right) \times \left[1 - \exp\left(-\frac{i^2\pi^2 C_v}{4d^2}t_3\right)\right]. \end{aligned} \quad (11.65)$$

Осадка слоя на период t_3 роста нагрузки (время намыва вышележащих слоев)

$$S(t) = \frac{a}{1 + \epsilon_{\text{ср}}} \omega(P_{\text{эф}}) = V_{\text{н}} a_0 h \left\{ t_3 - \frac{8}{\pi^2 \mu_1} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^4} [1 - \exp(-i^2 \mu_1 t_3)] \right\}. \quad (11.66)$$

Поровое давление

$$\frac{P_n}{q} = \frac{P_n}{V_n t_3} = \frac{4}{\pi \mu_1 t_3} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^3} \sin\left(\frac{i\pi z}{2d}\right) [1 - \exp(-i^2 \mu_1 t_3)], \quad (\text{II.67})$$

где $\mu_1 = \frac{\pi^2 C_v}{4d^2}$; z — расстояние рассматриваемой точки в слое от поверхности дренирования; d — максимальная длина пути фильтрации в слое мощностью h ($d = h$ и $d = h/2$ — соответственно при одностороннем и двустороннем дренаже).

Осадка слоя, постепенно уплотняемого возрастающей нагрузкой,

$$\frac{S(t)}{S_{\infty}} = 1 - \frac{8}{\pi^2 \mu_1 t_3} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^4} [1 - \exp(-i^2 \mu_1 t_3)], \quad (\text{II.68})$$

где

$$S_{\infty} = \frac{ah V_n t_3}{1 + \epsilon_{\text{ср}}} = a_0 h q.$$

Графики для определения порового давления и осадки слоя при постепенном возрастании уплотняющей нагрузки показаны на рис. II.8. Поровое давление при намыве вышележащих слоев определяется с помощью графика функции $F_7(k_1, m) = P_n/q$. Степень уплотнения U , равная отношению осадки в данный момент к ее значению на момент стабилизации, определяется по графику функции вида

$$F_8(m) = \frac{S(t)}{S_{\infty}} = U,$$

где $m = \mu_1 t_3$.

4. Уплотнение слоя после окончания намыва вышележащих слоев. Рассеивание порового давления P_n в период действия постоянной нагрузки можно оценивать с помощью графика функции

$$F_9(k_1, m) = P_n/P_n^0,$$

(рис. II.9, а). Здесь в величину m входит время действия постоянной нагрузки. Этот график [см. формулу (II.60)] пригоден для прогноза динамики порового давления как при уплотнении

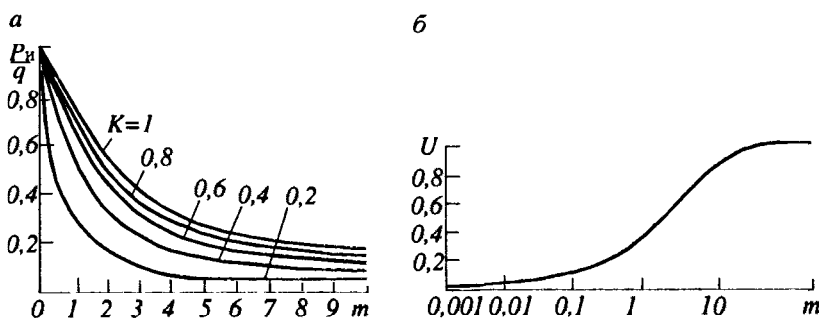


Рис. II.8. Зависимости P_n/q от m при различных значениях $K_1(a)$ и U от m (б) ($q = \nu_n t$)

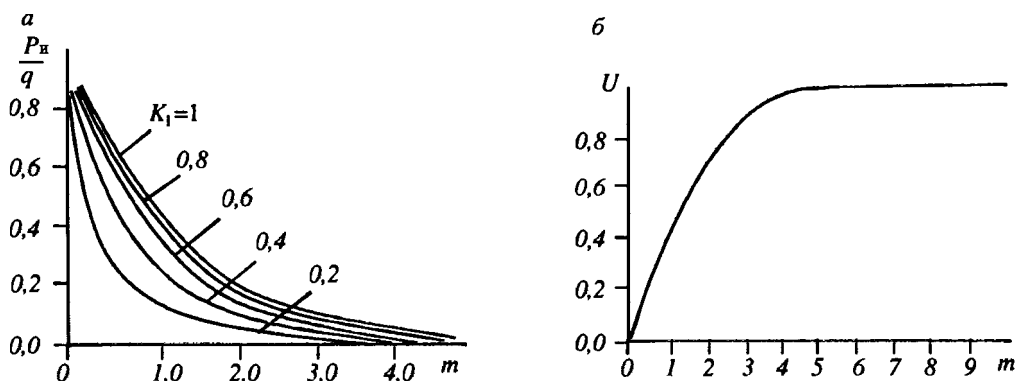


Рис. II.9. Зависимости P_n/q от m при различных значениях $K_1(a)$ и U от m (б) ($q = \text{const}$)

слоя под действием собственной массы слагающих его пород [P_n^0 определяется по формулам (II.50), (II.51)], так и при «отдыхе» слоя после прекращения намыва гидроотвала и уплотнения под действием вышележащих намывных масс [P_n^0 определяется по формуле (II.65)]. На рис. II.9, б дан график к определению степени уплотнения слоя U при действии постоянной нагрузки. Степень уплотнения дана в виде функции

$$F_{10}(m) = \frac{S(t)}{S_\infty} = \frac{S(t)}{a_0 h q}.$$

При фронтальной отсыпке сухих отвалов на намывных или естественных основаниях величину порового давления и степень уплотнения сильносжимаемых водонасыщенных слоев основания мощностью m_1 определяют с использованием зависимостей (II.67), (II.68) и графиков (см. рис. II.8). Скорость на-

гружения (роста породного столба) основания и любого горизонтального сечения в теле отвальной насыпи устанавливается из выражения

$$v_n = v_\phi \gamma \operatorname{tg} \alpha,$$

где v_ϕ — скорость подвигания отвального фронта, равная $\partial x / \partial t$; α — угол откоса отвала; γ — плотность отвальных пород.

Для определения порового давления в любой точке (x, z) основания слой глинистого грунта разделяется на два участка по оси x (рис. II.11, а), для которых

$$z = x \operatorname{tg} \alpha, \quad 0 \leq x \leq x_A;$$

$$z = H, \quad x \geq x_A.$$

При $0 \leq x \leq x_A$ и $t_1 = \frac{x}{v_\phi}$ поровое давление находится по формуле (II.67) или графику (см. рис. II.8, а). Нагрузка от отвальных пород представляется в виде $q = V_n t_1$.

При $x = x_A$ и $t_1 = \frac{H}{v_\phi} \operatorname{tg} \alpha$ поровое давление достигает максимума. В момент t_2 поровое давление после окончания отсыпки определяется по выражению (II.60) или с использованием графика функции $F_9(k_1, m) = P_n / P_n^0$ на рис. II.10, а.

Если основание нагружается системой отвальных уступов с углами откосов α_1 и α_2 (см. рис. II.10, б), то для определения P_n на участке основания, нагруженного предотвалом с шириной площадки B , где $0 \leq x' \leq x'_2$, используются выражения (II.60) и (II.67). На участке, где $x' > x'_3$, поровое давление подсчитывается по тем же формулам и затем складывается с поровым давлением, определенным для случая нагружения основания предотвалом по формуле (II.60), в которой принимается $t_2 = (B + x'') / v_\phi$.

При блоковой отсыпке уплотняющая нагрузка в пределах заходки обычно быстро возрастает, что позволяет условно рассматривать ее как приложенную мгновенно. Рассеивание порового давления целесообразно учитывать с помощью формулы (II.60), полагая время приложения уплотняющей нагрузки равным нулю.

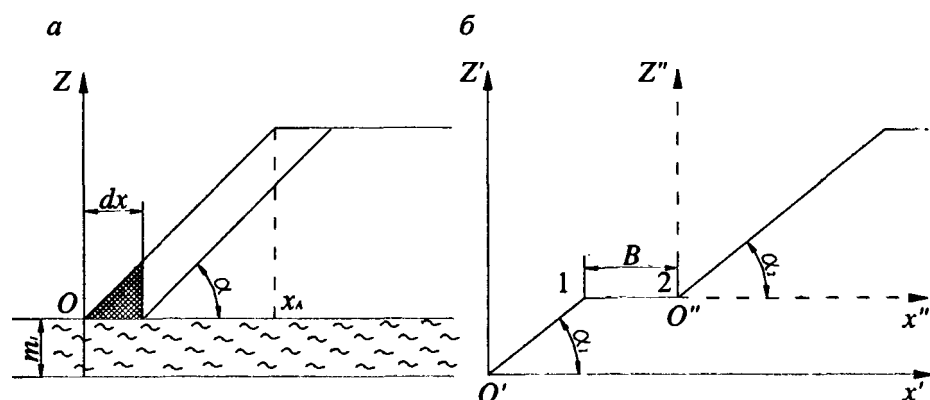


Рис. П.10. Схемы к расчету уплотнения естественных и намывных оснований одноярусного (а) и многоярусного (б) отвала

Добиться ускорения консолидации намывных массивов можно используя различные дренажные устройства (вертикальные дрены, дренажные прорезы и песчаные подушки). Анализ разработанных К. Терцаги, Л. Рендуликом, Р. Барроном, В. Кейльманом методов расчета уплотнения оснований, сложенных сильносжимаемыми породами при работе перечисленных дренажных устройств, выполнен М.Ю. Абелевым, которым предложены методы расчета консолидации пород оснований с учетом структурной прочности, параметров сжатия и начального градиента напора. Согласно расчетной схеме, для случая свободных деформаций вблизи вертикальных дрен и дренирующих прорезей осадки будут происходить быстрее, чем в удалении от дрен. Для случая равных деформаций осадка горизонтальной дренирующей подушки принимается равномерной.

Разработанная МГГУ и трестом «Энергогидромеханизация» технология формирования гидроотвалов предусматривает создание в намывных массивах тонкодисперсных пород дренажных призм — аналогов дренажных прорезей в слабых естественных основаниях. Дренажные призмы располагаются на значительном расстоянии одна от другой, поэтому расчеты уплотнения намывных оснований следует проводить по схеме свободных деформаций. Технология формирования гидроотвалов обуславливает анизотропность намывных оснований: коэффициент фильтрации пород в горизонтальном направлении в 5—20 раз больше, чем в вертикальном. Ускорение консолидации водонасыщенных пород связано с процессом отжима воды из порово-

го пространства и движения ее к песчаной подушке в дренажную призму (прорезь), т. е. в вертикальном и горизонтальном направлениях.

Общее уравнение консолидации для этой двухмерной задачи:

$$\frac{K_r}{\gamma_e} \frac{\partial^2 P_u}{\partial x^2} + \frac{K_z}{\gamma_e} \frac{\partial^2 P_u}{\partial z^2} = \frac{a_z}{1 + \epsilon_{cp}} \frac{\partial P_u}{\partial t}, \quad (\text{II.69})$$

где K_r, K_z — коэффициенты фильтрации соответственно в горизонтальном и вертикальном направлениях; a_z — коэффициент сжимаемости грунта в вертикальном направлении.

Решение задачи находится по формуле Н. Карилло с использованием решений двух одномерных задач.

$$P_{u,rz} = P_{u,r} P_{u,z} / P_{u0}, \quad (\text{II.70})$$

где $P_{u,rz}$ — поровое давление при одновременном движении воды в песчаную подушку и дренажную прорезь; $P_{u,r}$ — поровое давление при движении воды только в дренажную прорезь; $P_{u,z}$ — поровое давление при движении воды только в песчаную подушку.

Общую степень уплотнения U_Σ можно получить по теореме Н. Карилло из выражения

$$1 - U_\Sigma = (1 - U_r)(1 - U_z), \quad (\text{II.71})$$

где U_r, U_z — степени уплотнения при движении воды соответственно в горизонтальном и вертикальном направлениях.

Осадка слоя на момент t определяется в виде $S(t) = S_\infty U_\Sigma$.

Решения одномерных задач при постепенном и условно-мгновенном приложении нагрузки q даны в виде графиков $P_u = f(z/h, m)$ и $U = \phi(m)$ на рис. II.8 и II.9.

С учетом структурной прочности $P_{стр}$ и начального градиента напора I_0 начальное поровое давление P_{u0} и радиус влияния дренажной прорези R_ϕ определяются в виде:

$$P_{u0} = q - P_{стр}; \quad (\text{II.72})$$

$$R_\phi = q - P_{стр} / \gamma_b I_0. \quad (\text{II.73})$$

Решения задач фильтрационной консолидации позволяют удовлетворительно описывать развитие осадок тонкодисперс-

ных намывных пород — в пределах 80—90 % максимальной (стабилизированной) осадки. Для повышения точности описания процесса уплотнения может быть использовано решение одномерной задачи консолидации и ползучести двухфазных пород с учетом взаимодействия фаз, полученное Ю.К. Зарецким.

Ползучесть минерального скелета целесообразно учитывать для периода после завершения формирования намывного слоя.

Поровое давление с учетом ползучести скелета для слоя грунта, уплотняемого под действием нагрузки q , находится из выражения:

$$P_n = \frac{4\beta q}{\pi} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} \sin\left(\frac{i\pi z'}{2d}\right) \left[\psi_i(t) + \int_0^t K(t-\tau) \psi_i(\tau) d\tau \right], \quad (\text{II.74})$$

где β — коэффициент порового давления; z' — координата точки в слое (начало координат на верхней границе слоя); d — длина пути фильтрации;

$$\psi_i(t) = \exp\left[-\left(\frac{i\pi}{2d}\right)^2 C_v t\right];$$

$K(t-\tau) = \delta \exp[-\delta_1(t-\tau)]$ — ядро ползучести экспоненциального вида.

Поровое давление в намывном слое

$$P_n = \frac{4P_n^0}{\pi} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i} \sin\left(\frac{i\pi z'}{2d}\right) \bar{\psi}_i(t), \quad (\text{II.75})$$

где P_n^0 — начальное поровое давление, определяемое по формулам (II.60) и (II.61); z' — координата рассматриваемой точки в слое (начало координат на верхней границе слоя); $\bar{\psi}_i(t)$ — функция (см. ф-лу II.26).

Осадка намывного слоя

$$S(t) = \omega(P_{ст})[a_{0перв} U_{перв} + a_{0вт} U_{вт}], \quad (\text{II.76})$$

где $a_{0перв}$ — приведенный первичный коэффициент сжимаемости (для диапазона осадок до достижения $P_n = 0$); $a_{0вт}$ — приве-

денный вторичный коэффициент сжимаемости (для периода развития деформаций ползучести); $U_{\text{перв}}$ — степень фильтрационной консолидации, определяемая по формулам (II.51), (II.52).

Степень вторичной консолидации, обусловленной ползучестью минерального скелета, устанавливается из выражения

$$U_{\text{вт}} = 1 - \exp(-\delta_1 t) - \frac{8}{\pi^2} \sum_{i=1,3,5,\dots}^{\infty} \frac{1}{i^2} \frac{\exp\left[-\left(\frac{i\pi}{2d}\right)^2 C_v t\right] - \exp(\delta_1 t)}{1 - \left(\frac{i\pi}{2d}\right)^2 \frac{C_v}{\delta_1}}. \quad (\text{II.77})$$

Осадку слоя можно также определять через общую степень уплотнения U_{Σ} :

$$S(t) = a_0 \omega(P_{\text{ст}}) U_{\Sigma}, \quad (\text{II.78})$$

где $a_0 = a_{0\text{перв}} + a_{0\text{вт}}[1 - \exp(-\delta_1 t)]$;

$$U_{\Sigma} = \frac{U_{\text{перв}} + (\delta/\delta_1) U_{\text{вт}}}{1 + \delta/\delta_1}.$$

При постепенном приложении внешней нагрузки на намывные слои поровое давление с учетом ползучести получается интегрированием выражения для мгновенно приложенной нагрузки.

Для прогноза уплотняемости и оценки устойчивости тонкодисперсных водонасыщенных породных масс с учетом их нестабилизированного состояния необходимо располагать данными об изменении коэффициента консолидации C_v во времени под действием возрастающих нагрузок.

Анализ полученных экспериментальным путем зависимостей порового давления и относительной осадки от времени t показал, что около 90 % осадки глинисто-меловых паст приходится на период фильтрационной консолидации (до достижения поровым давлением нулевого значения). Испытания образцов пастообразных пород в условиях закрытой системы показали, что отношение максимальной величины порового давления к нагрузке близко к единице. Аналогичные результаты получены для меловых паст гидроотвала «Симонова пасека» (КМА).

Из решения задачи нелинейной фильтрационной консолидации вытекает, что коэффициент консолидации может быть приближенно принят в виде (по Ю.К. Зарецкому):

$$C_v = C_v^0 \exp(-\lambda' q), \quad (\text{II.79})$$

где C_v^0 — начальный коэффициент консолидации (при $q = 0$); λ' — параметр нелинейной консолидации.

Для определения параметров λ' и C_v^0 используют результаты лабораторных исследований консолидации в универсальных стабилометрах с измерением порового давления на нижнем торце образцов. Определяют продолжительность процесса консолидации, т. е. время, за которое избыточное поровое давление на нижнем торце ($K_1 = 1$) рассеивается ($P_n = 0$) или стабилизируется осадка $[S(t)/S_\infty] = 1$. Из графиков функций $F(K_1, m) = P_n/P_n^0$ и $F(m) = S(t)/S_\infty$ следует, что процесс фильтрационной консолидации под действием постоянной нагрузки завершается при $m = 5,4$ (см. рис. II.9). При различных внешних нагрузках определяют продолжительность периодов консолидации t_k и затем вычисляют значения коэффициента консолидации в виде $C_v = 4mh/(\pi^2 t_k)$. Здесь высота образца h равна длине пути фильтрации (образцы дренируются на верхних торцах).

Сопоставление полученных различными способами значений C_v показало, что использование для определения коэффициента консолидации формулы $C_v = f(K_\phi, \epsilon_{\text{ср}}, a)$ приводит к существенному занижению сроков уплотнения породных масс и получению недопустимо «оптимистических» результатов. Указанное положение объясняется низкой точностью лабораторного определения коэффициентов фильтрации глинистых грунтов (возможны погрешности на порядок и более), а также спрямлением компрессионной зависимости при вычислении a и $\epsilon_{\text{ср}}$ для весьма значительного диапазона уплотняющего давления 0—0,8 МПа. Преимуществами обработки экспериментальных данных по формулам Ю.К. Зарецкого являются учет нелинейного характера зависимости $\epsilon = f(q)$ и использование отношений $K_\phi(q)/K_\phi^0$ (а не абсолютных величин).

Для прогноза уплотнения глинистых водонасыщенных грунтов дамб расслохранилищ или гидроотвалов с использо-

ванием уравнения плоской задачи фильтрационной консолидации В.С. Зайцевым (МГГУ) использовалась универсальная сеточная модель УСМ-1, которая предназначена для численного приближенного решения дифференциальных уравнений в частных производных эллиптического и параболического типов. Моделирование проводилось для дамбы трапецевидной формы со следующими геометрическими параметрами: высота 10—20 м, угол откоса 20—40°, ширина по верху — 5 м. Коэффициент консолидации изменялся от 0,1 до 0,01 м²/сут, число дренирующих поверхностей — от двух до трех. Выявлены характер распределения и величины порового давления в теле дамбы на различные сроки стояния (1—25 лет). Постепенность возведения дамбы при моделировании не учитывалась. Сопоставление результатов моделирования и расчетов порового давления по формуле Н. Карилло (II.70) свидетельствует о принципиальной возможности инженерного расчета уплотнения глинистых водонасыщенных грунтов дамб с использованием решений одномерных задач, учитывающих фильтрацию поровой жидкости по двум направлениям.

Решение сформулированных Ю.К. Зарецким и В.Н. Ломбардо уравнений, наиболее полно описывающих изменения напряженно-деформированного состояния плотин из грунтовых материалов на стадиях их строительства и эксплуатации, выполнялось с использованием метода конечных разностей. Уравнения состояния грунтов основаны на теории пластического упрочнения. При расчете консолидации Нурекской плотины (Таджикистан) поровое давление и перемещения определяли путем совместного решения системы уравнений, описывающих поведение однофазного материала в области верховой и низовой упорных призм, и уравнений трехфазного ($G_1 = 0,9$) глинистого грунта, уложенного в ядро плотины. Установлено, что после завершения строительства плотины высотой 260 м и заполнения водохранилища установившийся режим фильтрации через плотину формируется после 20-летнего периода ее эксплуатации. Осадка гребня плотины за этот период оценивается в 3 м.

При прогнозе поведения глинистого ядра плотины учитывали: его взаимодействие с упорными призмами из крупнообломочного и гравийно-галечникового материала; зависимость

коэффициента фильтрации от уплотнения; фильтрационную анизотропию (отношение коэффициентов фильтрации в горизонтальном и вертикальном направлениях принято равным 10; динамику возведения сооружения.

Однако использование разработанных в Гидропроекте теоретических решений для оценки напряженно-деформированного состояния плотин из грунтовых материалов применительно к задачам проектирования дамб гидроотвалов и хвостохранилищ затруднительно в связи с тем, что целевое назначение, конструкция, условия формирования дамб этих сооружений и плотин водохранилищ ГЭС существенно различаются.

Поэтому представляется целесообразным для определения параметров устойчивых откосов дамб гидроотвалов и хвостохранилищ использовать инженерные методы расчета уплотнения грунтов и устойчивости откосов при условии совершенствования методов получения надежной информации о свойствах намывных массивов и их оснований.

§ 4. СДВИГОВАЯ ПОЛЗУЧЕСТЬ И ДЛИТЕЛЬНАЯ ПРОЧНОСТЬ

Изучению динамики и механизма оползневого смещения, а также характера изменения прочности пород посвящены исследования М.Н. Гольдштейна, Н.Н. Маслова, Г.Л. Фисенко, С.С. Вялова, Г.И. Тер-Степаняна, Л. Шукле, Ю.К. Зарецкого.

В развитии оползневого процесса М.Н. Гольдштейн выделяет три стадии: начального сдвига, ползучего сдвига и оползневого срыва (рис. II.11).

В стадии начального (локального) сдвига происходит разрушение породы у нижней бровки по площадкам, где сдвигающие усилия преодолевают силы сопротивления сдвигу и релаксация напряжений способствует их перераспределению и концентрации на соседних участках; дальнейший процесс разрушения начинается в момент преодоления длительной прочности пород. Окончательный сдвиг оползневой призмы происходит в ходе процесса разрушения породы и релаксации напряжений по обширной поверхности сдвига, когда соотношение удерживающих и сдвигающих сил достигает критической величины.

Г.И. Тер-Степанян разработал теорию протекания оползневого процесса на примере «бесконечного откоса», постоянно по высоте H , и углу наклона α . В развитии оползневого процесса он также выделяет три зоны: стабилизации, глубинной ползучести и среза, при этом поверхность скольжения зарождается в зоне локальных сдвигов.

Перераспределение напряжения в откосе влечет за собой изменение границ выделяемых зон. В центральной части откоса, вдоль поверхности скольжения, образуются локальные зоны сдвига, которые со временем распространяются на все большую часть поверхности скольжения, в результате чего наступает стадия общего сдвига. Развитие глубинной ползучести сопровождается проседанием поверхности в верхней части откоса и выпучиванием нижней части. Разрушение откоса наступает в фазе среза, когда по всей потенциальной поверхности скольжения развивается глубинная ползучесть.

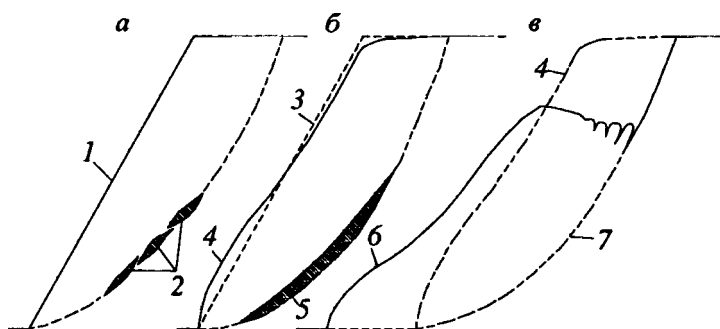


Рис. П.11. Характер развития оползней (по М.Н. Гольштейну):

а, б и в — соответственно I, II и III стадии оползневого процесса;

1 — контур на момент формирования откоса; *2* — зоны локального сдвига; *3* и *4* — контуры соответственно до и на начало ползучести; *5* — зона ползучего сдвига; *6* — контур в стадии оползневого срыва; *7* — поверхность скольжения

Л. Шукле считает, что нарушение устойчивости откоса происходит в пределах узких зон, где формируются поверхности скольжения различной формы, отвечающие стратиграфическим или геометрическим особенностям горного массива, вдоль которых происходят концентрация напряжений и «мобилизация прочности» породы. По этим поверхностям скольжения удовлетворяется условие равновесия массива, расположенного над ними, для которых степень мобилизации породы является наибольшей.

Пластическое напряженное состояние, возникающее в результате перераспределения нагрузок в массиве, в тем большей степени стремится приблизиться к «пластической» области, чем выше оказывается степень концентрации напряжений. После того, как угловые деформации (деформации скашивания) в узких зонах достигают предельной величины, образуется непрерывная поверхность сдвига — поверхность скольжения.

Анализ результатов исследований механизма развития оползней в глинах показывает, что оползнеобразование происходит следующим образом:

- оползневому смещению предшествует длительный период развития глубинной ползучести внутри массива;
- оползень возникает в процессе формирования поверхности скольжения, в пределах которой происходит постепенное изменение прочности пород;
- смещение оползневой призмы происходит вдоль всей поверхности скольжения;

- нарушение устойчивости уступов, сформированных в глинистых породах, является результатом проявления реологических свойств глинистых пород при действии гравитационных сил.

Открытые горные работы неизбежно вызывают развитие в бортовых и отвальных массивах преимущественно нестационарных геомеханических процессов. При упрощенном решении геомеханических задач нестационарный процесс сводится к серии сменяющих друг друга мгновенных стационарных состояний и массив горных пород рассматривается как механическая система в статической постановке. Подобный подход используется при изучении протекающих во времени геомеханических процессов, которые оцениваются по конечному пределу (при $t \rightarrow \infty$). Допущение о стационарности напряженно-деформированного состояния правомерно в случае оценки устойчивости области массива горных пород при его неизменной конфигурации под влиянием постоянных контурных и объемных сил.

Однако при решении задач, связанных с оценкой во времени состояния песчано-глинистых и полускальных пород бортовых и отвальных массивов (характера и величины деформаций, устойчивости откосных сооружений с изменяющимися контурами, несущей способности породных масс), стационарная постановка является недопустимой в связи с обусловленными технологией горных работ изменениями нагрузок во времени, отставаниями деформаций от нагружения, изменениями физико-механических свойств пород при формировании горно-технических сооружений.

При установлении объемов вскрыши и полезного ископаемого для различных этапов горных работ следует учитывать зависимости параметров карьерных откосов от срока их службы. Сложившийся эмпирический подход к оценке долговременной устойчивости карьерных откосов не обеспечивает оптимального проектирования сооружений, сроки службы которых достигают десятков лет. В соответствии с этим подходом используются понижающие условно-мгновенную прочность коэффициенты и предельные величины деформации относительно сдвига без учета физической природы деформирования и длительного разрушения горных пород.

На интенсивность геомеханических процессов в бортовых и отвальных массивах влияют технологические параметры: скорость подвигания фронта и темп углубления горных работ, скорость подвигания фронта отвала, скорость намыва. Эти параметры зависят от способа вскрытия, системы разработки и интенсивности проведения технологических процессов, связанных с горно-геологическими факторами.

Физическую сущность деформирования глинистых пород, обладающих вязкостью и ползучестью, исследователи объясняют по-разному. Г.Л. Фисенко исходит из структуры глинистых пород, которые состоят из глинистых минералов, представляющих собой расположенные в хаотическом порядке вытянутые гибкие пластинки. Проявление пластических деформаций происходит за счет изгиба или распрямления пластинок в зависимости от изменения величины приложенных нагрузок. А.У. Скемптон, Л. Шукле и другие при оценке ползучести исходят из процесса переориентации расположенных в хаотическом порядке чешуйчатых глинистых частиц в направлении сдвига (поверхности скольжения) в результате изменения порового давления, вызванного перераспределением эффективного и нейтрального давлений.

Н.М. Гольдштейн объясняет различие результатов частичным восстановлением межчастичных связей в условиях медленно нарастающей деформации. При этом интенсивность процесса деформирования определяется физико-химической природой структурных связей. Сопротивление сдвигу глинистых пород во времени (по Н.Н. Маслову)

$$\tau_T = P \operatorname{tg} \varphi_T + c_T,$$

где τ_T — сопротивление сдвигу за время T ; φ_T , c_T — соответственно угол внутреннего трения и общее сопротивление породы при плотности — влажности, достигнутые под нагрузкой P за время T ; $c_T = \Sigma_w + c_c$ (Σ_w — связность породы, определяемая водно-коллоидным характером межминеральных связей; c_c — структурное сцепление, обусловленное наличием жестких связей).

Согласно Н.Н. Маслову, прогрессирующее падение прочности жестких глинистых пород при их деформации во времени объясняется нарастающим разрывом хрупких связей структур-

ного сцепления c_c . Связность глинистых пород Σw_e , обуславливающая их пластичность и реологические свойства, может даже возрастать во времени при уплотнении породы, а также вследствие коллоидных процессов тиксотропии* и синерезиса. Закономерности деформирования твердых горных пород рассматриваются в работах Ж.С. Ержанова.

Г.И. Тер-Степанян показывает, что прочность изменяется в процессе ползучести при действии сдвигающих усилий и уничтожении структуры породы за счет установления новых контактов между частицами и перераспределения действующих на контактах сил.

Другие исследователи испытаниями на чистый сдвиг пород с коагуляционными связями установили, что рост предельных деформаций ползучести, характеризующих рост пластичности, зависит от увеличения влажности.

При всем многообразии объяснений природы пластичности глинистых пород общим является положение, что деформация ползучести происходит за счет перераспределения напряжений, действующих в породе.

Большинство исследователей, исходя из соответствия предельного напряжения пределу длительной прочности, допускают, что длительное изменение прочности пород происходит при нарушении равновесия действующих внешних и внутренних сил, характеризующих прочность глин на определенный момент времени.

А. Скемптон исследовал характер и последствия снижения прочности связных пород при увеличении осевой деформации образцов. На основании результатов испытаний на прямой сдвиг им проанализированы выявленные зависимости между прочностью и смещением образцов. А. Скемптон подтверждает выводы Н.Н. Маслова, что имеется определенный предел сопротивляемости породы сдвигу применительно к заданному эффективному давлению. По достижении «пиковой прочности» (рис. II.12) сопротивляемость (прочность) глинистой породы

* *Тиксотропия* — способность дисперсных систем восстанавливать исходную структуру, разрушенную механическим воздействием; *синерезис* — самопроизвольное уменьшение объема студней и гелей, сопровождающееся отделением жидкости.

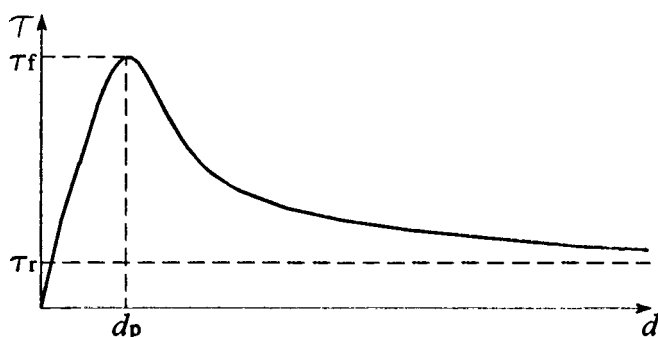


Рис. П.12. Зависимость прочности переуплотненной глины τ от деформации сдвига d (по А. Скемptonу):

τ_f — пиковая прочность;
 τ_r — остаточная прочность;
 d_p — разрушающая деформация образца

начинает уменьшаться до определенной «остаточной прочности», т. е. возникает ярко выраженная поверхность скольжения.

Аналогичную закономерность «вырождения» сцепления отмечают А.Н. Могилко и Н.Н. Куваев, которые установили, что интенсивное снижение прочности глин во времени происходит в первые шесть месяцев. При этом значение сцепления c уменьшается почти в 2 раза, тогда как угол внутреннего трения φ во всем диапазоне нормальных напряжений остается неизменным.

Оценка роли сцепления породы в условиях быстрого и длительного среза на приборе прямого сдвига была проведена М.Ю. Хворслевым, исследовавшим влияние продолжительности испытаний на сопротивляемость глинистых пород сдвигу. В предложенном им законе сопротивляемости пород сдвигу, на котором базировалась эта оценка, было принято допущение, что эффективное напряжение в процессе сдвига остается постоянным и $\operatorname{tg} \varphi$ (в формуле Кулона) не изменяется в течение испытаний. Возникавшие при различных условиях проведения опытов расхождения в величине сопротивляемости пород сдвигу относились к параметру сцепления c . При экстраполяции полученных результатов допускалось, что снижение прочности породы происходит в линейной зависимости от логарифма времени. В результате предполагалось, что реологический компонент сцепления c_v должен «рассеиваться» за 10 лет, а остаточный «конечный» компонент сцепления c_u снизится до 32 % величины полного сцепления породы, полученной при быстрых испытаниях.

Деформируемость и прочность (сопротивление сдвигу) горных пород во времени характеризуются тремя разновидностями реологических кривых. Из рис. П.13 следует, что процесс

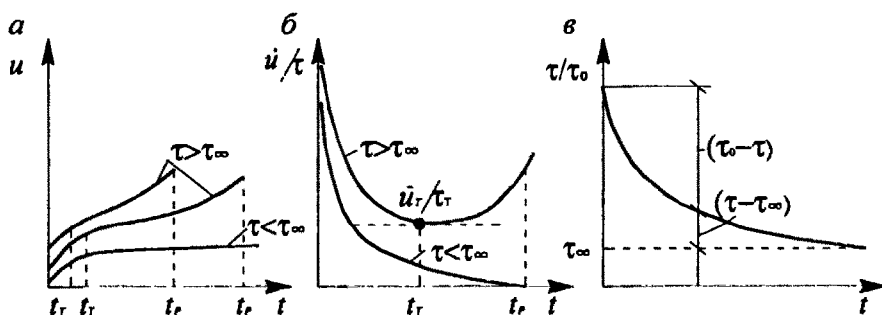


Рис. 11.13. Реологические кривые горных пород (по Ю.К. Зарецкому, С.С. Вялову):

a — график деформаций; $б$ — скорость деформации; $в$ — изменение напряжений (u — деформация сдвига; $\dot{u}$ — скорость деформации; τ , τ_0 и τ_∞ — касательные напряжения соответственно текущие, условно-мгновенные и предельно-длительные; t — время; t_r — момент начала пластического течения; t_p — момент разрушения)

ползучести может быть как затухающим (при действующем касательном напряжении τ , меньшем предельно длительного сопротивления породы сдвигу τ_∞), так и незатухающим (при $\tau > \tau_\infty$). Этим разновидностям процесса ползучести соответствуют одно- и трехстадийные зависимости скорости деформации сдвига при единичном напряжении ($\dot{u}/\tau$). При незатухающей ползучести скорость деформации в момент t_r достигает минимального значения, которое остается примерно постоянным в период установившегося течения ($t_r - t_p$). Вторая стадия переходит в прогрессирующее течение с возрастающей скоростью и заканчивается при $t = t_p$ разрушением породы. Зависимость между напряжением и временем разрушения характеризуется кривой длительной прочности, начальная ордината которой соответствует условно-мгновенному сопротивлению сдвигу τ_0 .

Экспериментальными исследованиями установлено, что в процессе деформирования структура глинистых пород существенно изменяется.

Согласно современным представлениям деформацию глинистой породы целесообразно рассматривать как следствие изменения структуры, т. е. одновременного развития дефектов и переориентации минеральных частиц. Таким образом, индикатором напряженно-деформированного состояния можно считать структуру породы и ее перестройку. С учетом необходимости определения критических (разрушающих) деформаций пород бортовых массивов используем закономерности деформирования, описывающие все три стадии процесса ползучести.

Физические основы структурно-механического подхода сформулированы С.С. Вяловым и сводятся к следующим двум положениям.

1. Пластическое деформирование породы вызывается смещением частиц и их переориентацией. Длительное разрушение связано с развитием дефектов и микротрещинообразованием.

2. Разрушение наступает, когда плотность дефектов достигает определенной величины; плотность ориентированных частиц пропорциональна длительности процесса $\tau > \tau_{\infty}$.

При математической формулировке этих положений процесс образования дефектов рассматривался как случайный (стохастический) по схеме мгновенных повреждений, причем изменение (активация) необходимой для смещения частиц энергии предполагается пропорциональным вероятности повреждения. Согласно кинетической теории прочности и ползучести деформирование и разрушение горных пород связываются с преодолением минеральными частицами и их агрегатами энергетического барьера и переходом в новое положение равновесия под воздействием активирующей эти частицы силы.

Зависимость для определения скорости ползучести при использовании предложенных Ю.К. Зарецким реологических уравнений состояния принимает следующий вид:

$$\dot{\epsilon} = \frac{1}{\eta_0} \left[\frac{\exp\left(\frac{\delta \bar{\tau} t}{T_T}\right)}{t^\delta} \right] \tau, \quad (\text{II.80})$$

где $\eta_0 = \text{const} = \exp\left(\frac{u_0^*}{k\theta}\right)$ — начальная вязкость, зависящая от начальной структуры, плотности, влажности и температуры θ ; u_0^* — начальная энергия активации; k — постоянная Больцмана; δ — безразмерный параметр; T_T — параметр, имеющий размерность времени; $\bar{\tau} = \frac{\tau - \tau_{\infty}}{\tau_0 - \tau}$ — уровень напряжений ($\tau, \tau_{\infty}, \tau_0$ — соответственно текущее, длительное и условно-мгновенное значение сопротивления сдвигу).

Из формулы (II.80) получаем зависимость для расчета деформаций сдвига в виде:

$$u(t) = u_0 + \alpha \int_0^t \exp(xt) t^{-\delta} dt, \quad (\text{II.81})$$

где u_0 — начальная деформация; $x = \frac{\delta \bar{\tau}}{T_T}$; $\alpha = \tau/\eta_0$.

При $\tau = \text{const}$ деформация как функция времени получается путем интегрирования выражения (II.80):

$$u(t) = u_0 + \left\{ \tau \frac{t^{1-\delta}}{\eta_0} \left[\frac{1}{1-\delta} + \frac{\delta \bar{\tau}}{2-\delta} \left(\frac{t}{T_T} \right) + \frac{1}{2(3-\delta)} (\delta \bar{\tau})^2 \left(\frac{t}{T_T} \right) + \dots \right] \right\}, \quad (\text{II.82})$$

где u_0 — условно-мгновенная (начальная) деформация.

При $\delta = 1$, т. е. в частном случае, используемом для упрощения задачи, имеем

$$u(t) = u_0 + \frac{\tau}{\eta_0} \left[\ln t + \bar{\tau} \frac{t}{T_T} + \frac{1}{4} \bar{\tau}^2 \left(\frac{t}{T_T} \right)^2 + \dots \right]. \quad (\text{II.83})$$

При ограничении выражений (II.83) и (II.84) первыми слагаемыми в скобках соответственно получаются известные степенной и логарифмический законы деформирования. При оставлении двух членов в скобках формулы (II.84) получается зависимость, подобная предложенным Н.Н. Масловым и С.С. Вяловым:

$$u = u_0 + \frac{\tau}{\eta_0} \left(\ln t + \frac{(\tau - \tau_\infty)}{(\tau_0 - \tau)} \frac{t}{T_T} \right). \quad (\text{II.84})$$

Широко используемый для мерзлых грунтов степенной закон, пригодный также для упрощенного описания зависимостей между напряжением τ и деформацией u для любого момента времени t (в диапазоне $0 \leq t \leq t_p$) талых глинистых и некоторых твердых пород, выражается уравнением

$$\tau = A(t) u^m, \quad (\text{II.85})$$

причем

$$u = \tau^{\frac{1}{m}} \left[\frac{1}{A_H} + \frac{1}{\xi} t^\alpha \right]^{\frac{1}{m}}, \quad (\text{II.86})$$

где A_H — коэффициент начальной деформации; $m < 1$ — коэффициент упрочнения; ξ, α — параметры, определяемые из опыта; $\left(\frac{1}{A_H} + \frac{1}{\xi} t^\alpha \right) = A(t)$ — коэффициент деформации.

Универсальность выражения (II.81) подтверждается тем, что оно обобщается на случай сложного напряженного состояния, а при соответствующем подборе параметров переходит в известные эмпирические уравнения. Поэтому это уравнение может рассматриваться в качестве закономерности деформирования как для глинистых, так и для твердых пород.

С учетом условия достижения критической плотности микротрещин ($\omega_p = \text{const}$) в момент t_p разрушения горной породы и предложенного Ю.К. Зарецким и С.С. Вяловым выражения для описания процесса трещинообразования уравнение длительной прочности примем в виде

$$\tau = \tau_0 - (\tau_0 - \tau_\infty) \frac{t_p}{T_p + t_p}, \quad (\text{II.87})$$

где t_p — момент разрушения породы, когда плотность трещин достигает критического значения; T_p — параметр, имеющий размерность времени.

Для определения параметров ползучести горных пород (η_p, η_T, δ) или скоростей деформации $\dot{u}$ (T_p) с учетом соотношения

$$\frac{t_p}{t_T} = \frac{T_p}{T_T} = m = \text{const} \quad (\text{II.88})$$

следует использовать равенства, вытекающие из уравнений (II.80) и (II.87):

$$\frac{\dot{u}_T}{\tau} = \frac{a_1}{t_T^\delta} = \frac{\bar{\tau}^\delta}{\eta_T}; \quad \frac{\dot{u}_p}{\tau} = \frac{a_2}{t_p^\delta} = \frac{\bar{\tau}^\delta}{\eta_p}. \quad (\text{II.89})$$

Структурно-механические уравнения ползучести и длительной прочности могут также использоваться для описания процессов сдвиговой ползучести в отвальных массивах и их основаниях, сложенных глинистыми, мерзлыми или заснеженными породами.

При изучении процессов разрушения горных пород привлекались основные законы термодинамики. Так, В.А. Падуков рассматривает этот процесс как постепенный, кинетический, термоактивационный, развивающийся при нагрузках, меньших критических. Однако при использовании такого подхода затруднительно учесть особенности пород различных инженерно-геологических классов, а также степень надежности определения исходных расчетных параметров.

К группе пород, характеризующихся высокой степенью ползучести и пластичности, Г.Л. Фисенко относит все горные породы, содержащие глинистые материалы, каменные и калийные соли, а также все другие породы в массиве, имеющие косоугольную трещиноватость.

Реологические процессы в массивах твердых пород целесообразно принимать во внимание для карьеров, глубины которых измеряются сотнями метров. Для ориентировочного определения глубины H_n залегания зоны развития пластических деформаций пород можно использовать соотношение

$$\gamma H_n = \frac{c \cos \varphi}{1 - \sin \varphi},$$

где γ — средневзвешенное значение плотности пород в пределах бортового массива; c , φ — соответственно сцепление и угол внутреннего трения твердых пород.

Интенсивность реологических процессов резко возрастает (безотносительно к глубине карьеров) в бортовых массивах, где имеются падающие в сторону выработанного пространства разрывные нарушения или литологические контакты. Материал — заполнитель тектонических трещин или ослабленные выветриванием породы контактных зон — обычно проявляют повышенную склонность к пластическому деформированию.

Формирование бортов карьеров вызывает существенное уменьшение нагрузок на слои пород в пределах призм возможного оползания. При этом создаются условия для разупрочне-

ния глинистых пород в связи с их переуплотненным состоянием по отношению к первичному состоянию массива, нарушенного открытыми горными выработками.

Процесс набухания глинистых пород рассматривается как результат взаимодействия фаз тонкодисперсных сред, вызывающий ослабление структурных связей и уменьшение сопротивления сдвигу. Снижение прочности пород вследствие набухания определяется диапазоном снижения напряжений в бортовых массивах.

Как отмечает Г.Л. Фисенко, причиной многих оползневых явлений может быть совместное развитие процессов набухания и ползучести глинистых пород в бортах карьеров. Масштаб влияния разуплотнения изучается с помощью экспериментальных исследований развития набухания во времени, давления набухания, процессов снижения сопротивления сдвигу и развития деформаций ползучести во времени. На величину набухания глинистых пород с высокими показателями уплотненности блокирующее влияние оказывает сцепление упрочнения.

Натурные наблюдения свидетельствуют, что при наличии в бортах карьеров глинистых пород со сцеплением упрочнения снижение сопротивления сдвигу вследствие набухания приурочено к зонам, где сцепление упрочнения ослаблено. Для анизотропных массивов такими участками являются приконтактные зоны, где в результате перерывов в осадконакоплении или изменения его режима образовались дефекты структуры различного характера. При разрушении переуплотненных пород в зоне сдвига происходит разуплотнение и прочность снижается за счет увеличения влажности. А.Н. Могилко экспериментально установлено, что воздействие касательных напряжений ускоряет процесс разуплотнения и деформации ползучести пород происходят в условиях их максимального разуплотнения при неизменном объеме, т. е. исходное переуплотненное состояние не сказывается на величине скорости установившейся ползучести.

ГЛАВА III

**ОБЩИЕ ВОПРОСЫ
ОЦЕНКИ
УСТОЙЧИВОСТИ
КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ**

§ 1. ОСНОВНЫЕ УСЛОВИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ

При исследовании устойчивости откосов рассматриваются поверхностные и объемные силы. К поверхностным силам относятся внешние нагрузки (масса оборудования и сооружений), а также давление породных массивов, прилегающих к рассматриваемой приоткосной области. Объемными силами являются сила тяжести, сила гидродинамического давления фильтрующего потока подземных вод и сейсмические силы.

В общем случае, при любой форме поверхности скольжения, призма активного давления характеризуется соотношением $\sum F_{сд} > \sum F_{уд}$, а призма упора — $\sum F_{сд} \leq \sum F_{уд}$ (где $\sum F_{сд}$ и $\sum F_{уд}$ — соответственно сдвигающие и удерживающие силы).

Раздельнозернистые (раздельнообломочные) горные породы в механическом отношении характеризуются углом внутреннего трения ($\varphi \approx 28+38^\circ$).

Условие предельного равновесия откоса раздельнозернистых пород вытекает из равенства силы трения $F_{тр}$ и касательной составляющей T массы частицы P (рис. III.1, а).

$$T = F_{тр}, \quad (III.1)$$

$$P \sin \alpha = f P \cos \alpha, \quad (III.2)$$

откуда

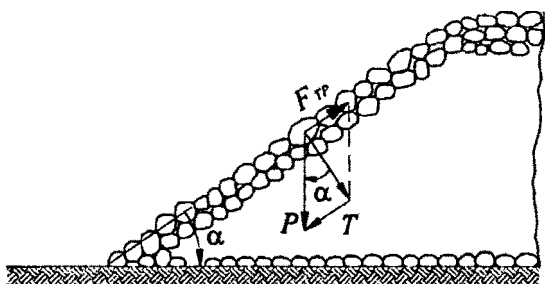
$$\operatorname{tg} \alpha = f. \quad (III.3)$$

Таким образом, тангенс угла естественного (свободного, ненагруженного) откоса равен коэффициенту внутреннего трения сыпучей породы. Так как $f = \operatorname{tg} \varphi$, следовательно,

$$\alpha = \varphi. \quad (III.4)$$

Равенство (III.4) показывает, что угол откоса не должен превышать угол внутреннего трения сыпучей среды. Нарушение этого условия приводит к образованию осыпи или обрушения. Поверхность откоса — не единственная предельная поверхность в откосе сыпучей среды. Предельными являются также криволинейная

a



б

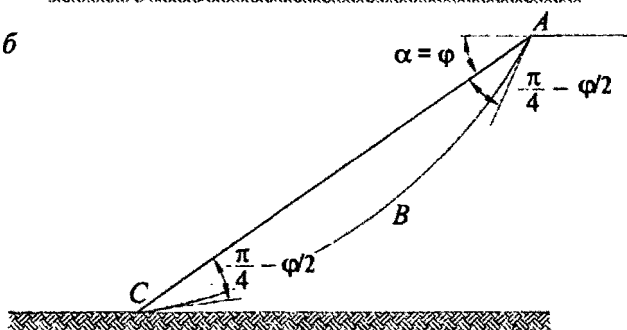


Рис. III.1. Равновесие в откосах несвязных пород:
a — на поверхности свободного откоса; *б* — на криволинейной поверхности скольжения

поверхность ABC (см. рис. III.1, *б*), пересекающая откос в его нижней и верхней точках под углом $(\pi/4 - \varphi/2)$, а также семейство поверхностей, расположенных между поверхностью ABC и поверхностью откоса.

Наличие предельных поверхностей в приоткосной области определяет возможность обрушения откоса сыпучих пород при подрезке его снизу.

Глинистые и трещиноватые твердые породы средней крепости обладают сцеплением и внутренним трением.

В откосах, сложенных подобными породами, могут создаваться вертикальные откосы определенной высоты H_v , называемой предельной высотой вертикального откоса. Устойчивость откоса при высоте $H > H_v$ обеспечивают путем его выполаживания.

Для оценки устойчивости откосов **связных пород** находится наиболее слабая поверхность скольжения с минимальным отношением удерживающих $\sum F_{уд}$ и сдвигающих $\sum F_{сд}$ сил. Предельный угол откоса связных пород устанавливают из условия равновесия по наиболее слабой поверхности внутри массива в отличие от сыпучих пород, у которых предельное равновесие существует и на поверхности откоса. Сдвигающие силы, действующие по слабой поверхности, определяются массой массива пород и оборудования, располагающихся над этой поверхностью. В связи со значительной высотой бортов карьеров дополнительные нагрузки от сооружений, землеройных и транспортных машин целесообразно учитывать при оценке устойчивости отдельных уступов.

Если в массиве имеются горизонтальные или падающие в сторону выемки поверхности ослабления различных типов, то устойчивость откосов снижается.

Для твердых горных пород сопротивление сдвигу определяется, в основном, силами сцепления. С возрастанием этой величины до бесконечности откос стремится принять вертикальное положение при любой высоте. Элементарные площадки скольжения возникают при напряжениях, составляющих величину, равную $\sigma_{сж} = 2c \operatorname{ctg}(45^\circ - \varphi/2)$, и расположены под углом $45^\circ - \varphi/2$ к направлению наибольшего главного напряжения. В массиве горных пород направление наибольших главных напряжений вертикально, а по мере приближения к откосам выполаживается в их сторону. На достаточно большом удалении от откоса площадки скольжения направлены под углом $45^\circ - \varphi/2$ к вертикали, а у поверхности откоса эти площадки отклоняются на угол $45^\circ - \varphi/2$ от нес. На ненагруженном откосе площадки скольжения возникают на глубине, определяющей максимальную высоту вертикального обнажения пород в откосе, т. е.

$$H_{90} = \frac{\sigma_{сж}}{\gamma} = \frac{2c}{\gamma} \operatorname{ctg}(45^\circ - \varphi/2). \quad (\text{III.5})$$

В реальных условиях на устойчивость откосов оказывают влияние подземные воды. Для раздельнозернистых пород устойчивость фильтрующих откосов зависит от коэффициента внутреннего трения пород, гидродинамического градиента фильтрующегося потока и плотности породы, взвешенной в воде. Гидродинамический градиент I — сила, приходящаяся на единицу объема горной породы, численно равная уклону подземного потока. На участке высачивания уклон потока совпадает с наклоном поверхности фильтрующего откоса (рис. III.2). Равнодействующая сил гидростатического взвешивания и гидродинамического давления отклоняется от вертикали на угол δ , определяемый из формулы

$$\operatorname{tg} \delta = \frac{I \cos \alpha_1}{\gamma_n + I \sin \alpha_1}. \quad (\text{III.6})$$

Отклонение равнодействующей от вертикали уменьшает угол откоса на такую же величину

$$\alpha_1 = \varphi_b - \delta \quad \text{или} \quad \delta = \varphi_b - \alpha_1. \quad (\text{III.7})$$

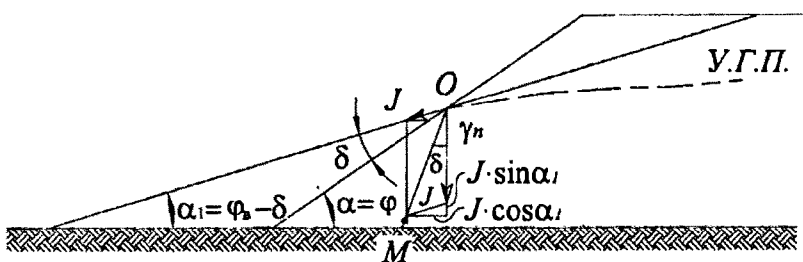


Рис. III.2. Схема сил в свободном откосе несвязных пород при фильтрации водного потока (У.Г.П. — уровень грунтового потока)

С учетом того, что $I = \operatorname{tg} \alpha_1$, запишем

$$\operatorname{tg}(\varphi_b - \alpha_1) = \frac{\operatorname{tg} \alpha_1 \cdot \cos \alpha_1}{\gamma_n + \operatorname{tg} \alpha_1 \cdot \sin \alpha_1}. \quad (\text{III.8})$$

После преобразования условие предельного равновесия фильтрующего откоса сыпучих пород приобретает вид

$$\operatorname{tg} \alpha_1 = \frac{\gamma_n}{\gamma_n + 1} \operatorname{tg} \varphi_b. \quad (\text{III.9})$$

Углы оплывших откосов составляют (градусы): для мелкозернистых песков 8—10, среднезернистых 10—12, крупнозернистых 12—16, гравелистых 18—20.

В фильтрующих откосах **связных пород** необходимо учитывать влияние Архимедова взвешивания и боковое гидродинамическое давление, возникающее вследствие разности напоров по боковым граням этого объема (рис. III.3). Гидростатическое взвешивание, снижая массу элементарных блоков, уменьшает нормальную и касательную составляющие. Суммарное влияние гидростатического взвешивания и гидродинамического давления на призму возможного обрушения проявляется как гидростатическое давление, распределенное по поверхности скольжения, нормальное к ней и изменяющее только нормальную составляющую силы массы элементарного блока (на касательную составляющую водное давление существенного влияния не оказывает). Таким образом, условие устойчивости откосов фильтрующих связных пород можно представить в виде

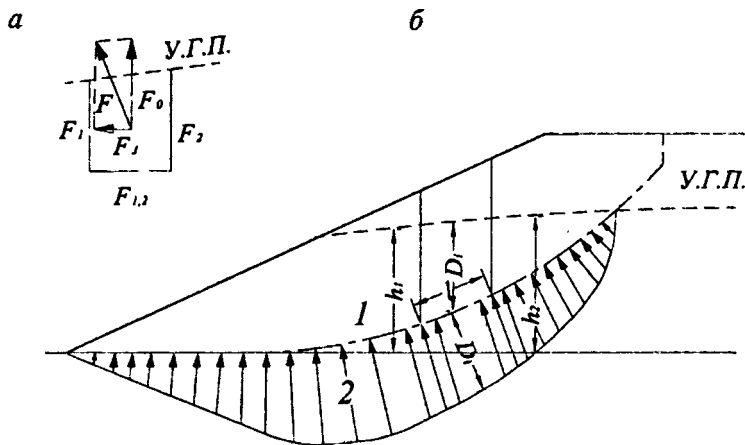


Рис. III.3. Схема сил гидростатического и гидродинамического давления:
a — в элементарном блоке; *б* — в откосе связанных пород;
1 — поверхность скольжения; *2* — эпюра давления воды на призму обрушения

$$\sum T_i \leq \sum \operatorname{tg} \varphi_i (N_i - D_i l_i) + \sum C_i l_i, \quad (\text{III.10})$$

где $D_i = \gamma_w I$ — интенсивность гидростатического давления по площадке l_i ; $I = \frac{h_2 - h_1}{l_{1,2}}$ — гидравлический градиент.

Действие подземного потока рассматривается как объемная сила F_J , по направлению совпадающая с линиями тока, а по величине равная градиенту I . Величина F_J , равная для элементарного блока произведению объема на удельную силу, рассматривается как сила, заданная по контуру:

$$F_J = IV = \frac{h_2 - h_1}{l_{1,2}} \frac{1}{2} (h_2 + h_1) a l_{1,2} = \frac{1}{2} S_2 h_2 - \frac{1}{2} S_1 h_1, \quad (\text{III.11})$$

где S_1 и S_2 — площади передней и задней граней элементарного блока; a — ширина полосы.

После перехода к контурным силам по всей призме возможного обрушения расчет устойчивости выполняют с учетом гидростатического давления, распределенного по поверхности скольжения.

§ 2. МЕТОДЫ ПРЕДЕЛЬНОГО НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Массив горных пород на карьере представляет собой динамичную систему, основные элементы которой — борта карьеров и отвалы — изменяются в пространстве и во времени и определяют постоянно изменяющееся неравномерное объемное напряженное состояние горных пород. Под воздействием природных и техногенных факторов массив может перейти из допредельного в предельное напряженное состояние, тем самым вызвав потерю устойчивости откосного сооружения. В практике открытой разработки подобные переходы сопровождаются нарастанием пластических деформаций и возникают при достижении глубин более 300 м.

Предельное напряженное состояние непосредственно зависит от показателей, оценивающих сопротивление сыпучей среды* сдвигу, и составляет сущность теории предельного равновесия сыпучей среды. Основоположник этой теории Ш. Кулон сформулировал положения предельного равновесия и применил их для расчета давления засыпки, ограниченной горизонтальной плоскостью, на вертикальную подпорную стенку с абсолютно гладкой задней гранью, исходя из допущения о существовании плоской поверхности сползания. У. Ренкин рассмотрел предельное равновесие бесконечного массива, ограниченного наклонной плоскостью, ввел понятие о поверхностях скольжения и нашел предельное условие, которое П.Е. Паукер применил к оценке устойчивости оснований. Дальнейшие разработки теории предельного равновесия сыпучей среды, являющиеся механико-математической основой расчетов устойчивости откосов, связаны с именами В.В. Соколовского и С.С. Голушкевича.

Теория предельного равновесия сыпучей среды разработана применительно к двум частным видам предельного напряженного

* *Сыпучая среда* — идеализированная среда, обладающая сцеплением и углом внутреннего трения и не допускающая больших растягивающих напряжений. Раздельнозернистые горные породы — пример частного случая сыпучей среды.

состояния — плоской деформации и асимметричному напряженному состоянию (частный случай пространственной задачи). Основу теории определяет условие прочности, связывающее главные напряжения σ_1, σ_3 в предельном напряженном состоянии и характеристики сопротивления сдвигу (c и φ)

$$\sigma_1 - \sigma_3 = (\sigma_1 + \sigma_3 + 2c \operatorname{ctg} \varphi) \sin \varphi \quad (\text{III.12})$$

или в составляющих главных напряжений прямоугольной системы координат $X-Y$:

$$(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}^2 = (\sigma_x + \sigma_y + 2c \operatorname{ctg} \varphi)^2 \sin^2 \varphi. \quad (\text{III.13})$$

Среднее по величине главное напряжение σ_2 связано линейно с этими главными напряжениями. В случае плоской деформации величину σ_2 принимают равной $\sigma_2 = \nu(\sigma_1 - \sigma_3)$, где ν — коэффициент пропорциональности; для осесимметричного напряженного состояния $\sigma_2 = \sigma_3$.

Рассмотренное в гл. I, § 4 условие предельного равновесия по любой площадке называют **обыкновенным предельным равновесием**, при этом среда принимается однородной и изотропной.

В теории предельного равновесия сыпучей среды рассматриваются два случая предельно напряженного состояния, представляющие группы задач, в которых:

- условие предельного равновесия удовлетворяется в каждой точке некоторой области (метод предельного напряженного состояния сыпучей среды);
- условие предельного равновесия удовлетворяется по внутренней границе некоторой области массива (метод предельного равновесия сыпучей среды).

Наличие в массиве поверхностей ослабления (например, трещин) большой протяженности, для которых характеристики прочности ниже прочности массива, обуславливает возникновение условия **специального предельного равновесия** (по В.В. Соколовскому), когда для рассматриваемой точки можно записать:

$$\left. \begin{aligned} \tau &= c' + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi' \\ \tau &< c + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi \end{aligned} \right\} \quad (\text{III.14})$$

Независимо от рассмотрения обыкновенного или специального условия предельного равновесия возникает задача определения угла наклона площадки скольжения при минимальном значении σ в предельном напряженном состоянии. На рис. III.4 линией ВС и осью абсцисс ограничена область возможных напряжений для породы, при этом верхняя граница характеризует предельные напряжения, определяемые величинами параметров сопротивления пород сдвигу. Круг возможных напряжений, касающийся линии ВС в точке М, имеет только одну предельную площадку скольжения, наклоненную к оси σ , под углом $\varepsilon = 45^\circ - \varphi/2$.

В зависимости от ориентировки поверхностей ослабления горных пород относительно направления главных напряжений возможны три случая предельного равновесия.

I. Одновременно удовлетворяются условия обыкновенного и специального предельного равновесия

$$\left. \begin{aligned} \tau &= c + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi \\ \tau_t &= c' + \sigma_{nt} \operatorname{tg} \varphi' \end{aligned} \right\}; \quad (\text{III.15})$$

предельные площадки скольжения МР, NР, LР наклонены к направлению σ_1 под углами

$$\alpha_1 = \frac{1}{2} \left\{ \arcsin \left[\frac{\sin \varphi'}{\sin \varphi} \left(1 - \frac{c \operatorname{ctg} \varphi - c' \operatorname{ctg} \varphi'}{c \operatorname{ctg} \varphi + \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3)} \right) \right] - \varphi' \right\}; \quad (\text{III.16})$$

$$\alpha = \varepsilon = \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}; \quad (\text{III.17})$$

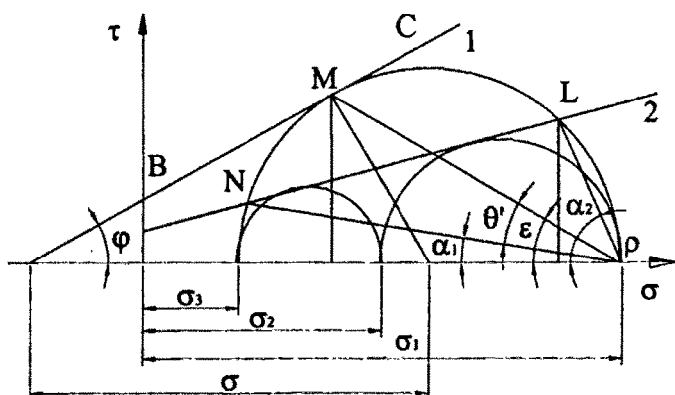
$$\alpha_2 = \frac{\pi}{2} - \frac{1}{2} \left\{ \arcsin \left[\frac{\sin \varphi'}{\sin \varphi} \left(1 - \frac{c \operatorname{ctg} \varphi - c' \operatorname{ctg} \varphi'}{c \operatorname{ctg} \varphi + \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3)} \right) \right] + \varphi' \right\}. \quad (\text{III.18})$$

II. Удовлетворяется только условие специального предельного равновесия

$$\left. \begin{aligned} \tau &< c + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi \\ \tau_t &= c' + \sigma_{nt} \operatorname{tg} \varphi' \end{aligned} \right\}, \quad (\text{III.19})$$

при этом поверхность ослабления составляет с направлением σ_1 угол α , величина которого занимает промежуточное значение

Рис. III.4. Предельный круг напряжений и ориентировка площадок в условиях обыкновенного (1) и специального (2) предельного равновесия



между α_1 и α_2 , определяемых по формулам (III.16), (III.18). Зависимость между главными напряжениями и параметрами сопротивления сдвигу по поверхности ослабления (предельной площадке скольжения) имеет вид

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_3 (\operatorname{tg} \varphi' \cos^2 \alpha + 0,5 \sin 2\alpha) + c'}{\operatorname{tg} \varphi' \sin^2 \alpha + 0,5 \sin 2\alpha}. \quad (\text{III.20})$$

III. Удовлетворяется условие обыкновенного предельного равновесия

$$\left. \begin{aligned} \tau &= c + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi \\ \tau_i &< c' + \sigma_{ni} \operatorname{tg} \varphi' \end{aligned} \right\} \quad (\text{III.21})$$

при этом поверхность ослабления составляет с направлением σ_1 угол α , величина которого больше α_2 или меньше α_1 . Зависимость между главными напряжениями и характеристиками сопротивления сдвигу по поверхности ослабления (предельной площадке скольжения) имеет вид

$$\sigma_1 = 2c' \operatorname{ctg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi'}{2} \right) + \sigma_3 \operatorname{ctg}^2 \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi'}{2} \right). \quad (\text{III.22})$$

Для откосов с незначительной кривизной в плане достаточно точный результат расчетов напряжений получается при решении плоской задачи объемного напряженного состояния. В условиях предельного напряженного состояния однородной изотропной среды в каждой точке на плоскости xu существуют две площадки скольжения, пересекающиеся под углом $\pi/2 - \varphi$, которые дают сетку линий скольжения (рис. III.5).

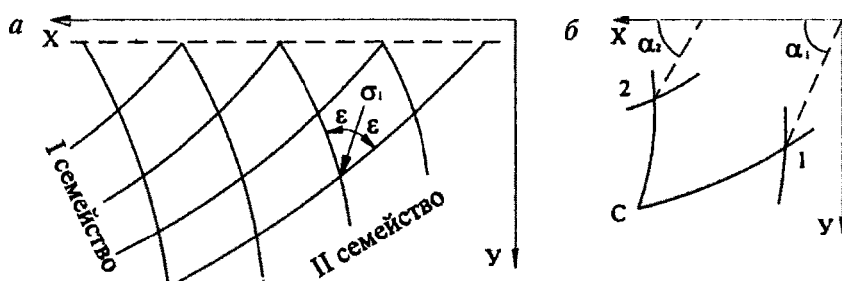


Рис. III.5. Сетка линий скольжения:

a — два семейства линий скольжения; *b* — узловые точки на характеристиках и направление отсчета углов

Дифференциальные уравнения плоского равновесия гиперболического типа имеют вид

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_{xy}}{\partial y} &= \gamma \sin \alpha \\ \frac{\partial \sigma_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} &= \gamma \cos \alpha \end{aligned} \right\}, \quad (\text{III.23})$$

где γ — плотность сыпучей среды; α — угол между направлением наибольшего главного напряжения и осью x .

На основе решения дифференциальных уравнений (III.23) совместно с уравнением (III.13) предельного равновесия сыпучей среды В.В. Соколовским получены дифференциальные уравнения характеристик вдоль линий скольжения:

$$\left. \begin{aligned} dy &= dx \operatorname{tg}(\alpha \mp \epsilon) \\ d\sigma &= 2\sigma \operatorname{tg} \varphi dx = \gamma(dy \mp \operatorname{tg} \varphi dx) \end{aligned} \right\}, \quad (\text{III.24})$$

где $\sigma = (\sigma_1 - \sigma_2)/2 \sin \alpha$; остальные обозначения те же, что и на рис. III.4, знак минус относится к I семейству линий скольжения, знак плюс — ко II.

После замены дифференциалов dx , dy , $d\sigma$, $d\alpha$ конечными разностями выражения для линий скольжения приобретают вид:

$$\Delta x_1 = x - x_1; \quad \Delta y_1 = y - y_1; \quad \Delta \sigma_1 = \sigma - \sigma_1; \quad \Delta \alpha_1 = \alpha - \alpha_1$$

(I семейство);

$$\Delta x_2 = x - x_2; \quad \Delta y_2 = y - y_2; \quad \Delta \sigma_2 = \sigma - \sigma_2; \quad \Delta \alpha_2 = \alpha - \alpha_2$$

(II семейство).

С учетом этого преобразования дифференциальные уравнения (III.24) можно представить так:

$$\begin{aligned}\Delta y_1 &= \Delta x_1 \operatorname{tg}(\alpha_1 - \varepsilon); \\ \Delta y_2 &= \Delta x_2 \operatorname{tg}(\alpha_2 + \varepsilon); \\ \Delta \sigma_1 &= 2\sigma_1 \Delta \alpha_1 \operatorname{tg} \varphi + \Delta y_1 - \Delta x_1 \operatorname{tg} \varphi; \\ \Delta \sigma_2 &= 2\sigma_2 \Delta \alpha_2 \operatorname{tg} \varphi + \Delta y_2 + \Delta x_2 \operatorname{tg} \varphi.\end{aligned}\tag{III.25}$$

Уравнения позволят определять приближенные значения x , y , σ и α точки C пересечения двух линий скольжения, если эти значения известны в точках 1 и 2, лежащих на названных линиях (см. рис. III.5).

Численное решение задачи плоского предельного равновесия В.В. Соколовский предложил в безразмерных координатах $\bar{y}$, $\bar{x}$, $\bar{\sigma}$, которые связаны с истинными x , y , σ соотношениями

$$\bar{x} = \gamma x / c; \bar{y} = \gamma y / c; \bar{\sigma} = \gamma \sigma / c.\tag{III.26}$$

В инженерной практике предельный контур откоса можно установить путем использования графика (рис. III.6) предельных очертаний равноустойчивого откоса вогнутого профиля, полученного Н.С. Мухиным и А.И. Срагович в безразмерных координатах. Для определения истинных значений координат точек поверхности откоса рассчитывают безразмерную координату $\bar{Y}_i$ по известной истинной Y_i , на графике определяют безразмерную $\bar{X}$. Далее по формуле (III.26) рассчитывают истинную X , по которой окончательно находят точку на поверхности откоса. Аналогичным образом устанавливают другие точки вогнутого профиля откоса. Над вогнутым участком контура отстраивается вертикальный участок высотой H_{90} . Для получения контуров устойчивых откосов в значения характеристик сопротивления сдвигу вводят коэффициент запаса η :

$$c_p = c/\eta; \operatorname{tg} \varphi_p = \operatorname{tg} \varphi / \eta.\tag{III.27}$$

Этот способ используют только для расчета откосов, сложенных однородными породами.

Важным элементом решения плоской задачи предельного напряженного состояния сыпучей среды является установление

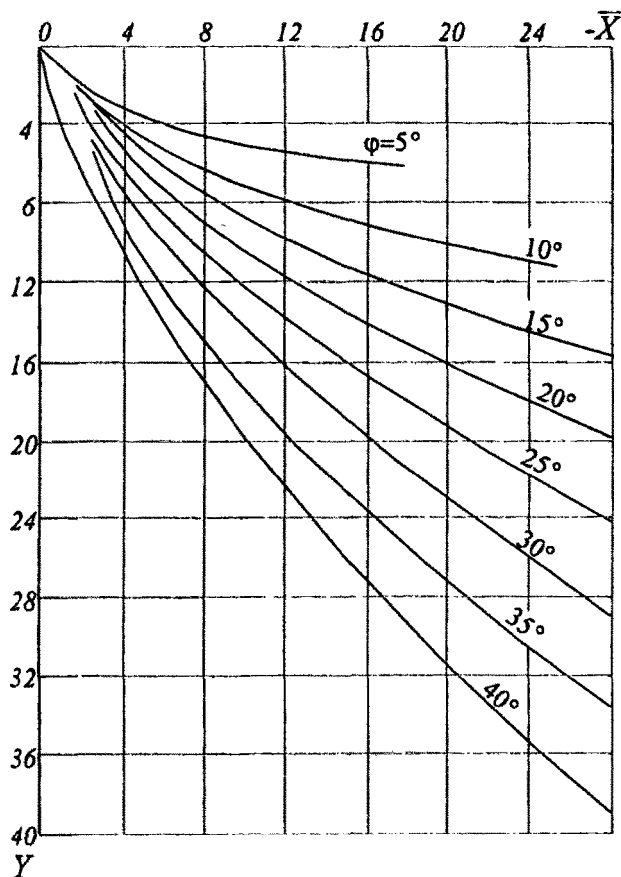


Рис. III.6. График предельных очертаний равноустойчивого откоса вогнутого профиля (по Н.С. Мухину и А.И. Срагович)

конфигурации зон минимального и максимального напряженных состояний, называемых соответственно зонами оседания и зонами выпирания.

Зона оседания — часть деформирующегося массива, по поверхности которого распределена активная нагрузка интенсивностью P , вызывающая появление площадок скольжения и смещение этой части в направлении действия этой нагрузки.

Зона выпирания — прилегающая к обнаженной поверхности часть деформирующегося массива, подвергающаяся выпиранию под влиянием давления со стороны зоны оседания; при этом поверхность зоны выпирания может быть свободной или нагруженной некоторой нагрузкой интенсивностью q .

Положение площадок скольжения в этих зонах по отношению к направлению наибольшего главного напряжения σ_1 показано на рис. III.7.

Предельное напряженное состояние в зонах оседания и выпирания возникает при минимальной величине σ_1 , равной временному сопротивлению породы на одноосное сжатие:

$$\sigma_1 = \sigma_{сж} = 2c \operatorname{ctg}(45^\circ - \varphi/2). \quad (\text{III.28})$$

По поверхности зоны оседания такая величина σ_1 создается упругим слоем горных пород вертикальной мощностью H_{90} .

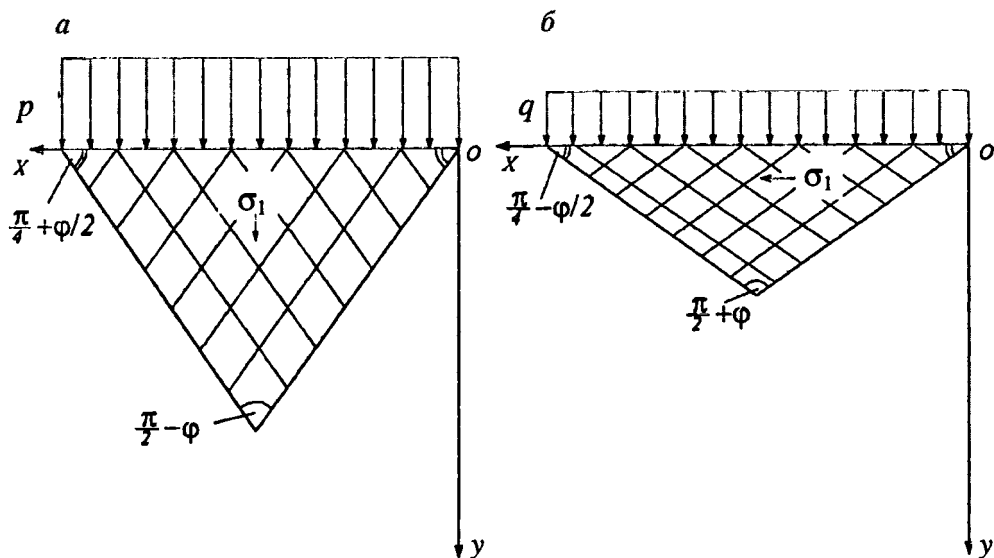


Рис. III.7. Сетка линий скольжения:
 а — в призме оседания; б — в призме выпирания

Если поверхность зон оседания и выпирания горизонтальна, а распределенные по ним нагрузки P и q вертикальны и постоянны, то линии скольжения в этих зонах прямолинейны, а приведенные напряжения в них определяются по формулам:

в зоне оседания

$$\sigma = \frac{P + c \operatorname{ctg} \varphi + \gamma y}{1 + \sin \varphi}; \quad (\text{III.29})$$

в зоне выпирания

$$\sigma = \frac{q + c \operatorname{ctg} \varphi + \gamma y}{1 - \sin \varphi}. \quad (\text{III.30})$$

Если $P = \sigma_0$ и $q = 0$, то по поверхности зон оседания и выпирания приведенные напряжения одинаковы.

Чтобы сыпучая среда в каждой точке некоторой области находилась в предельном напряженном состоянии, необходимо обеспечивать определенные условия распределения напряжений по поверхности этой области, называемые контурными (граничными).

В зависимости от контурных условий возможен ряд решений по определению границ области предельно напряженного состояния и характеристик σ и α дифференциальных уравнений

в узловых точках этой области. Для конкретных задач совместно применяется та или иная пара уравнений (III.26) с учетом граничных условий. Этим методом рассчитывают предельно напряженные состояния откосов: вогнутого профиля и нагруженных уступов (обобщенная задача У. Ренкина); выпуклого профиля (решение В.Т. Сапожникова); включающие поверхности ослабления в массиве.

У. Ренкиным рассмотрена задача, в которой производится построение сетки поверхности скольжения в плоском откосе связных пород, нагруженных равномерно распределенной нагрузкой, например H_{90} . Расчеты даются в безразмерных координатах. Началом поверхностей скольжения служат точки, выбранные на поверхности предельно напряженной среды; координаты последующих точек сетки скольжения во всей области получают по рекуррентным формулам (III.25), при этом глубина области $h_{пр}$ в случае, если $\alpha > \varphi$, определяется из выражения

$$h_{пр} = \frac{c}{\gamma} \frac{\cos \varphi}{\cos \alpha \sin(\alpha - \varphi)} \quad (\text{III.31})$$

и ограничивает поверхности скольжения первого семейства (рис. III.8).

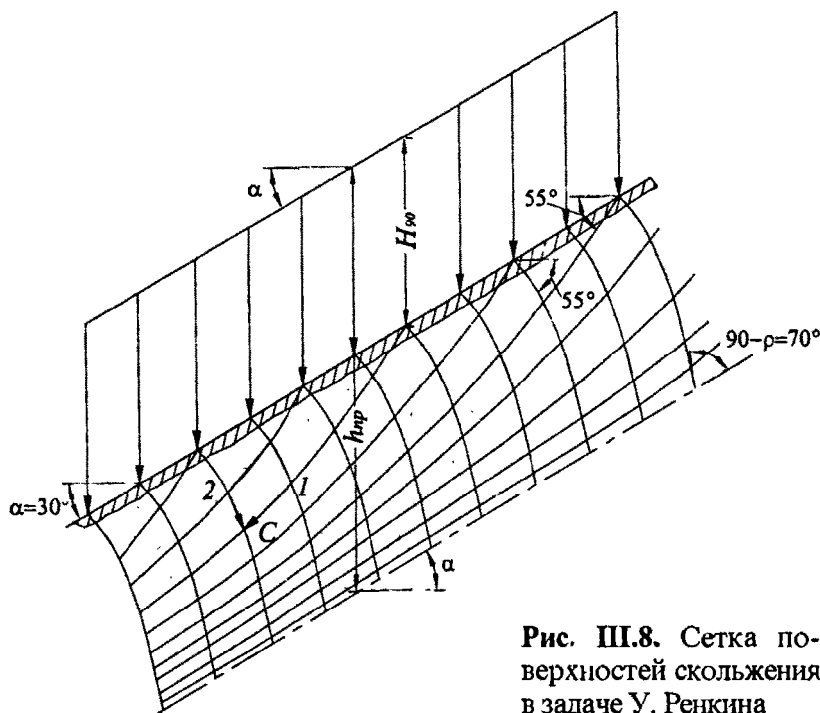
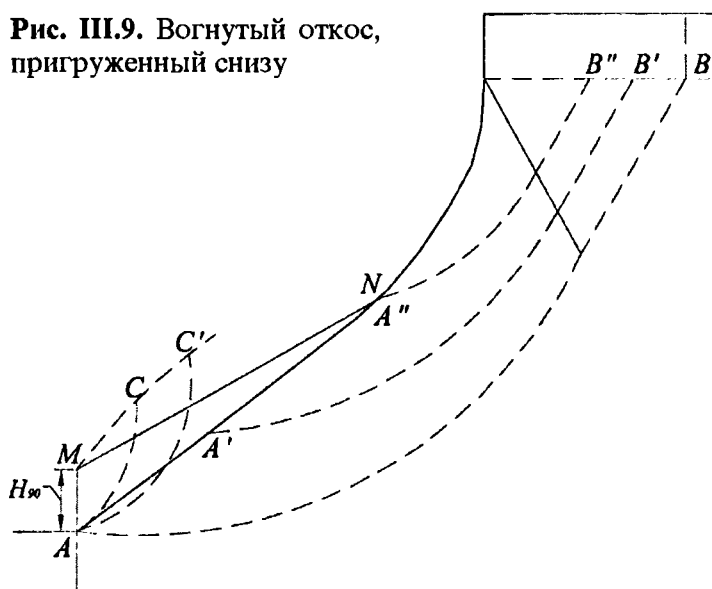


Рис. III.8. Сетка поверхностей скольжения в задаче У. Ренкина

Рис. III.9. Вогнутый откос, пригруженный снизу



Для изображенного на рис. III.9 откоса **вогнутого профиля** характерно возрастание устойчивости и уменьшение объема вскрыши при условии роста до определенной величины пригрузки в его нижней части, значительной высоте сооружения и близких значениях α и φ .

Происходит изменение напряженного состояния, поверхности АВ и А'В' перестают быть предельно напряженными, новому состоянию отвечают предельные поверхности скольжения АС и АС'. Мощность пригрузки не превышает величины, обусловленной устойчивостью этого слоя и его основания. Расчет сформированного **выпуклого профиля** выполняют по формулам (III.25). Граничные условия аналогичны условиям задачи У. Ренкина. Сетки поверхностей скольжения в откосе выпуклого профиля изображены на рис. III.10. Борта выпуклого профиля экономичнее плоских и вогнутых, что связано с резким уменьшением объема вскрышных пород.

Сопоставление этих форм показывает (рис. III.11), что выпуклый профиль борта отличаются больший объем призмы упора и уменьшенный призмы активного давления. Общий угол наклона борта значительной высоты при любом профиле изменяется незначительно. Ограничивает применение бортов выпуклого профиля присутствие в нижней части разреза мощного пласта пластичных глин и обводненных песков.

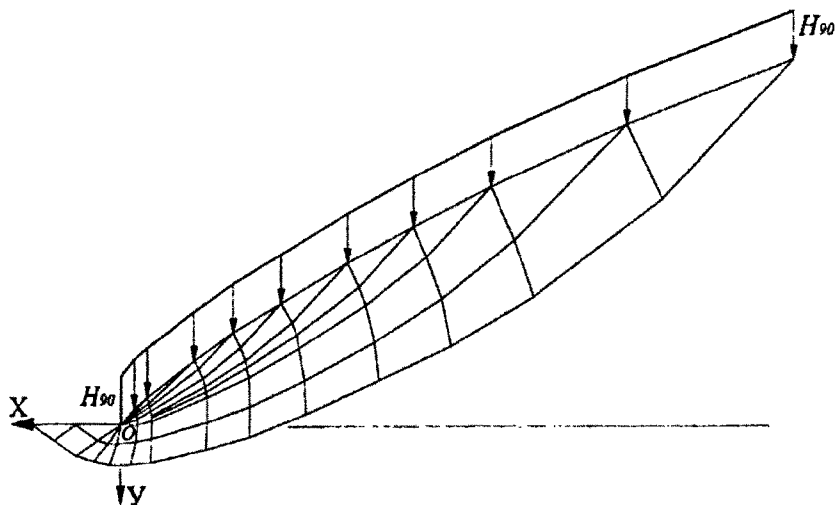


Рис. III.10. Схема линий скольжения в откосе выпуклого профиля

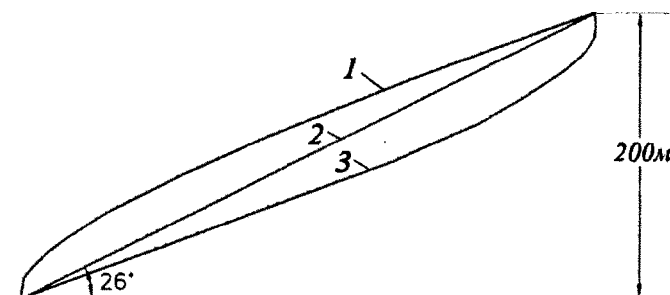


Рис. III.11. Сравнение контуров откосов выпуклого (1), плоского (2) и вогнутого (3) профилей

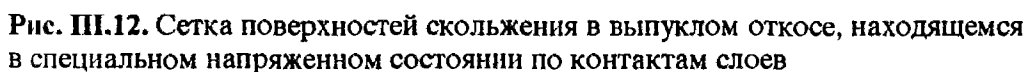
Расчет предельного напряженного состояния откоса при наличии в нем поверхностей ослабления предусматривает одновременное удовлетворение условий обыкновенного и специального предельного равновесий в точках на слабом контакте. Аналитические решения показывают, что при вогнутой форме откоса специальное предельное равновесие недостижимо. Расчет откосов с выпуклым профилем возможен при выполнении граничных условий, определяемых равенствами:

- по поверхности предельно нарушенной среды —

$$\varphi = \pi/2; \quad \sigma = \sigma_0 = \frac{\text{ctg} \varphi}{1 - \sin \varphi}; \quad (\text{III.32})$$

- по поверхности ослабления —

$$\Theta = \frac{\pi}{4} + \frac{1}{2}(\varphi - \varphi') - \frac{1}{2} \arcsin \left[\frac{\sin \varphi'}{\sin \varphi} \left(1 - \frac{H - H'}{\gamma} \right) \right], \quad (\text{III.33})$$



На рис. III.12 изображена сетка поверхностей скольжения для откоса, сложенного слоистыми породами, по контактам которых $\phi' < \phi$, $c' < c$. По слабому контакту напряженное состояние является максимальным. Минимальное напряженное состояние по площадкам, находящимся в специальном предельном равновесии, наблюдается при пересечении призмы активного давления крутопадающими поверхностями ослабления и пересечении призмы упора пологими поверхностями ослабления.

Основные недостатки методов предельного напряженного состояния — их непригодность для условий слоистых анизотропных сред и занижение углов отколов.

§ 3. ИНЖЕНЕРНЫЕ МЕТОДЫ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ

Методы расчета устойчивости откосов позволяют в количественной форме установить влияние различных процессов на состояние массива горных пород и оценить эффективность мероприятий по снижению их негативной роли.

Следует знать, что простые методы расчета легко поддаются контролю в ходе его выполнения в отличие от методов, включающих сложными вычислительными операциями. Именно поэтому разработке инженерных методов, получивших широкое распространение в практике открытой разработки, уделяют повышенное внимание.

К настоящему времени при оценке устойчивости карьерных откосов получили распространение расчетные методы и схемы Г.Л. Фисенко и последователей его научной школы (методы ВНИМИ).

В 70-х гг. XX в. М.Е. Певзнером предложена классификация методов расчета устойчивости откосов, охватывающая практически все разработки российских и зарубежных авторов.

Классификация составлена по схеме: класс методов — группа методов — основной метод (методы) группы — расчетные способы и схемы, использующие основной метод.

Основным классификационным принципом для выделения классов методов принято определение параметров устойчивого откоса. Соответственно выделено пять классов методов.

1. Класс *A* (основной метод В.В. Соколовского, расчетные способы и схемы И.С. Мухина и А.И. Срагович, А.М. Сенкова, Г.Л. Фисенко, В.Т. Сапожникова, В.Т. Пушкарева, Ю.Н. Малюшицкого, С.С. Голушкевича) — методы, предусматривающие построение контура откоса, являющегося внешней границей зоны, во всех точках которой удовлетворяется условие предельного равновесия.

В классе *A* выделены две группы методов: в первой — используется численное, а во второй — графическое интегриро-

вание дифференциальных уравнений предельного напряженного состояния.

2. Класс *Б* (Н.Н. Маслова, М.Н. Троицкой) — методы, предусматривающие построение контура откоса, вдоль которого удовлетворяется равенство угла наклона касательной углу сопротивления сдвигу.

К классу *Б* отнесены два метода, характеризующиеся разбивкой откоса на горизонтальные слои и определением устойчивого угла наклона каждого слоя с учетом массы вышележащих пород.

3. Класс *В* — методы, предусматривающие построение в массиве откоса поверхности скольжения, вдоль которой удовлетворяется условие предельного равновесия.

В классе *В* выделено пять групп методов: в первой группе расчет устойчивости откоса производится на основе плоской поверхности скольжения (Л.Н. Бернацкого, П.Н. Цымбаревича), во второй — круглоцилиндрической (В. Феллениуса, Д. Тейлора, Н. Янбу, М.Н. Гольдштейна, О. Фрелиха, А. Како, И.В. Федорова), в третьей — логарифмической спирали (Г. Крея — К. Терцаги, Р.Р. Чугаева, А. Бишоп, Г.М. Шахунянца, Е. Спенсера, Н. Моргенштерна — В. Прайса), в четвертой — поверхности скольжения сложной криволинейной формы (Л. Рендулика, Н.П. Пузыревского — П.И. Кожевникова, Ю.С. Козлова — В.П. Будкова, Г.Л. Фисенко, Л.В. Савкова, А.Г. Дорфмана, конечных элементов), в пятой — поверхности скольжения ломаной формы (А.П. Ясюнас, Н.Н. Маслова, Р.Р. Чугаева). Кроме того, во второй группе методов выделены две подгруппы: в первой учитывается условие равновесия откоса, а во второй — условие равновесия отдельных вертикальных отсеков.

4. Класс *Г* (методы ВНИМИ — Г.Л. Фисенко, Н.Н. Куваева, Э.Л. Галустьяна, ГИГХС — М.Е. Певзнера; Э.Г. Газиева, В.И. Речицкого, Э.А. Фрейберга — Гидропроекта, Л.В. Савкова — ВНИИЦветмета, П.Н. Панюкова — МГИ, И.И. Попова и Р.П. Окатова — КарПи) — методы, предусматривающие построение в массиве поверхности скольжения, вдоль которой удовлетворяется условие специального предельного равновесия.

Класс *Г* включает в себя методы, в которых определение сдвигающих и удерживающих сил производится с учетом прочностных характеристик, действующих по поверхности ослабления откоса. В этот класс входит также группа методов, учитывающих объемный характер процесса разрушения и форму призмы обрушения.

5. Класс *Д* — методы, предусматривающие вероятностную оценку устойчивости откосов на основе статистических оценок определяющих факторов.

Многообразие геологических и гидрогеологических особенностей разрабатываемых месторождений исключает существование какого-то универсального решения, пригодного для конкретных условий. Предложено проводить анализ методов расчета устойчивости откосов на основе двух групп критериев: общих и частных. Общие критерии определяют обоснованность метода в теоретическом отношении, частные — возможность его использования в конкретных условиях.

Для практических расчетов используются инженерные методы, основанные на установлении условий предельного равновесия по поверхностям скольжения, положение которых определяется путем последовательных приближений.

В этом случае должны соблюдаться три условия статики сыпуче-связной среды:

- равенство моментов сдвигающих и удерживающих сил относительно дуги скольжения;
- равенство проекций вертикальных составляющих удерживающих и сдвигающих сил;
- равенство проекций горизонтальных составляющих удерживающих и сдвигающих сил, т. е. $\sum M_c = \sum M_y$; $\sum P_x = 0$; $\sum P_y = 0$.

Названные условия в инженерных методах расчета частично не выполняются.

К числу инженерных относятся методы алгебраического суммирования сил по круглоцилиндрическим и монотонным криволинейным поверхностям и многоугольника сил. Используется также комбинации этих методов и методов предельного напряженного состояния.

Перечисленные инженерные методы усовершенствованы Г.Л. Фисенко, который разработал расчетные схемы применительно к различным геологическим условиям.

На предположении круглоцилиндрической поверхности скольжения основана группа методов (Феллениуса, Крея, Терцаги, Янбу). Круглоцилиндрическая или монотонная криволинейная поверхности скольжения обычно образуются в массивах, сложенных однородными породами, при горизонтальном залегании слоев с близкими по значению прочностными характеристиками, а также при обратном падении слоев в сторону массива. Принимается, что ограниченный поверхностью скольжения массив представляет собой «жесткий клин», а ожидаемое смещение массива рассматривается как вращение «жесткого клина» вокруг оси, параллельной откосу и служащей осью кругового цилиндра (рис. III.13). В плоской задаче круглоцилиндрическая поверхность скольжения превращается в дугу, а ось этой поверхности — в точку. Момент вращения сил M_c , стремящихся повернуть массив смещающихся пород вокруг точки O , определяется массой этого клина P и горизонтальным расстоянием A между центром тяжести клина (точкой приложения массы клина P) и центром вращения (точкой O), т. е.

$$M_c = P A. \quad (\text{III.34})$$

Для определения момента вращения призму возможного обрушения разбивают на ряд вертикальных блоков одинаковой ширины. При решении плоской задачи ширина призмы обрушения вдоль простирания откоса, т. е. по оси z , принимается равной 1 м. Тогда масса блока

$$P_i = S_i \gamma = h_i a_i \gamma, \quad (\text{III.35})$$

где $S_i = h_i a_i$ — площадь блока; h_i — высота i -го блока, м; a — ширина элементарного блока, м.

Горизонтальное расстояние от центра приложения массы элементарного блока до оси вращения (точки O) равно a_i . Момент вращения, создаваемый элементарным блоком:

$$M_{ci} = P_i A_i, \quad (\text{III.36})$$

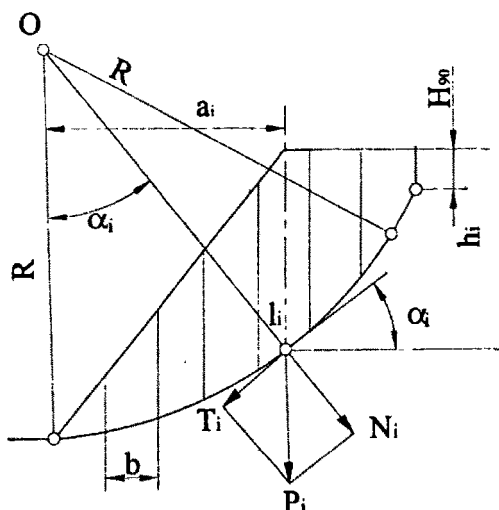


Рис. III.13. Расчет устойчивости откоса при круглоцилиндрической поверхности скольжения

в то же время

$$A_i = R \sin \alpha_i, \quad (\text{III.37})$$

следовательно,

$$M_c = \sum_{i=1}^n M_{ci} = \sum_{i=1}^n P_i R \sin \alpha_i. \quad (\text{III.38})$$

Так как величина $P_i \sin \alpha_i = T_i$ представляет собой касательную составляющую массы отдельного блока, действующую по поверхности скольжения в пределах данного блока, то

$$M_c = R \sum_{i=1}^n T_i, \quad (\text{III.39})$$

где n — число элементарных блоков.

Силами, удерживающими призму возможного обрушения от смещения, являются силы трения по поверхности скольжения и силы сцепления. В пределах элементарного блока удерживающие силы

$$F_{удi} = N_i \operatorname{tg} \varphi + c l_i. \quad (\text{III.40})$$

Поскольку нормальная составляющая $N_i = P_i \cos \alpha_i$, то удерживающие силы в пределах элементарного блока

$$F_{уд} = P_i \operatorname{tg} \varphi \cos \alpha_i + c l_i, \quad (\text{III.41})$$

а момент вращения сил, удерживающих массив от смещения,

$$M_y = R \operatorname{tg} \varphi \sum_{i=1}^n P_i \cos \alpha_i + R c \sum_{i=1}^n l_i, \quad (\text{III.42})$$

где R — радиус наиболее опасной поверхности скольжения, м.

В состоянии предельного равновесия по принятой поверхности скольжения выполняется равенство моментов удерживающих и сдвигающих сил:

$$M_c = M_y \quad (\text{III.43})$$

или

$$\eta = \frac{\operatorname{tg} \varphi \sum_1^n P_i \cos \alpha_i + c \sum_1^n l_i}{\sum_1^n P_i \sin \alpha_i} = 1. \quad (\text{III.44})$$

Таким образом, удовлетворяется равенство нулю моментов, условие же равенства нулю проекций сил на координатные оси не удовлетворяется, что является существенным недостатком метода. Если массив находится в допредельном равновесном состоянии, то, очевидно, что удерживающие силы будут превосходить сдвигающие и коэффициент запаса устойчивости $\eta > 1$. В этом случае не выполняются все три уравнения статики. Следует иметь в виду, что фактически поверхность скольжения имеет более сложное очертание за счет обязательно имеющегося разброса свойств пород в массиве. Обрушение обычно охватывает не всю длину откоса, а только наиболее ослабленную его часть. Поверхность обрушения в общем случае состоит из цилиндрического участка в активной части и криволинейных поверхностей по краям участка. Положительная черта данного метода — возможность производить простое алгебраическое сложение сдвигающих и удерживающих сил, возникающих в основании каждого элементарного блока породы. Метод круглоцилиндрической поверхности, когда в массиве откоса нет согласно падающих в сторону карьера поверхностей ослабления, дает достаточную точность расчета.

Положение поверхности скольжения в откосе определяется подбором. Так, для отыскания положения этой поверхности по способу Феллениуса необходимо выполнить от трех до пяти построений, причем часто построенные таким путем поверхности не являются наиболее слабыми.

Поверхность скольжения в однородном массиве плоского откоса проще и быстрее находится способом Г.Л. Фисенко,

разработанным на основе теории предельного равновесия сыпучей среды. В однородном массиве горных пород элементарные площадки скольжения возникают при напряжениях, не меньших величины $\sigma_0 = 2c \operatorname{ctg}(45^\circ - \varphi/2)$, и располагаются под углом $(45^\circ - \varphi/2)$ к направлению наибольшего главного напряжения, которое в массиве вертикально, а по мере приближения к откосу выполаживается в его сторону. На поверхности вогнутых и плоских откосов направление наибольшего главного напряжения совпадает с их поверхностью по направлению. Этим и объясняется изменение ориентации площадок скольжения по мере приближения их к поверхности откоса.

Упрощенный способ построения круглоцилиндрической поверхности скольжения показан на рис. III.14.

По формуле (III.5) определяется величина H_{90} , и от верхней бровки откоса A проводится вертикаль AA' . Из точки A' под углом $\Theta = 45^\circ + \frac{\varphi}{2}$ проводится прямая. Из нижней бровки откоса

под углом $\beta = \frac{\alpha + \varphi}{2}$ к горизонту проводится линия CE до пересечения с линией $A'E$ в точке E и проводится кривая $BB'E$ симметрично $AA'E$. В основании откоса строится угол $\epsilon = 45^\circ - \frac{\varphi}{2}$ и в точках C и E восставляются перпендикуляры к

отрезкам CF и $B'E$ и определяется точка O . Из точки O радиусом R проводится дуга CE . Таким образом, получается поверхность скольжения $BB'EC$.

К недостаткам метода круглоцилиндрической поверхности скольжения и алгебраического сложения сил по монотонной криволинейной поверхности можно отнести занижение величин нормальных напряжений в области призмы активного давления и завышение в области призмы упора вследствие неучета реакций между смежными блоками. Это приводит к тому, что коэффициент запаса, рассчитанный методом алгебраического сложения сил, заведомо меньше фактического, а степень этого несоответствия зависит от высоты откоса, его угла и углов внутреннего трения пород и может колебаться от 3 до 20 %.

При высоте откосов до 100 м и небольших значениях углов трения пород ($\varphi < 20^\circ$) этот метод дает достаточно надежные результаты.

Оценку устойчивости откосов по наиболее слабой поверхности в этом случае целесообразно производить методом касательных напряжений (метод Г.Л. Фисенко). Общее сопротивление сдвигу горных пород в каждой точке наиболее напряженной поверхности скольжения не разделяется на силы трения и сцепления. Величину общего сопротивления сдвигу определяют путем испытаний пород на срез при различных нормальных напряжениях и построения графика сопротивления сдвигу для каждого слоя породы.

Коэффициент запаса устойчивости откоса представляет собой отношение площадей эпюр удерживающих и сдвигающих касательных напряжений в рассматриваемом откосе:

$$\eta = \frac{\sum S_{\tau_{уд}}}{\sum S_{\tau_{сдв}}}, \quad (\text{III.45})$$

где $\sum S_{\text{туд}}$ — сумма площадей эпюр удерживающих касательных напряжений, взятых с графиков сопротивления сдвигу при соответствующих нормальных напряжениях; $\sum S_{\text{тсдв}}$ — сумма площадей эпюр сдвигающих напряжений, возникающих по наиболее слабой поверхности и являющихся касательными составляющими массы пород по этой поверхности.

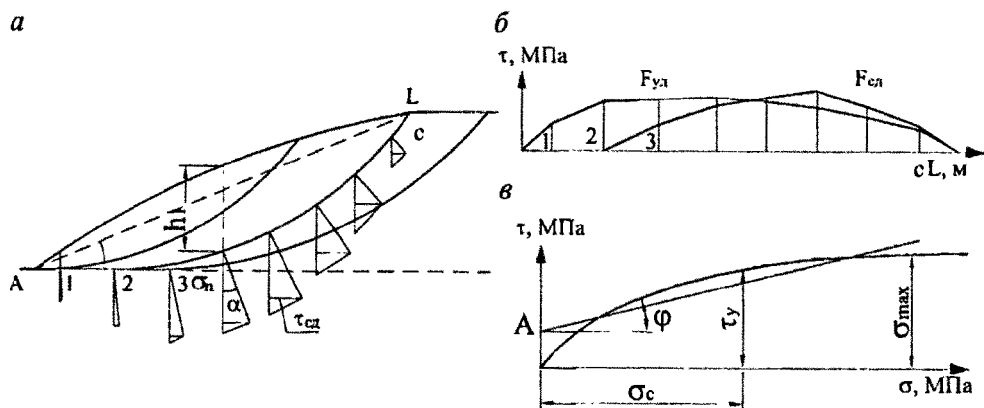


Рис. III.15. Схема устойчивости откоса методом «касательных напряжений»: *а* — расчетный профиль; *б* — эпюры удерживающих и сдвигающих напряжений, действующих в откосе; *в* — паспорт прочности пород

Последовательность выполнения расчета (рис. III.15, *а*) такова. В выбранном масштабе отстраивают развертку расчетной поверхности скольжения, на которой в соответствующих точках (середине элементарного участка поверхности скольжения) восстанавливают ординаты, равные действующим касательным напряжениям и сопротивлениям сдвигу.

Определяют сдвигающие касательные напряжения: $\tau_{сд} = \frac{1}{2} h_i \gamma \sin 2\alpha_i$, где h_i — высота породного отсека в расчетной точке поверхности скольжения; γ — плотность пород; α_i — угол наклона поверхности скольжения.

Сопротивление породы сдвигу (удерживающее касательное напряжение $\tau_{уд}$) определяется на графике сопротивления сдвигу по величине нормального напряжения $\sigma_n = h_i \gamma \cos^2 \alpha_i$. Концы ординат соединяются плавными кривыми и рассчитывают площади фигур, ограниченных этими кривыми и осью абсцисс.

Удобна также графическая интерпретация метода касательных напряжений (см. рис. III.15, *б*). В контуре откоса отстраивают одним из известных способов поверхность скольжения и разбивают призму возможного обрушения на элементарные блоки, количество которых назначают из условия аппроксимации кривой скольжения прямолинейными отрезками. В пределах каждого элементарного блока проводят нормаль к отрезку поверхности скольжения, откладывают вертикально направленный вектор γh , восстанавливают из его конца пер-

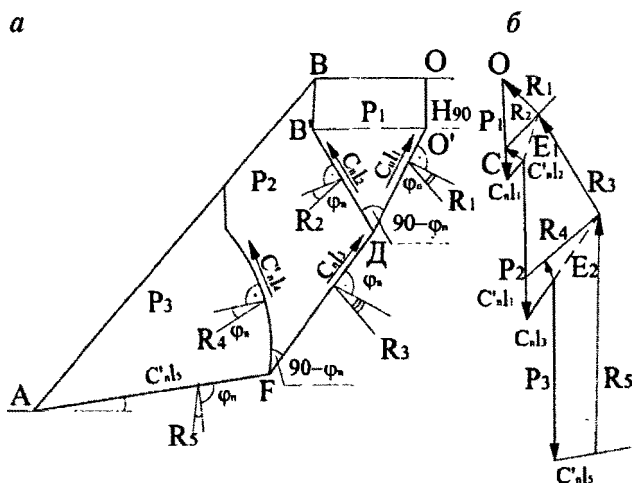
пендикуляр на направление нормали и из полученной точки опускают перпендикуляр на вектор γh . Стороны образованного треугольника составляют векторы τ_{cd} и σ_n . По величине вектора σ_n определяют с использованием графика $\tau = f(\sigma_n)$ величину удерживающего касательного напряжения $\tau_{уд}$. Последний этап включает в себя построение на развертке кривой скольжения эпюр касательных τ_{cd} и $\tau_{уд}$, расчет площадей соответствующих фигур и определение коэффициента запаса устойчивости.

Наиболее универсальным и в то же время математически обоснованным является метод многоугольника сил (метод векторного разложения сил), применяемый как в отечественной, так и в зарубежной практике.

В этом методе используются сосредоточенные силы, действующие по площадкам, разграничивающим смежные блоки массива, заключенного между линией скольжения и контуром откоса. В расчет принимаются (рис. III.16, а) следующие силы: P_i — масса блока; $C_{i,n}$ — силы сцепления, направленные параллельно соответствующим границам блока; R_i — реакции со стороны основания блока, E_i — реакции в стенках блока. При правильной ориентировке площадок, разграничивающих смежные блоки, и реакций между ними точность метода многоугольника сил не отличается от точности метода предельного напряженного состояния (см. рис. III.16, б). Для откоса, находящегося в устойчивом состоянии с заданным коэффициентом запаса, многоугольник сил, построенный по наиболее напряженной поверхности скольжения для всей призмы возможного обрушения, должен замыкаться.

Это означает, что его устойчивость обеспечивается с коэффициентом запаса, близким к введенному в прочностные характеристики пород.

Рис. III.16. Расчет устойчивости откоса методом многоугольника сил:
а — схема действия сил в откосе;
б — построение многоугольника сил



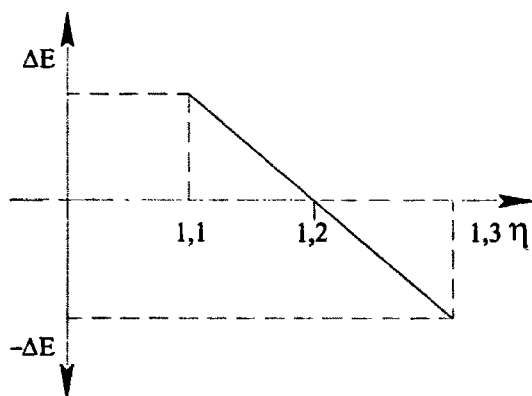


Рис. III.17. График зависимости $\Delta E = f(\eta)$

Если при расчете многоугольник сил не замыкается, т. е. существует невязка сил ΔE , то устойчивость откоса не соответствует принятому коэффициенту запаса.

Для определения коэффициента запаса устойчивости необходимо повторить расчет по наиболее напряженной поверхности скольжения при других значениях коэффициентов запаса, введенных в прочностные характеристики. Это позволит построить график зависимости невязок ΔE от коэффициентов запаса η (рис. III.17) и получить искомый коэффициент запаса. Метод многоугольника сил позволяет производить расчеты устойчивости откосов как в однородных, так и в слоистых трещиноватых породах при любой форме поверхности скольжения. Таким образом, возможности использования этого метода для целей расчета устойчивости откосов практически не ограничены.

При углах откосов положе 45° и большом числе блоков границы между ними можно принимать вертикальными, а направления реакций — совпадающими с наклоном площадок скольжения в основании последующего блока, т. е. под углом δ к основанию рассматриваемого блока, при этом

$$\delta_i = \alpha_i - \alpha_{i+1}.$$

В этом случае реакция между блоками может быть определена аналитически по формуле Г.М. Шахунянца:

$$E_i = \frac{\eta P_i \sin \alpha_i - P_i \cos \alpha_i \operatorname{tg} \varphi_i}{\cos \delta_i + \sin \delta_i \operatorname{tg} \varphi_i} + E_{i-1}, \quad (\text{III.46})$$

где P_i — масса пород в пределах блока; α_i — угол наклона основания блока; $\delta_i = \alpha_i - \alpha_{i+1}$ — угол наклона реакции к основанию i -го блока.

При уменьшении угла δ знаменатель формулы стремится к единице.

Решая это уравнение при знаменателе, равном единице, последовательно для всех блоков и приняв для последнего блока $E_n = 0$, получим следующее равенство:

$$E_n = \eta \sum_1^n P_i \sin \alpha_i - \sum_1^n P_i \cos \alpha_i \operatorname{tg} \varphi - \sum_1^n C_i l_i.$$

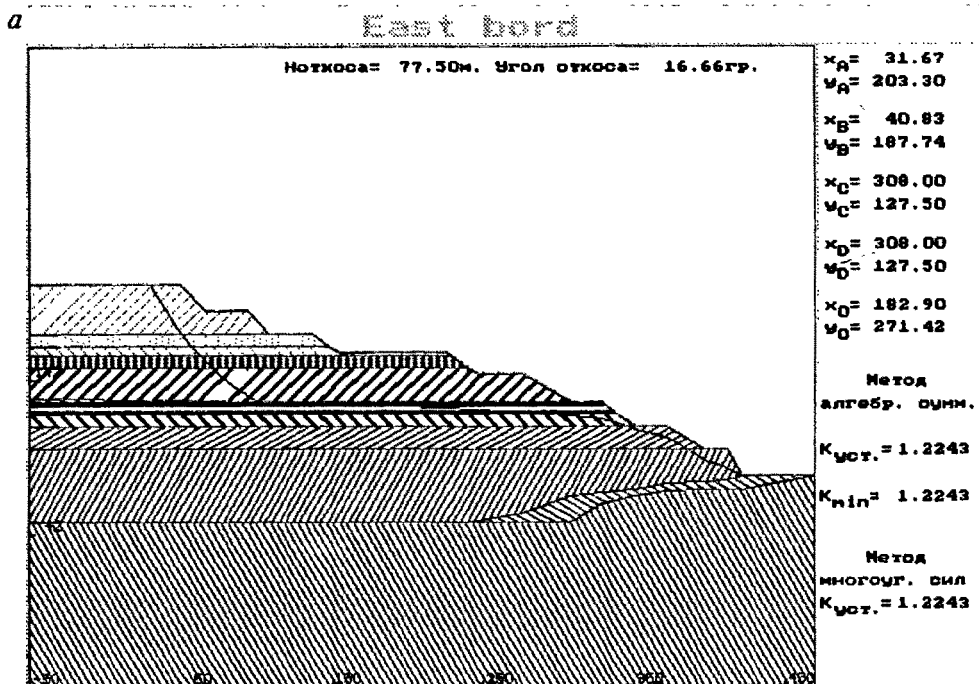
Из этого равенства вытекает формула III.44.

Поверочные расчеты устойчивости откосов методом многоугольника сил, а также методом алгебраического сложения сил по монотонной криволинейной поверхности показывают, что коэффициенты запаса при расчетах этими методами отличаются друг от друга незначительно — на 2—5 %.

На рис. III. 18 представлены результаты расчетов устойчивости Восточного борта карьера Михайловского ГОК, выполненные методами алгебраического сложения сил по криволинейной поверхности скольжения и многоугольника сил. На рис. III.18, а показан схематизированный геологический профиль борта и приведены значения коэффициента запаса для слабейшей поверхности скольжения. Как видно, при плавной поверхности (линии) скольжения использованные инженерные методы дают идеально совпадающие значения коэффициента запаса. Исходные данные к расчетам устойчивости представлены на рис. III.18, б.

С целью сопоставления результатов расчет коэффициентов запаса устойчивости различными методами по программе *ust* (МГГУ) были выбраны результаты, полученные с использованием известной программы *Slope/W* канадской фирмы «Geoslope» (студенческая версия программы для упрощенных моделей откосов). Для выбранной модели результат расчета тестового примера по программе *ust* представлен на рис. III.19.

По программе *Slope/W* выполнялись расчеты методами Бишопа, Янбу, Моргенштерна—Прайса. Сравнение показывает, что коэффициент запаса устойчивости по программе *ust* (МГГУ) равен 1,529 и близок к результатам расчетов методами Феллениуса (1,516) и Янбу (1,518), расхождение не превышает 1 %. По Бишопу и Моргенштерну—Прайсу, величина η составила соответственно 1,627 и 1,628.



б физико-механические характеристики пород бортового массива

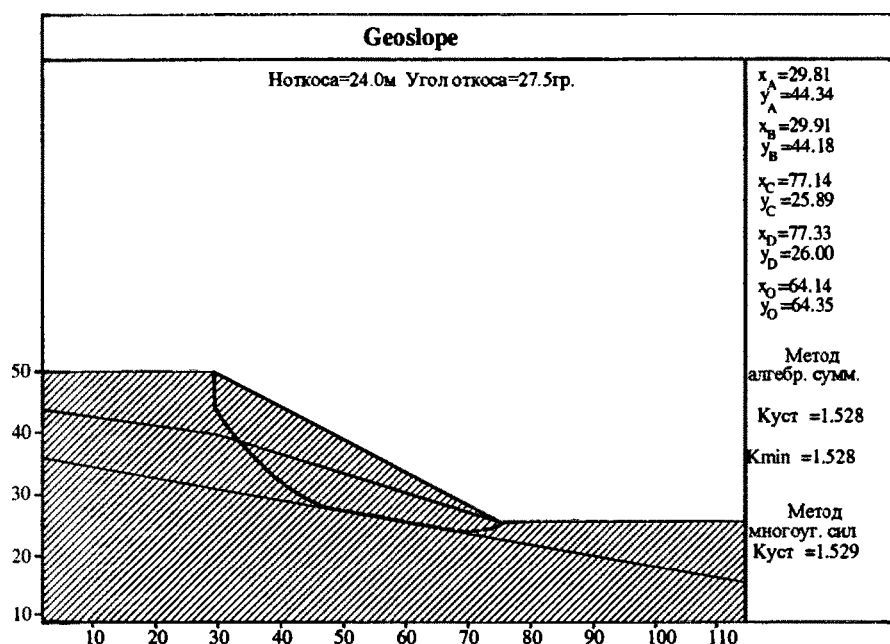
Обозн.	Наименование грунтов	Плотность, γ , т/м ³	Угол вн.тр., ϕ , град.	Сцепление, C , т/м ²
	Суглинок	2,0	29,0	1,0
	Глина	2,0	24,0	1,0
	Песок	1,9	35,0	0,01
	Глина	2,1	18,0	1,0
	Глина	2,1	12,0	1,0
	Песок	1,9	35,0	0,01
	Глина	2,0	22,0	1,5
	Песок	1,9	35,0	0,01

Рис. III.18. Пример расчета устойчивости Восточного борта карьера Михайловского ГОК:

a — расчетная схема бортового массива; *б* — исходные данные к расчетам

На рис. III.20 представлено положение кривой скольжения, полученной методом Ямбу.

При отсутствии в массиве горных пород поверхностей ослабления (горизонтальных или падающих в сторону выемки) поверхность скольжения принимается круглоцилиндрической; для определения предельной высоты откоса при заданных величинах физико-механических характеристик горных пород можно использовать график ВНИМИ, полученный по результатам большого количества решений (рис. III.21). По оси абсцисс



Свойства пород (плотность, т/м³; угол внутреннего трения, градусы; сцепление, т/м²



1,8 30,0 0,5

Рис. III.19. Расчет для контрольного примера программы «Slope/W» методами алгебраического суммирования и многоугольника сил

здесь отложены углы откоса, а по оси ординат — его высота.

Масштаб графика определяется из соотношения $\frac{H'}{H_{90}} = \frac{1}{M}$, где H'

берется с графика, а H_{90} вычисляют по известной формуле.

Порядок расчета следующий:

1) определяют величину H_{90} ;

2) на оси абсцисс берут заданный угол откоса и по соответствующей ординате проводят линию до кривой с заданным углом внутреннего трения; установив условную высоту откоса H' , умножают ее на величину H_{90} , получая таким образом определяемую высоту откоса;

3) если необходимо найти угол откоса при заданной его высоте, вычисляют условную высоту из соотношения $H' = \frac{H}{H_{90}}$ и при заданном угле внутреннего трения находят на оси абсцисс угол откоса.

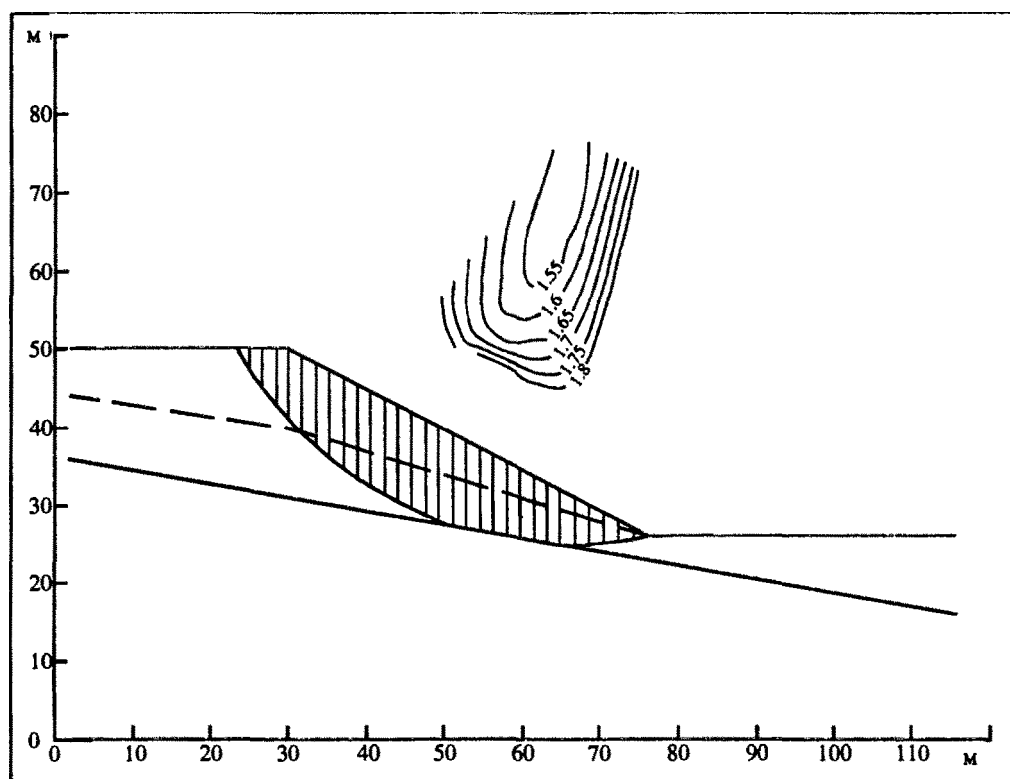


Рис. III.20. Построение изолиний коэффициента запаса устойчивости для круглоцилиндрической поверхности скольжения по программе «Slope/W»

График зависимости между условной высотой плоского откоса H' и шириной призмы обрушения $a' = a/H_{90}$ дан на рис. III.22. Для построения контуров неослабленных откосов бортов выпуклого профиля ВНИМИ предлагается использовать график на рис. III.23. В качестве расчетных характеристик сопротивления сдвигу пород бортового массива используются их средневзвешенные величины $\varphi_{\text{ср}}$, $C_{\text{ср}}$, $\gamma_{\text{ср}}$. При пользовании графиком для нескольких условных высот H' определяются условные заложения откоса $L' = L/H_{90}$, где L — действительное заложение. Для ряда значений $H = H_{90}H'$ и $L = H_{90}L'$ строится выпуклый профиль борта до заданной его высоты. Затем этот профиль корректируется следующим образом: нижняя часть борта высотой $H/3$ принимается плоской с максимальным технически возможным углом $\beta = \beta_{\text{пред}}$ для борта высотой $H/3$; средняя часть высотой $H/3$ заоткашивается под

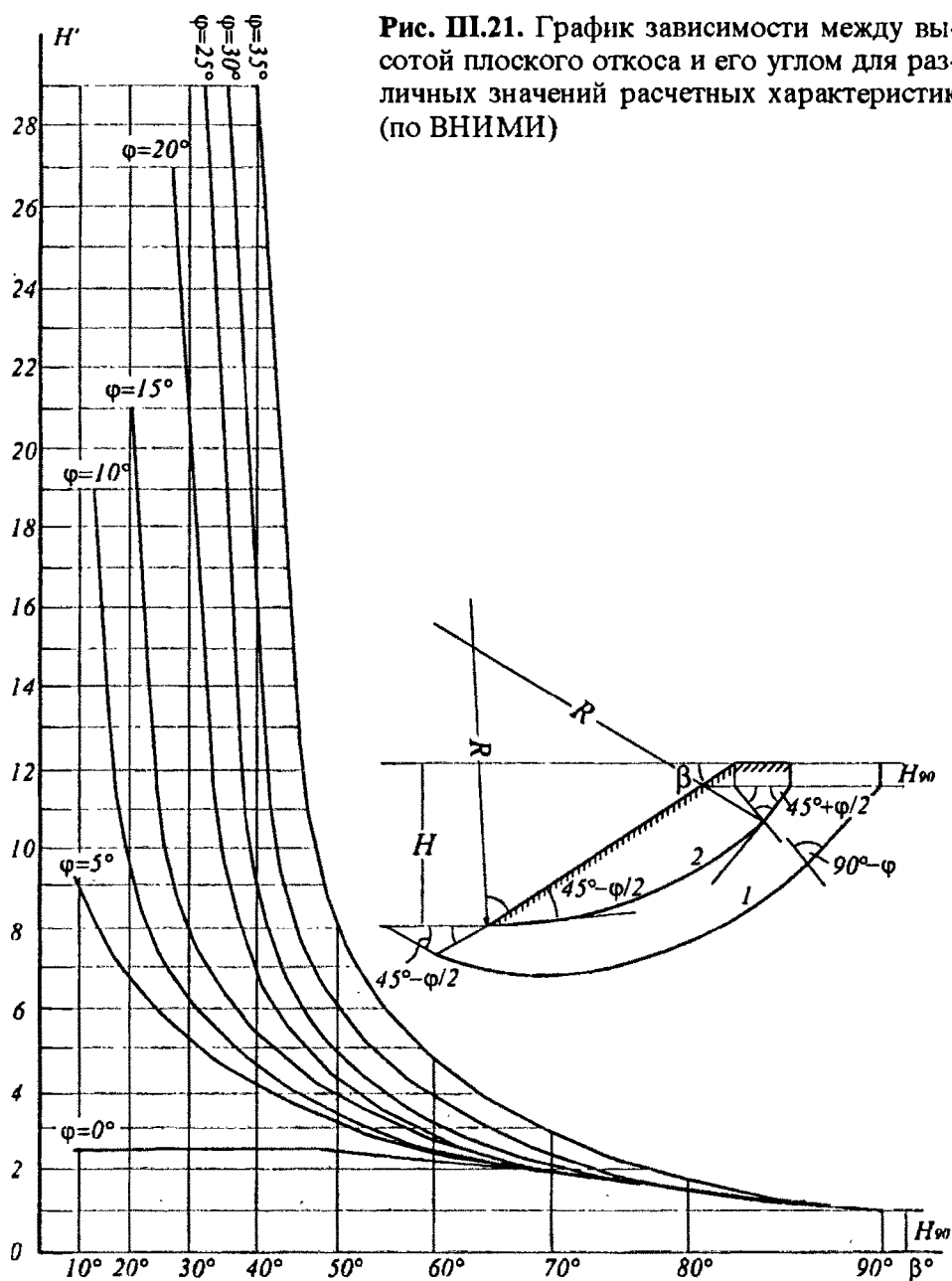


Рис. III.21. График зависимости между высотой плоского откоса и его углом для различных значений расчетных характеристик (по ВНИМИ)

углом, равным общему углу наклона борта; верхняя часть высотой $H/3$ заоткашивается по линии, соединяющей точку излома борта в средней части и верхнюю бровку откоса. Для полученного контура борта карьера выполняются поверочные расчеты устойчивости по ряду построенных поверхностей скольжения.

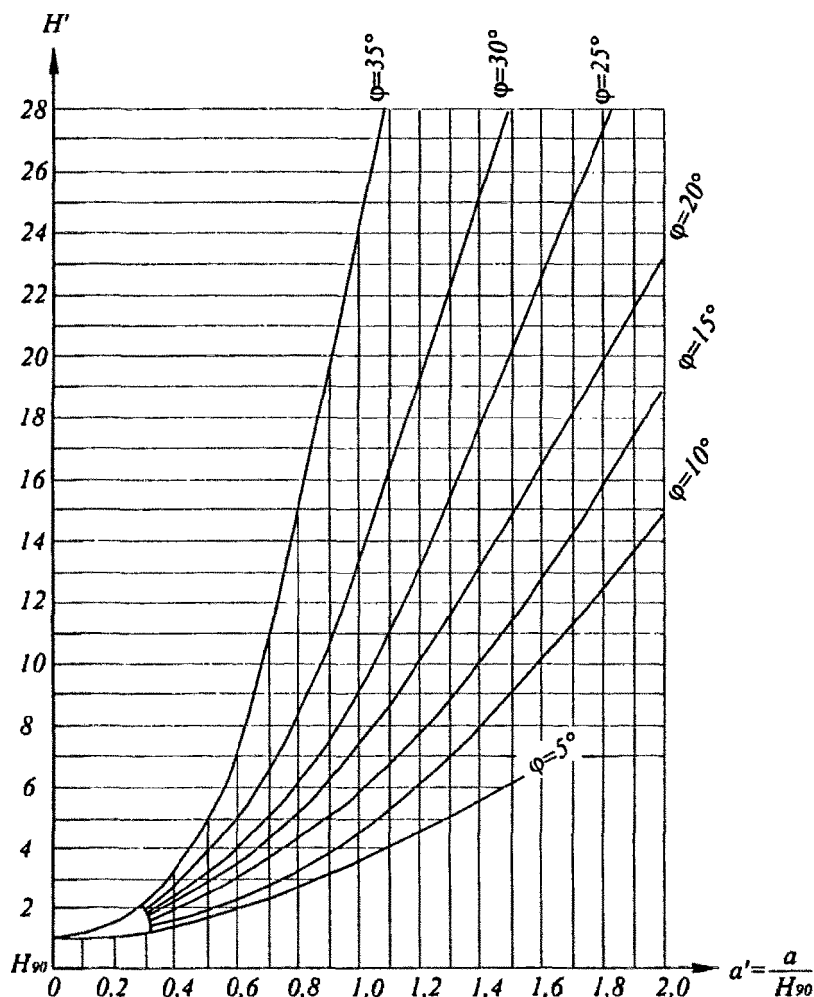


Рис. III.22. График к определению ширины призмы обрушения (по ВНИМИ)

Для решения задачи устойчивости откосов при сложной конфигурации фиксированной поверхности ослабления проф. П.Н. Панюковым предложен **пространственно-геометрический метод**. По сравнению с инженерными, этот метод обладает рядом преимуществ: учитывается структурная неоднородность массива; расчет устойчивости производится по поверхностям ослабления или расчленения любой сложности, реализующимся в поверхности скольжения; учитываются силы взаимодействия по вертикальным граням смежных объемных элементов; устойчивость откоса оценивается по величине оползневого давления в его нижней части, т. е. в зоне концентрации сдвигающих напряжений; представляется возможность выявить изменение

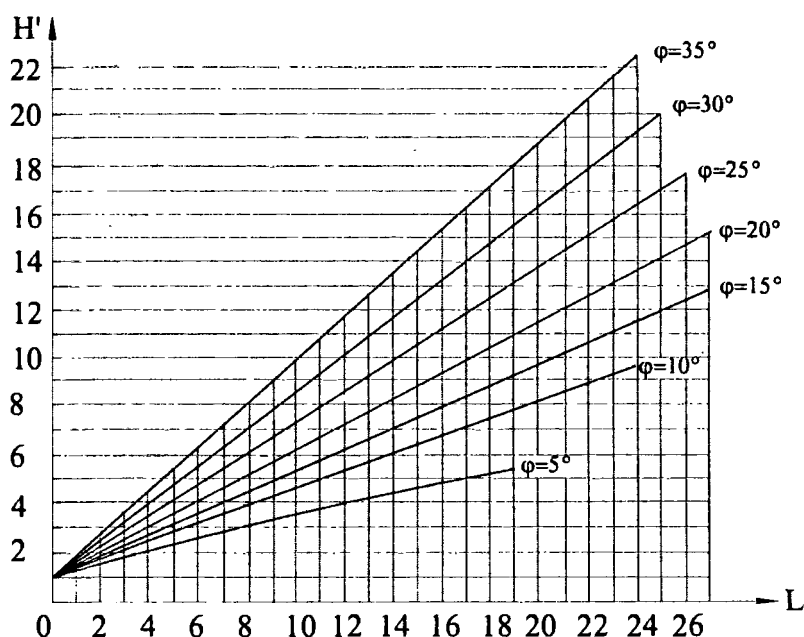


Рис. III.23. График определения параметров борта выпуклого профиля (по ВНИИМ)

состояния бортового массива в процессе ведения горных работ; решается объемная задача устойчивости откосов глубоких карьеров при фиксированных поверхностях скольжения.

Расчет выполняют в такой последовательности.

1. Составляют план изомощностей пород оползневого участка.
2. Оползневой участок разбивают на элементарные блоки, вытянутые по нормали к простиранию откоса или параллельно направлению фронта работ.

3. По характерным точкам рельефа дневной поверхности участка и поверхности скольжения в блоках выделяют элементарные отсеки, для которых вычисляют удерживающие и сдвигающие силы.

4. Учитываются величина оползневого давления E (давление со стороны смежных блоков и отсеков), а также силы трения и сцепления между смежными блоками.

5. Условие равновесия элементарных блоков рассматривается по отсекам сверху вниз, для чего берется сумма проекций сил на направление возможного смещения в пределах каждого откоса.

Пространственно-геометрический метод целесообразно использовать при обратных оползневых расчетах для определения реологических характеристик горных пород.

В сочетании со способом многоугольника сил данный метод позволяет уточнить область применения плоской задачи устойчивости откосов при выполнении обратных расчетов.

Предложенная исследователями МГГУ модификация этого метода использовалась с целью составления прогнозных оценок устойчивости откосов и обработки материалов съемок оползней применительно к условиям Предкарпатского сероносского бассейна и Михайловского карьера КМА.

В заключение следует отметить, что любой из рассмотренных методов базируется на каких-то условиях и допущениях. Поэтому при исследовании устойчивости откосов задача заключается в том, чтобы, зная пределы применения расчетных схем и их обоснованность, полнее учитывать инженерно-геологические условия месторождения и технологию горных работ.

ГЛАВА IV

РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ В РАЗЛИЧНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

§ 1. ТИПОВЫЕ СХЕМЫ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ

Выбор схемы расчета устойчивости откосов зависит от формы поверхности скольжения, метода сложения поверхностных и объемных сил, криволинейности уступов, бортов и отвалов в разрезе и плане. Расчетная поверхность скольжения в откосе должна быть слабейшей, ее расположение в массиве и форма зависят от геологического строения и профиля откоса.

В табл. IV.1 представлены схемы ВНИМИ для расчетов протяженных прямолинейных участков откосов, формируемых в различных геологических условиях.

Схема I. Предназначена для определения максимально допустимой высоты H_v вертикального откоса и ширины призмы обрушения a при благоприятном залегании поверхностей ослабления: падают в сторону массива, горизонтальны, вертикальны или падают в сторону выемки под углом, меньшим угла внутреннего трения ϕ' по контактам слоев.

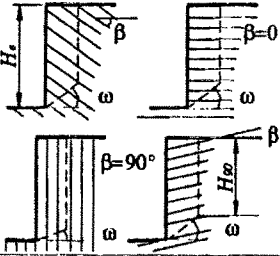
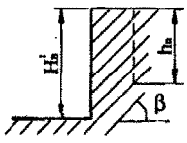
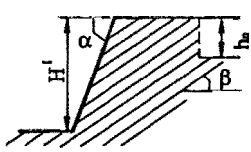
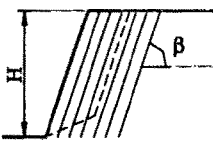
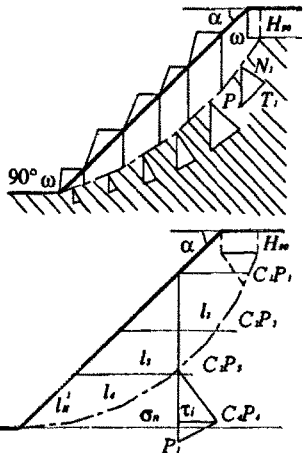
В горной практике вертикальные откосы встречаются редко, и величина предельной высоты вертикального откоса обычно служит дополнительным параметром в схемах расчета, а также используется при моделировании. Экспериментальными исследованиями установлено, что вследствие превышения силами сопротивления сдвигу сил отрыва, в верхней части вертикального обнажения возникает поверхность отрыва, глубина которой зависит от величин минимального напряжения σ_0 и плотности горной породы γ , т. е.

$$H_{отр} = H_{90}. \quad (IV.1)$$

Рассматривая условие предельного равновесия элементарного блока $ABMN$ (рис. IV.1, а), выделим действующие силы: P — сила веса блока; E — сопротивление отрыву по линии MN ; cl — сила сцепления по поверхности скольжения AN ; R — реакция со стороны наклонного основания блока, равная равнодействующей силы трения и нормальной составляющей веса блока (рис. IV.1, б)

Таблица IV.1

Схемы расчета карьерных откосов в различных геологических условиях (по Г.Л. Фисенко)

Номер схемы	Расчетные схемы в различных условиях залегания пород	Условия применения типовой схемы	Расчетные формулы
1	2	3	4
I		При определении высоты вертикального откоса и трешины отрыва при благоприятном залегании поверхностей ослабления $\beta < \varphi'$	$H_v = \frac{2c_n}{\gamma} \operatorname{tg} \omega_n \left(1 + \sqrt{\frac{\sigma_n}{c_n} \operatorname{tg} \omega_n} \right)$ $H_\omega = \frac{2c_n}{\gamma} \operatorname{tg} \omega_n$
II		При определении высоты уступов и бортов при неблагоприятном залегании поверхностей ослабления $\beta > \varphi'$	$H_v^1 = h_n^1 + \sqrt{\frac{2\sigma_n h_n^1}{\gamma} \operatorname{tg} \omega \beta \operatorname{ctg}(\beta - \varphi)}$ при $H_v < H_n$ $h_n^1 = \frac{c_n \cos \varphi_n}{\gamma \cos \beta \sin(\beta - \varphi)}$ $h_n^1 < H_{90}$
III		При определении высоты уступов и бортов при неблагоприятном залегании поверхностей ослабления $\beta > \varphi'$	$H_v = h_n^1 / (1 - \sqrt{\operatorname{ctg} \alpha \operatorname{tg} \beta})$ $\operatorname{ctg} \alpha = \operatorname{ctg} \beta (1 - n / H_v)^2$
IV		При определении высоты уступов и бортов при неблагоприятном залегании поверхностей ослабления $\beta > \varphi'$	$H = H_\omega / (1 - \operatorname{ctg} \alpha \operatorname{tg} \Psi_n^1)$ $\operatorname{ctg} \alpha = \operatorname{ctg} \Psi_n^1 (1 - H_\omega / H)$
V		V.1. Плоский борт при от- сутствии неблагоприятно ориентированных поверх- ностей ослабления V.2. Горизонтальное зале- гание слоев при отсут- ствии ослабленных кон- тактов $C_n = \frac{\sum c_{ni} l_i}{\sum l_i}$ $\operatorname{tg} \varphi_n = \frac{\sum l_i \sigma_{ni} \operatorname{tg} \varphi_{ni}}{\sum l_i \sigma_{ni}}$	Алгебраическое сложение сил по круглоцилиндричес- кой поверхности скольжения Условие устойчивости $c_n L + \operatorname{tg} \varphi_n \sum N_i / \sum T_i = 1$ Углы откосов определяются по графику

1	2	3	4
IX		Борт висячего бока при горизонтальном или пологом согласном залегании слоев при условии $\alpha < \varphi^1 N_1$ IX.1. $\beta < 10^\circ$ IX.2. $\beta > 10^\circ$	IX.1. Алгебраическое сложение сил на участке призмы активного давления $E = \sum T - \operatorname{tg} \varphi_n \sum N - c_n L_2$ $L_1 = \frac{E \sin \theta (\operatorname{tg} \theta - \operatorname{tg} \varphi^1)}{c^1 + 0,5 h \gamma \cos^2 \beta (\operatorname{tg} \varphi^1 - \operatorname{tg} \beta)}$ IX.2. Метод многоугольника сил
X		Борт лежачего бока при условии $\varphi < \alpha < \beta < 80^\circ$	Алгебраическое сложение сил на участке призмы упора $E = \operatorname{tg} \varphi_n \sum N_1 + c_n L = \sum T_1$ $P_2 = \frac{E \sin \theta (\operatorname{ctg} \theta + \operatorname{tg} \varphi^1 + c^1 L_2)}{\cos \beta (\operatorname{tg} \beta - \operatorname{tg} \varphi^1)}$
XI		При мульдобразном залегании слоев пород $\alpha > \varphi^1$	Условие устойчивости $\sum T_1 < c_n L + \operatorname{tg} \varphi_n \sum N_1$ сохраняется по всем поверхностям: $ADB, A'B', ADC$
XII		В породах весьма крепких слаботрещиватых или при небольшой высоте бортов и средней прочности пород: $\delta = \beta$ при $\beta > 30^\circ$ при $\beta < 20^\circ$ $\delta = 65^\circ$	$\alpha = \arctg \frac{\sum h_i}{\sum a_i + \sum h_i \operatorname{ctg} \delta}$ $\alpha = \beta$ при $20^\circ < \beta < 30^\circ$
Примечание. H, α – высота и угол наклона борта; h, δ – высота и угол откоса уступа; H_∞ – вертикальная трещина отрыва; β – угол падения слоев и поверхности ослабления; $\omega = 45^\circ + 1/2$ – угол наклона поверхности скольжения в верхней части; φ^1 – угол наклона поверхности скольжения в лобной точке; c_n, φ_n – расчетные величины сцепления и угла внутреннего трения пород; c^1, φ^1 – то же, по поверхности ослабления; γ – плотность пород; L – площадь поверхности скольжения; D_1 – гидростатическое давление; P – масса элементарных блоков.			

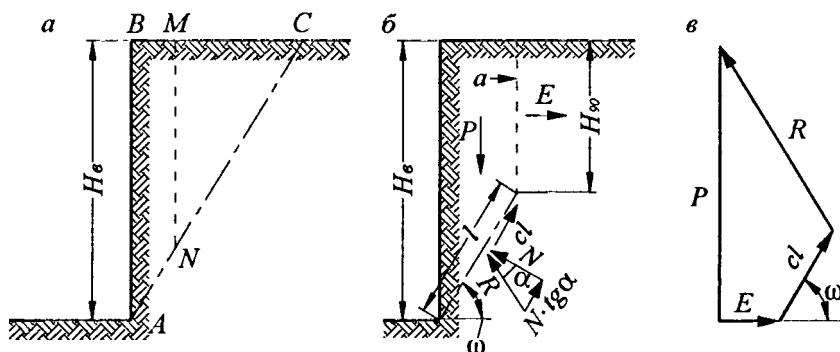


Рис. IV.1. Схемы к расчету предельной высоты вертикального обнажения горных пород

$$P = \frac{1}{2} (H_b + H_{90}) \gamma l \cos \omega; E = H_{90} \sigma_p, \quad (IV.2)$$

где σ_p — расчетная величина сопротивления отрыву горных пород.

На рис. IV.1, в изображен многоугольник сил, который замыкается при выполнении условий предельного равновесия. Решение уравнений суммы вертикальных и горизонтальных проекций сил, действующих в откосе, дает формулу расчета величины предельной высоты вертикального откоса

$$H_b = H_{90} \left(1 + \sqrt{\frac{\sigma_p}{c} \operatorname{tg} \omega} \right). \quad (IV.3)$$

В реальных условиях из-за незначительности сил отрыва ими пренебрегают и соответственно $H_b = H_{90}$.

В неоднородно-слоистом массиве высоту вертикального откоса H_b рассчитывают с учетом параметров наиболее слабого породного пласта, залегающего на этой высоте.

Схема II. Применяется при установлении высоты вертикального откоса с неблагоприятным залеганием поверхностей ослабления в массиве: падением в сторону выемки при $\beta > \phi'$, сопротивление сдвигу по которым больше расчетной величины удельного сопротивления отрыву горных пород.

На рис. IV.2 изображен массив с поверхностями ослабления по контактам слоев и системам трещин с ориентацией, близкой к вертикальной. Напряжения, возрастающие с глубиной, приводят к появлению площадок скольжения в нижней

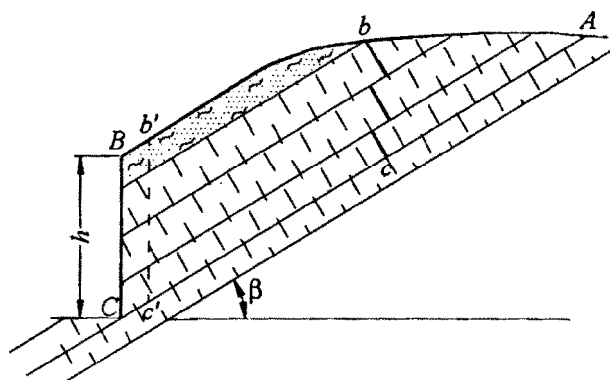


Рис. IV.2. Схема к расчету предельной высоты подрезки слоев

части наиболее слабого контакта и перемещению ее относительно верхней части, в которой площадки скольжения обычно не образуются.

Так как по наклонно залегающему контакту CA действуют силы трения, обрушение откоса происходит в виде вертикальных лент и обусловлено трещиноватостью массива. Следовательно, высота, при которой в основании откоса появляются площадки скольжения, соответствует предельной высоте h_1 откосного сооружения, например, высоте уступа. Расчетную формулу для определения h_1 получим из условия предельного равновесия по плоскости скольжения. Этому состоянию соответствует равенство действующих по этой площадке сдвигающих и удерживающих сил, т. е.

$$h\gamma \cos \beta \sin \beta = h\gamma \cos^2 \beta \operatorname{tg} \varphi' + c', \quad (\text{IV.4})$$

где $h\gamma \cos \beta = P$ — масса столба породы, приходящаяся на единицу площади в плоскости AC ,
или после преобразования

$$h_1 = \frac{c'}{\gamma \cos \beta \sin(\beta - \varphi')}. \quad (\text{IV.5})$$

Минимальной высоте вертикального откоса отвечает угол падения слоев $\beta = 45 + \varphi'/2$. В случае уменьшения или увеличения этого угла величина h_1 возрастает, превышая значения H_{90} . Поэтому предельную высоту вертикального обнажения пород следует определять из соотношения $H_b = H_{90}$.

Схема III. Применяется для определения высоты уступов или участков бортов с падением поверхностей ослабления β в сторону выемки под углами, большими, чем угол внутреннего трения φ , и заоткоске уступов или участков бортов под углами α , большими, чем углы падения поверхностей ослабления ($\alpha > \beta$).

При пологом залегании поверхностей ослабления, когда расчетная величина $h' > H_{90}$, высота откоса определяется по схеме IX. Кроме того, вычисленное значение высоты откоса по схеме II не должно превышать установленное по схеме III.

Определим устойчивость уступа, сложенного пластами пород, падающими в сторону выемки (рис. IV.3). Для этого случая характерно отсутствие площадок скольжения, которые возникают в основании уступа при высоте подрезки пластов h_1 (формула IV.5). Поэтому призма СОК препятствует оползанию участка ОКНМ. Предельное равновесие призмы наступает, когда площадь ее сечения равновелика площади параллелограмма СДМН, т. е. площади прямоугольников СДО и ОВМ равны. Тогда предельную высоту подрезки пластов можно увеличить на величину h_1/a , где $a = \sqrt{\text{tg}\alpha - \text{tg}\beta}$, и высота уступа H составит

$$H = \frac{c' \cos \varphi'}{\gamma \cos \beta \sin(\beta - \varphi') (1 - \sqrt{\text{ctg}\alpha - \text{tg}\beta})}. \quad (\text{IV.6})$$

Формулы (IV.5) и (IV.6) имеют аналогичные ограничения применимости. В случае крутого падения пластов для решения целесообразно использовать график плоского откоса; при пологом залегании (т. е. $h_1 > H_{90}$) расчет выполняют по схеме IX.

Для определения угла откоса α при известной его высоте можно использовать выражение

$$\text{ctg}\alpha = \text{ctg}\beta \left(1 - \frac{h_1}{H} \right)^2. \quad (\text{IV.7})$$

Схема IV. Применяется для расчета высоты и угла откоса α , когда углы β падающих поверхностей ослабления и пластов превышают угол внутреннего трения по контактам φ' и не подрезаются горными работами, а откосы оформляются по этим контактам ($\alpha = \beta$).

Предельному равновесию отвечает определенное соотношение вертикальной высоты откоса и механических характеристик пород по контактам пластов и под углом к наслению (рис. IV.4). Призма ABCD находится в равновесии под действием сил трения и сцепления по поверхности AD. По направлению

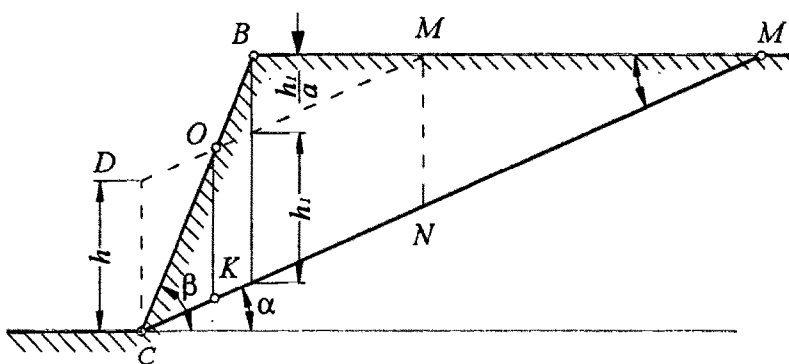


Рис. IV.3. Схема к расчету предельной высоты заоткошенного уступа, сложенного слоями пород, падающими в сторону выемки

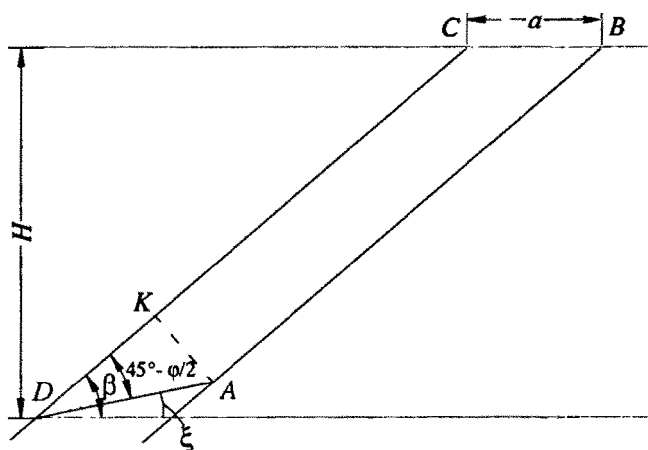


Рис. IV.4. Схема к расчету предельной высоты откоса слоистых пород, заоткошенного по наслению

падения слоев призма давит на основание с силой Q , равной разности касательной составляющей и силы трения по плоскости AB, т. е.:

$$Q = aH\gamma(\sin \alpha - \cos \alpha \operatorname{tg} \psi'), \quad (\text{IV.8})$$

где $P = aH\gamma$ — масса призмы; $\operatorname{tg} \psi' = \operatorname{tg} \phi' + c'/\sigma_{\text{ср}}$ — угол сдвига ($\sigma_{\text{ср}}$ — средняя интенсивность нормального напряжения по слабейшему контакту).

Условие предельного равновесия записывается в виде:

$$aH\gamma(\sin \alpha - \cos \alpha \operatorname{tg} \psi') = a \sin \alpha 2c \operatorname{ctg}(45 - \phi/2), \quad (\text{IV.9})$$

где $a \sin \alpha$ — площадь нормального сечения призмы.

Решение (IV.9) относительно H дает

$$H = \frac{2c}{\gamma} \operatorname{ctg}(45 - \phi/2) \left(\frac{1}{1 - \operatorname{ctg} \alpha \operatorname{tg} \psi'} \right), \quad (\text{IV.10})$$

или

$$H = H_{90} \left(\frac{1}{1 - \operatorname{ctg} \alpha \operatorname{tg} \psi'} \right). \quad (\text{IV.11})$$

Если высота откоса известна и необходимо определить угол падения слоев, при котором возможна заоткоска по на- слоению, то формулу (IV.11) представляют в виде

$$\operatorname{ctg} \alpha = \operatorname{ctg} \psi' \left(1 - \frac{H_{90}}{H} \right). \quad (\text{IV.12})$$

Схема V. Применяется для определения угла откоса при известной высоте или высоты при известном угле, когда в приборном массиве или отвале отсутствуют поверхности ослабления, с которыми частично или полностью может совпадать поверхность скольжения в предельном напряженном состоянии борта карьера или отвала. Порядок выполнения расчета по этой схеме рассмотрен в гл. III.

Схема VI. Применяется для расчета параметров откосов выпуклого профиля при отсутствии поверхностей ослабления в приборном массиве горных пород и наличии прочного основания отвалов рыхлых пород. Как это было показано в гл. III, расчет можно выполнить методом предельного напряженного состояния.

При наличии слоистой среды подобный расчет либо невозможен, либо сложен. Поэтому целесообразно выполнять его следующим образом (рис. IV.5).

Отстраивают ориентировочные криволинейные поверхности скольжения в откосе, по ним рассчитывают значения средневзвешенных характеристик сопротивления сдвигу пород с использованием следующих формул:

$$c_{\text{ср}} = \frac{c_{M1}l_1 + c_{M2}l_2 + \dots + c_{Mn}l_n}{L}; \quad (\text{IV.13})$$

$$\varphi_p = \frac{\varphi_1\sigma_1l_1 + \varphi_2\sigma_2l_2 + \dots + \varphi_n\sigma_nl_n}{\sum_1^n \sigma_i l_i}.$$

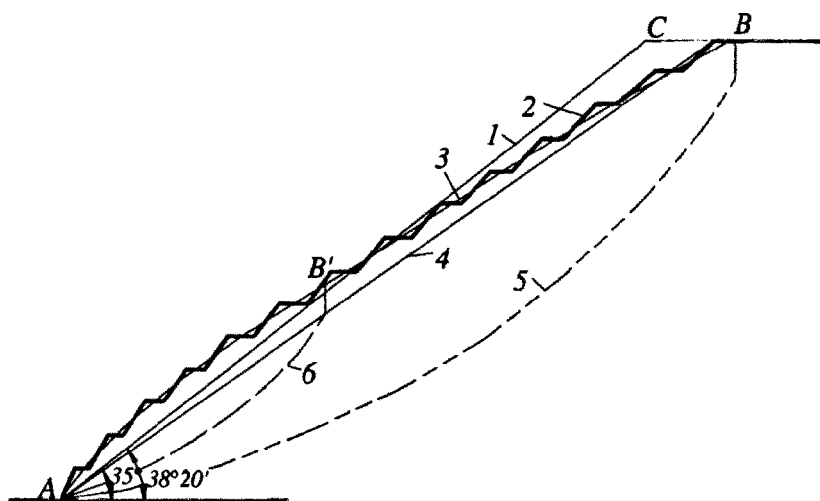


Рис. IV.5. Схема к расчету борта выпуклого профиля:

1 — линия, характеризующая средний наклон борта выпуклого профиля; 2 — профиль борта; 3 — сглаженный (расчетный) профиль выпуклого борта; 4 — линия, характеризующая общий угол наклона борта; 5 — наиболее слабая расчетная поверхность; 6 — наиболее слабая расчетная поверхность нижней части борта

После этого по графику плоского откоса определяют общий угол наклона борта. Затем, в нижней части откоса, равной примерно $1/3$ его высоты, увеличивают угол до значения, максимально допустимого для данного типа пород в откосе, и проводят плавную кривую между точками B и B' . Величину этого угла можно установить по графику плоского откоса. Проверочные расчеты устойчивости выполняют по ряду поверхностей скольжения, из них обязательными являются поверхности, контролирующие устойчивость нижней части откоса и отсутствие выпирания основания откоса при общем угле наклона откоса менее $22^\circ + \varphi_{\eta}/2$.

Если коэффициент запаса устойчивости по данной поверхности получился меньше (больше) заданного, то откос в этой точке необходимо соответственно понизить (повысить). Проверочный расчет производят методом алгебраического сложения сил по расчетной поверхности скольжения; по поверхности, контролирующей устойчивость на выпирание основания в нижней части, используют метод многоугольника сил. На рис. III.23 представлен график для ориентировочного построения борта выпуклого профиля в однородных изотропных породах. При наличии слоистой среды определяют средневзвешенные

характеристики $c_{\text{ср}}$ и $\varphi_{\text{ср}}$ по ориентировочно проведенной поверхности скольжения и вводят в них заданный коэффициент запаса.

Схема VII. Первая схема (VII.1) применяется, когда откосы обводнены и в основании залегают более слабые породы, чем вверху. Схема VII.2 предусматривает расчет по нескольким поверхностям скольжения, которые в верхней части откоса наклонены под углом $(45^\circ + \varphi/2)$, а в нижней выходят в подошву под углом $(45^\circ - \varphi/2)$ на некотором расстоянии от нижней точки откоса. Положение нижнего участка кривой соответствует наименьшему значению коэффициента запаса устойчивости и устанавливается расчетом.

Схема VIII. Применяется для условий с неблагоприятно ориентированными поверхностями ослабления в прибортовом массиве горных пород и для оценки устойчивости отвалов на слоистом основании. Расчет выполняют методом многоугольника сил, при этом в отсутствии крутопадающих поверхностей ослабления границы между смежными блоками принимают вертикальными, а при их наличии проводят по поверхностям ослабления. В схеме VIII.1 возможно аналитическое определение отрезка l_n поверхности скольжения, являющегося основанием последнего блока (см. табл. IV.1).

Схема IX. Используется в следующих условиях: с горизонтальным залеганием слоев горных пород или при падении слоев в сторону выемки под пологими углами ($\beta < 15\text{--}20^\circ$); с углом наклона борта α , большим угла трения по контактам φ' , и с падением слоев в сторону массива, образующих с поверхностью откоса угол менее $(90^\circ - \Psi')$, где Ψ' — угол сдвига по контактам слоев, определяемый по формуле $\Psi' = \arctg\left(\operatorname{tg}\varphi'_n + \frac{c'_n}{\sigma_{\text{нсп}}}\right)$ при

средней величине нормального напряжения $\sigma_{\text{нсп}} = 0,5h\gamma \cos\beta$ (здесь h — глубина залегания наиболее напряженной поверхности скольжения в точке, лежащей на вертикали и проходящей через верхнюю бровку откоса).

Построенная поверхность скольжения разделяет оползневой клин на два участка — призму упора и призму активного давления. Призма активного давления давит на призму упора с силой, направленной параллельно своему участку поверхности скольжения. Касательная составляющая этой силы сдвигает

призму упора, а нормальная прижимает призму упора к основанию и создает дополнительные силы трения.

Схема позволяет рассчитать высоту откоса при заданных параметрах: угле откоса, характеристиках сопротивления сдвигу по контактам слоев и под углом к слоистости, а также угле наклона слоев.

Порядок расчета:

- определяют средневзвешенные значения характеристик прочности по отрезку поверхности скольжения, расположенному под углом к поверхностям ослабления, и в них вводится необходимый коэффициент запаса;
- по установленным расчетным характеристикам без учета поверхностей ослабления находят высоту борта при заданном угле и строят поверхность скольжения (рис. III.14);
- проводят ряд параллельных поверхностей ослабления;
- устанавливают положение поверхности ослабления, удовлетворяющее условию предельного равновесия, используя зависимость

$$R_1 \cos \beta (\operatorname{tg} \phi'_n + \operatorname{tg} \beta) = E \sin \Theta (\operatorname{ctg} \Theta - \operatorname{tg} \phi'_n) - c' L, \quad (\text{IV.14})$$

где $E = \sum T_i - \operatorname{tg} \phi_n \sum N_i - c_n L$.

При этом высота борта является определяемой величиной H_1 .

Для определения угла наклона борта при заданной высоте задаются двумя-тремя значениями углов α и аналогично находят соответствующие им высоты откосов, используемые при построении графика зависимости между высотами и углами наклона борта.

Методику расчета применяют в случае горизонтального и пологого залегания поверхностей ослабления. Достаточную точность расчета получают методом алгебраического сложения сил в области призмы активного давления, а разность сдвигающих и удерживающих сил E рассматривают как давление на призму упора и решение в этой области выполняют методом многоугольника сил.

При падении поверхностей ослабления под углом более 10° метод алгебраического сложения сил не дает достаточную точность и расчет в области призмы активного давления выполняют методом многоугольника сил (табл. IV.1, схема IX.2).

В случае пологого залегания поверхностей ослабления выгодно придавать борту выпуклый профиль, увеличивая массу призмы упора. Выпуклый профиль отстраивают с использованием графика (см. рис. III.23) по средневзвешенным характери-

стикам прочности для поверхности скольжения, проходящей в нижней части по поверхности ослабления.

Схема X. Используется в условиях залегания крутопадающих поверхностей ослабления в сторону выемки, когда $80 > \beta > \alpha > \varphi'$. Форма поверхности скольжения состоит из верхней части, совпадающей с крутопадающей поверхностью ослабления, и нижней — круглоцилиндрической поверхностью, которые в точке их пересечения образуют излом под углом Θ' , вычисляемый по формуле

$$\Theta' = \frac{\pi}{4} + \frac{1}{2}(\varphi_n - \varphi'_n) - \frac{1}{2} \arcsin \left(\frac{\sin \varphi'_n}{\sin \varphi_n} \right). \quad (\text{IV.15})$$

Поверхность скольжения проходит в верхней части по поверхностям ослабления, а в нижней — по круглоцилиндрической поверхности. Высоту борта или его угол устанавливают по результатам ряда расчетов. Аналогично предыдущей схеме, по средневзвешенным значениям параметров φ и c определяют с использованием графика плоского откоса высоту борта при заданном угле наклона и проводят круглоцилиндрическую поверхность скольжения (как в однородном откосе). На участке призмы упора производят алгебраическое сложение сил и определяют допустимую величину давления E на призму упора; масса призмы P_2 активного давления, при которой достигается предельное состояние, рассчитывается по формуле

$$P_2 = \frac{E \sin \Theta' (\operatorname{ctg} \Theta' + \operatorname{tg} \varphi'_n) + c'_n l_2}{\cos \beta (\operatorname{tg} \beta - \operatorname{tg} \varphi'_n)}. \quad (\text{IV.16})$$

При крутом согласном залегании слоев пород бортам целесообразно придавать выпуклый профиль.

Схема XI. Применяется, когда прибортовой массив сложен горными породами в форме синклинальных складок, одно крыло которых срезается фронтом горных работ.

Положение поверхности скольжения устанавливают поверочными расчетами по ряду расчетных поверхностей, которые могут проходить: полностью по наиболее слабым контактам слоев; по контактам слоев, тектоническим нарушениям, трещинам большого протяжения и другим поверхностям ослабления массива горных пород; частично вкрест слоистости и трещиноватости, не совпадая с поверхностями ослабления при возрастании углов падения поверхностей контактов слоев в нижней части откоса.

Поверхность скольжения может проходить:

- полностью по наиболее слабым контактам разнородных пород, смятых в складки;
- частично по контактам разнородных пород и другим поверхностям ослабления;
- частично по массиву, не совпадая с поверхностями ослабления, если кривизна поверхности контакта слоев в нижней части откоса возрастает.

Поверхности скольжения имеют вид плавных кривых, положение их в массиве борта и конфигурацию поверхности борта определяют методом подбора. В этом случае бортам целесообразно придавать выпуклый профиль, а устойчивость нижней, наиболее крутой части борта проверять расчетами по схемам V или IX.

Схема XII. Применяется в условиях, когда прибортовой массив сложен крепкими слаботрещиноватыми породами или породами средней прочности при небольшой высоте борта.

При падении слоев в сторону выемки учитывают их угол падения β и расчет производят по схемам II, III или IV.

В отличие от схемы X, предельный угол борта карьера определяют с учетом технологических факторов — высоты уступа h , угла откоса δ , ширины бермы a . Угол наклона борта рассчитывают по формуле Б.Н. Боголюбова

$$\alpha = \operatorname{arctg} \frac{\sum h_i}{\sum a_i + \sum h_i \operatorname{ctg} \delta_i}. \quad (\text{IV.17})$$

Эту формулу можно использовать для расчета углов наклона бортов при других условиях залегания пород в случаях, когда расчет по прочностным характеристикам дает значения углов, большие технически допустимых.

В заключение необходимо отметить, что применение вогнуто-выпуклой конструкции нерабочих бортов позволяет использовать преимущество вогнутого профиля для повышения полноты выемки полезного ископаемого и выпуклого профиля для существенного уменьшения объема вскрышных работ.

Таким образом, рассмотренные расчетные схемы оценки устойчивости откосных сооружений при своей относительной простоте обеспечивают необходимую точность и надежность результатов.

§ 2. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОБВОДНЕННЫХ ОТКОСОВ

Расчет общей устойчивости обводненных откосов отличается наличием в приоткосном массиве сил гидростатического взвешивания и гидродинамического давления.

Величину силы гидростатического взвешивания $F_{взв}$ можно оценить путем сравнения массы водонасыщенной породы $P_{нас}$ и массы $P_{взв}$ породы, залегающей ниже уровня подземных вод:

$$P_{нас} = V[(1 - n)\Delta + nG\Delta_v], \quad (IV.18)$$

где V — объем породы; n — пористость; Δ — плотность минеральных частиц; Δ_v — плотность воды; G — коэффициент водонасыщения;

$$P_{взв} = V(1 - n)(\Delta - 1), \quad (IV.19, a)$$

$$F_{взв} = P_{нас} - P_{взв}. \quad (IV.19, б)$$

Так, для песка с плотностью $\gamma_{нас} = 2 \text{ т/м}^3$ (т. е. массой водонасыщенной породы в единице ее объема) при $n = 0,4$, $\Delta = 2,65 \text{ т/м}^3$, $G = 1$, величина $\gamma_{взв} \cong 1 \text{ т/м}^3$, т. е. уменьшается вдвое по сравнению с $\gamma_{нас}$.

Возникновение гидродинамического (бокового) давления обусловлено разностью напоров в пределах боковых граней каждого элементарного объема массива.

Рассмотрим характер суммарного влияния гидростатического взвешивания и гидродинамического давления на нормальные и тангенциальные силы по поверхности скольжения в пределах обводненной призмы возможного оползания.

На рис. IV.6, а представлена схема к расчету устойчивости фильтрующего откоса, в котором водоносный слой с депрессионной поверхностью AB залегает на плотных водоупорных глинах. В качестве поверхности скольжения рассматривается поверхность $CBEF$.

Объем блока, занятого потоком, $S \cong \frac{1}{2}(h + h_0)l$, градиент напора $I = \frac{h - h_0}{l}$.

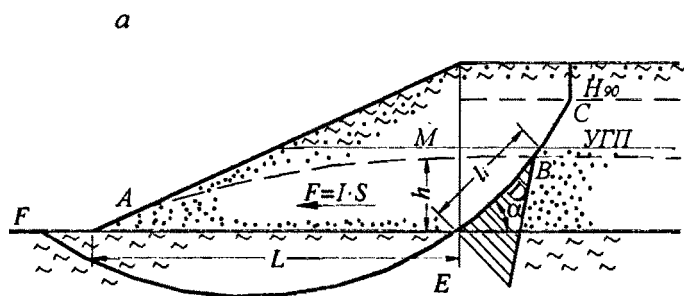
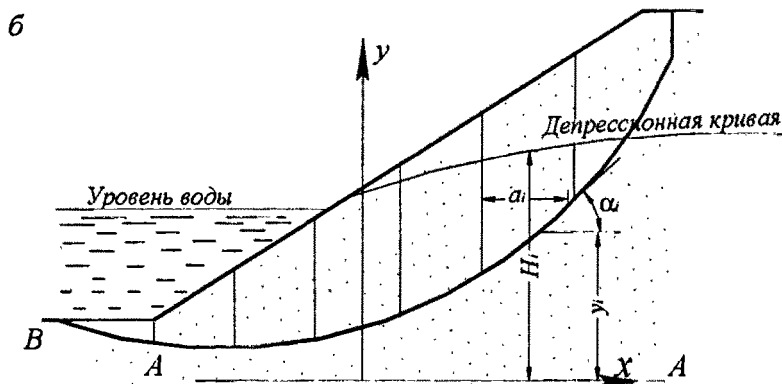


Рис. IV.6. Схемы к расчету устойчивости обводненных откосов:

a — фильтрующего; *б* — подтопленного



Сила гидродинамического давления

$$F_l = I S = \frac{1}{2} (h^2 - h_0^2). \quad (\text{IV.20})$$

Принимая $h_0 \approx 0$, получим $F_l = \frac{1}{2} h^2$.

Разложим силу F_l на нормальную и тангенциальную составляющие относительно участка кривой скольжения BE:

$$\Delta N_l = \frac{1}{2} h^2 \sin \alpha, \quad (\text{IV.21, а})$$

$$\Delta T_l = \frac{1}{2} h^2 \cos \alpha. \quad (\text{IV.21, б})$$

Сила гидростатического взвешивания для блока EMB равна его площади (объему на единицу длины фронта откоса):

$$F_{\text{взв}} = S_{\text{EMB}} = \frac{1}{2} h l \cos \alpha. \quad (\text{IV.22})$$

Нормальная и тангенциальная составляющие этой силы:

$$\Delta N_s = \frac{1}{2} h l \cos \alpha, \quad (\text{IV.23, а})$$

$$\Delta T_S = \frac{1}{2} h l \cos \alpha \sin \alpha. \quad (\text{IV.23, б})$$

Суммарные значения нормальных и тангенциальных составляющих F_I и $F_{взв}$:

$$\Delta N = -\Delta N_I - \Delta N_S = \frac{1}{2} h l, \quad (\text{IV.24, а})$$

$$\Delta T = \Delta T_I - \Delta T_S = 0 \text{ с учетом } h = l \sin \alpha. \quad (\text{IV.24, б})$$

Знак «-» перед ΔN_I показывает, что ΔN_I имеет направление, противоположное силе тяжести.

Таким образом, на касательные составляющие давление воды существенного влияния не оказывает.

Расчет устойчивости фильтрующих подтопленных откосов представляет наибольший интерес для котлованов плавучих земснарядов. Схема к расчету устойчивости подтопленного откоса представлена на рис. IV.6, б.

Согласно приближенному методу ВНИМИ, расчет выполняют в такой последовательности: на разрез наносится депрессионная кривая; определяется положение наиболее опасной поверхности скольжения (без учета гидростатических и гидродинамических сил); выделенный «оползневой клин» разбивается вертикальными линиями на отдельные блоки; результирующая гидростатических и гидродинамических сил в пределах i -го блока определяется по формуле

$$F_i = \gamma_v (H_i - y_i) \frac{a}{\cos \alpha_i}, \quad (\text{IV.25})$$

где γ_v — плотность воды; H_i и y_i — соответственно напор и ордината кривой скольжения, средние в пределах блока; a — ширина блока; α_i — средний угол наклона касательной к кривой скольжения в пределах блока.

Коэффициент запаса устойчивости устанавливается из выражения

$$\eta = \frac{\sum_{i=1}^n \left\{ \left[P_i \cos \alpha_i + P_i^B \frac{\cos(\beta - \alpha_i)}{\cos \beta} - F_i \right] \operatorname{tg} \varphi_i + C_i l_i \right\}}{\sum_{i=1}^n \left[P_i \sin \alpha_i - P_i^B \frac{\sin(\beta - \alpha_i)}{\cos \beta} \right]}, \quad (\text{IV.26})$$

где P_i — масса i -го блока вместе с заключенной в нем водой; P_i^B — масса воды над поверхностью откоса; β — угол откоса.

Суммарное воздействие гидростатических и гидродинамических сил на общую устойчивость борта можно оценить с помощью метода Р.А. Чугаева, согласно которому гидростатическое и гидродинамическое давление приводятся к одной результирующей объемной силе F . Для нахождения этой величины и направления вектора предварительно строится поле соответствующей потенциальной функции.

Воздействие гидростатических и гидродинамических сил на общую устойчивость откосов будет существенным при условии, что значительная часть призмы возможного оползания находится ниже депрессионной (пъезометрической) кривой, или же при больших перепадах напоров в прибортовой зоне. Особенно большое значение эти силы (по В.А. Мироненко) приобретают в случаях: наличия в основании откоса недренируемых напорных горизонтов; расположения карьера вблизи реки или открытого водоема; подтопленного откоса.

Если подтопленный откос сложен невзвешиваемыми породами, то для оценки его устойчивости целесообразно применять метод многоугольника сил.

Оценку устойчивости откосных сооружений гидроотвалов (упорных призм и дамб обвалования) следует производить с учетом сил гидростатического взвешивания и гидродинамического давления, а также нестабилизированного состояния глинистых водонасыщенных пород.

Для расчета устойчивости нестабилизированных породных масс сухих и гидравлических отвалов наиболее пригодны методы алгебраического суммирования сил (при монотонной криволинейной поверхности скольжения) и многоугольника сил.

Избыточное давление воды в порах глинистых пород (поровое давление) оказывает существенное влияние на устойчивость откосных сооружений. Обычно оно возникает в результате восприятия поровой водой внешней нагрузки. Уплотнение и упрочнение пород определяются скоростью рассеивания порового давления. Возникновение порового давления уменьшает эффективные (воспринимаемые минеральным скелетом породы) напряжения и, соответственно, уменьшает сопротивление породы сдвигу.

Для водонасыщенных глинистых пород отвалов характерна нелинейная зависимость $\tau = f(\sigma_n)$. В этих случаях, а также при определении прочности водонасыщенных породных масс в стадии незавершенного уплотнения расчет устойчивости отвалов целесообразно производить методом касательных напряжений (метод Г.Л. Фисенко) с учетом общего сопротивления пород сдвигу, без разделения на силы трения и сцепления.

При расчете устойчивости обводненных откосов, сложенных породами, подверженными влиянию гидростатического взвешивания, сопротивление сдвигу в каждой точке поверхности скольжения снимается с графика сопротивления сдвигу при нормальном напряжении, уменьшенном на величину гидростатического давления.

Если поверхность скольжения не является монотонной и криволинейной, для расчетов устойчивости применяются модификации метода многоугольника сил. Используются значения C и ϕ консолидированной глинистой породы и дополнительно учитываются поровое давление, а также равнодействующая сил гидродинамического давления и гидростатического взвешивания.

При наличии графиков сопротивления глинистых пород сдвигу, соответствующих различным стадиям их уплотнения, расчет устойчивости выполняют при значениях C и ϕ , которые получены по общим (тотальным) напряжениям. Графики $\tau = f(\sigma)$ принимаются с учетом степени уплотнения, соответствующей расчетным моментам.

В случае использования криволинейной монотонной поверхности скольжения метод многоугольника сил применяется для проверочных расчетов. Этот метод предусматривает определение коэффициента запаса устойчивости откосов путем построения замкнутого многоугольника при расчетных значениях параметров сопротивления сдвигу

$$\phi_p = \frac{\arctg \phi}{\eta}; \quad C_p = \frac{C}{\eta}, \quad (IV.27)$$

или введением значения η в расчетную величину сдвигающих сил, которая для одного блока массой P_i с углом наклона основания α_i имеет вид:

$$T_i^P = \eta P_i \sin \alpha_i. \quad (IV.28)$$

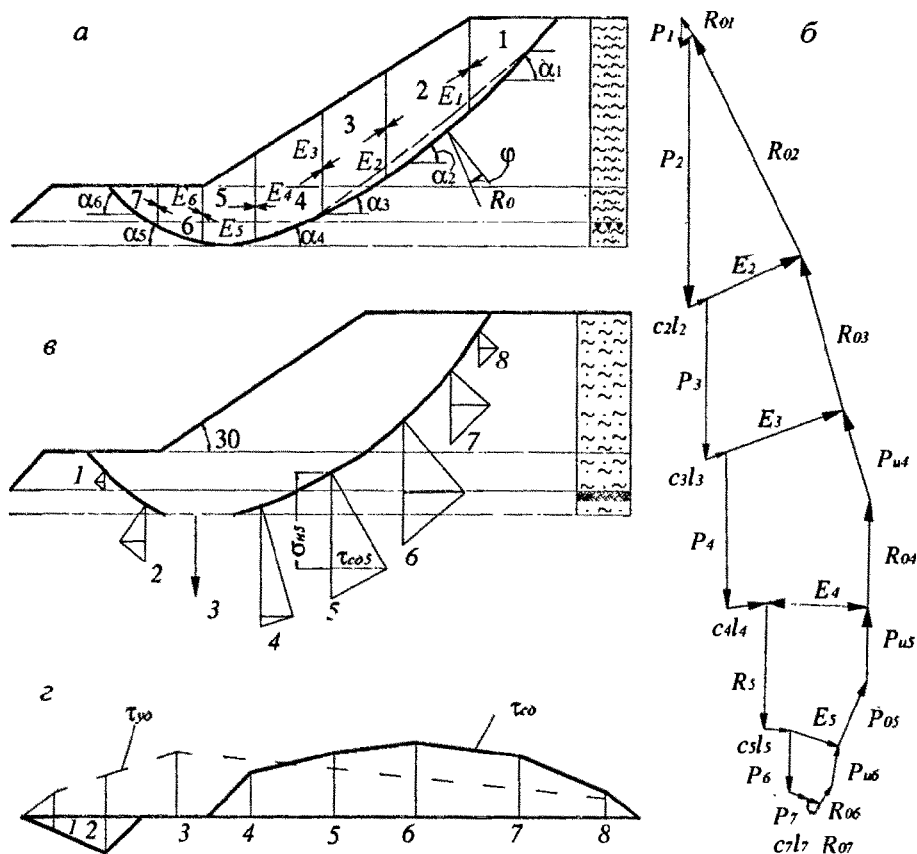


Рис. IV.7. Расчет устойчивости отвала методами многоугольника сил (а, б) и касательных напряжений (в, г)

На рис. IV.7 приведен пример расчета методами многоугольника сил и касательных напряжений устойчивости насыпи, сложенной глинистыми породами, в основании которой залегают сильносжимаемые водонасыщенные гумусированные суглинки. В расчете учитывались следующие силы: E — реакции между блоками; P — масса блоков; R_0 — реакции в основаниях блоков; cl — сила сцепления в основаниях блоков; P_n — поровое давление в водонасыщенных глинистых породах основания насыпи.

Установлено, что даже наличие контрбанкета, создаваемого для усиления призмы упора, не обеспечивает достаточного коэффициента запаса устойчивости системы «основание — откос» при принятых геометрических параметрах насыпи.

§ 3. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТВАЛОВ

Наиболее распространенным видом деформаций отвалов являются оползни, возникающие, в основном, в результате несоответствия геометрических параметров отвалов несущей способности отвальной массы и пород основания отвала.

В зависимости от положения нижней границы поверхности скольжения оползни разделяют на надподошвенные, подошвенные (контактные) и подподошвенные (см. гл. I § 6).

Надподошвенные оползни отвалов характеризуются плавной криволинейной поверхностью скольжения, образующейся в теле отвала и выходящей в нижнюю бровку откоса. **Подошвенные (контактные)** оползни характеризуются ломаной поверхностью скольжения, проходящей по контакту отвал — основание или контакту между слоями в породах основания. **Подподошвенные** оползни возникают при размещении отвалов на основании, породы которого обладают низкой несущей способностью или в них сохраняются высокие напоры. Они характеризуются плавной криволинейной поверхностью скольжения, захватывающей породы основания, и образованием вала выпирания у нижней бровки откоса.

Для оценки устойчивости отвалов необходимо установить:

- процентное соотношение во вскрыше отдельных литологических разностей;
- сопротивление сдвигу отвальных пород;
- прочностные свойства пород основания отвалов, включая характеристики сопротивления сдвигу по контактам отвал — основание или контактам в породах основания отвалов;
- технологию отвалообразования.

Горно-геологические условия отвалообразования можно представить в виде следующих основных схем:

- отвалы прочных или слабых пород на прочном основании;
- то же, на наклонном слоистом основании;
- то же, на слабом слое (подподошвенный тип оползня).

Расчеты предельных параметров внешних и внутренних отвалов производятся с коэффициентом запаса, величина которого зависит от:

- погрешности методов расчета, включая погрешности самих расчетов;
- погрешности определения основных расчетных характеристик сопротивления сдвигу отвальной смеси;
- изменения этих характеристик с течением времени;
- погрешности определения плотности отвальных пород, составляющих призму возможного обрушения.

Погрешности за счет других факторов оказываются значительно меньше. Так, погрешность определения средней величины плотности пород, составляющих призму возможного обрушения, не превышает 2—3 %, погрешности методов расчета — 3—5 %, погрешность определения основных расчетных характеристик зависит от способа их определения.

Рекомендуемые значения коэффициента запаса устойчивости приведены в табл. IV.2.

1. Устойчивость отвалов прочных пород на прочном основании. Параметры отвалов, расположенных на прочном основании, зависят от физико-механических свойств отвальной массы.

Прочными называют твердые (скальные и полускальные) породы различного состава, величина сцепления в куске которых превышает 2 МПа или величина сопротивления одноосному сжатию более 8 МПа.

Прочным считается основание, представленное скальными, полускальными и песчано-гравелистыми породами, не имеющими четко выраженной слоистости, слабых контактов и слабых прослойков. Основание, имеющее угол наклона до 10° , является горизонтально-пологим; при углах наклона более 10° — наклонным.

Расчеты устойчивости отвалов с учетом перечисленных условий показывают, что высота ярусов откосных сооружений может быть практически не ограничена.

При размещении на горизонтально-пологом основании максимальную высоту отвалов устанавливают технико-экономическими расчетами с учетом удорожания транспортирования при увеличении высоты отвала, расходов на устройство и поддержание транспортных путей, возможности применения мощного оборудования на высоких отвалах и их рекультивации.

**Значения коэффициентов запаса устойчивости
для отвальных массивов**

Отвалообразующие породы	Тип отвала	Основание отвала	Рекомендуемый коэффициент запаса устойчивости
Скальные и полускальные	Внешний	Прочное	1,05
Рыхлые песчано-глинистые	Внутренний	Слоистое	1,05*—1,10
	Внешний	Прочное	1,10
		Слоистое	1,10*—1,20
	Внутренний	Прочное	1,10*—1,15
Слабые глинистые		Слоистое	1,20
		Прочное	1,20
	Внешний	Слабое, слоистое	1,20*—1,30
		Прочное	1,20
Скальные, полускальные Рыхлые песчано-глинистые	Внутренний	Прочное	1,20*—1,30
		Слоистое	
	Нагруженный	Любое	1,10*—1,20
			1,20*—1,30
* Показатели физико-механических свойств пород отвалов и их оснований определяются методом обратных расчетов или натурными испытаниями.			

Оценку устойчивости отвалов прочных пород, расположенных на наклонном прочном основании, производят методом многоугольника сил по нескольким поверхностям скольжения.

2. Устойчивость отвалов слабых пород на прочном основании.

В расчетных схемах обычно рассматривают два типа отвальных смесей: отвалообразующие породы с близкими прочностными свойствами и резко отличающиеся по прочности.

В первом случае сопротивление сдвигу определяют как средневзвешенную величину совокупности физико-механических характеристик пород нарушенной структуры, составляющих отвал.

Во втором случае, наибольшее влияние на сопротивление сдвигу будут оказывать породы с более низкими физико-механическими свойствами.

При содержании в отвалообразующих породах от 15 до 40 % глинистого заполнителя происходит снижение сопротивления

сдвигу — от сопротивления сдвигу прочных пород до сопротивления сдвигу глинистого заполнителя.

Максимальная высота устойчивых отвалов слабых пород на прочном основании ограничивается значением, при котором сопротивление смеси сдвигу τ достигает максимума.

В диапазоне напряжений от 0 до точки σ_1 , характеризующей напряжение, при котором начинается разворот и разрушение отдельных кусков пород вдоль поверхности скольжения, сопротивление сдвигу будет определяться только углом трения, близким к углу естественного откоса.

С увеличением напряжений ($\sigma > \sigma_1$) уплотнение пород происходит до тех пор, пока нижняя часть массива отвала не перейдет в двухфазное состояние и сопротивление сдвигу смеси достигнет максимума, при этом высота отвала является предельной.

Расчет устойчивости отвалов слабых пород на прочном основании производят методом касательных напряжений по общему сопротивлению сдвигу. Предельную высоту отвала можно установить по графику, изображенному на рис. IV.8, где α — результирующий угол откоса отвала.

3. Устойчивость отвалов на наклонном слоистом основании. Степень влияния слабого контакта или слоя в основании отвала на параметры устойчивых отвалов определяется соотношением физико-механических свойств отвальных пород, угла наклона контакта или слоя и показателей сопротивления сдвигу по ним.

Поверочные расчеты устойчивости отвалов производят методом многоугольника сил по ряду поверхностей скольжения.

4. Устойчивость отвалов прочных и слабых пород на слабом основании. В случае, если мощность слабого слоя в основании отвалов значительна, поверхность скольжения деформирующегося отвала, сложенного из прочных или слабых пород, проходящая по слабому слою, значительно искривляется (рис. IV.9), что необходимо учитывать при расчете. Чем больше мощность слабого слоя в основании отвала, тем существеннее отличие этой схемы деформирования от схемы деформирования с учетом слабого контакта в основании отвала. Особенно это проявляется в случае отсыпки слабых пород на слабое основание,

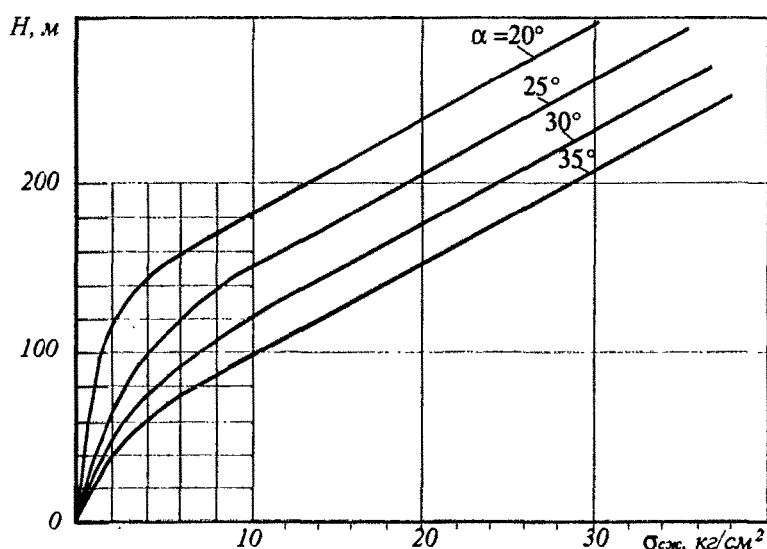
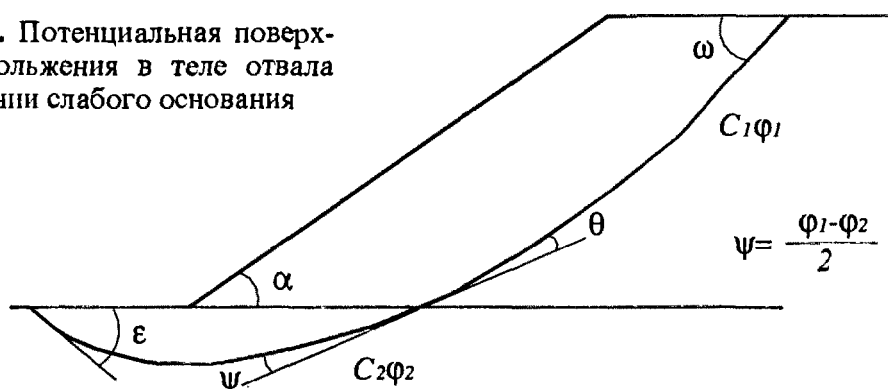


Рис. IV.8. Обобщенный график зависимости сопротивления сдвигу по поверхности скольжения для пород различной прочности (по ВНИМИ)

Рис. IV.9. Потенциальная поверхность скольжения в теле отвала при наличии слабого основания



когда потенциальная поверхность скольжения имеет максимальную кривизну и захватывает значительный объем пород основания. Расчет устойчивости отвала в этом случае выполняют методом многоугольника сил или методом касательных напряжений.

5. Устойчивость гидроотвалов. Зависит от ряда специфических факторов:

- свойств намывных пород, изменяющихся в пространстве и во времени в зависимости от условий и интенсивности протекания процессов фильтрационной консолидации;
- непостоянного во времени напряженного состояния пород намывного массива, определяемого развитием порового давления, которое, в свою очередь, зависит от интенсивности ведения строительных и гидроотвальных работ;

- неоднородного строения намывного массива, вызванного закономерным изменением состава пород вследствие фракционирования пульпы при намыве.

Оценка устойчивости гидроотвалов в периоды проектирования, строительства, эксплуатации и, возможно, дальнейшего использования в качестве основания различных сооружений требует:

- изучения состава, состояния (напряженного и физического) и свойств намывных пород;
- прогнозирования напряженного состояния и физико-механических свойств намывных массивов при изменении параметров гидроотвального сооружения;
- контролирования состояния и свойств намывных пород на различных этапах существования гидроотвала.

Расчеты устойчивости гидроотвалов целесообразно выполнять методом алгебраического сложения сил по плавной криволинейной поверхности скольжения с учетом действия сил гидростатического взвешивания и гидродинамического давления. В случаях, когда откос гидроотвала сложен породами с высокой ($K_f > 10^{-1}$ м/сут) или низкой ($K_f < 10^{-5}$ м/сут) проницаемостью, расчеты можно выполнять без учета изменения порового давления.

Устойчивость гидроотвалов следует оценивать ежегодно перед началом сезона намыва и выполнением строительных работ по формированию дамб наращивания.

6. Устойчивость нагруженных отвалов, а также безопасная эксплуатация на отвалах тяжелого горно-транспортного оборудования возможна при одновременном выполнении следующих условий:

- обеспечения несущей способности пород под опорными элементами при работе оборудования;
- обеспечения устойчивости отвала с учетом массы оборудования.

Деформации отвалов, связанные с работой на них тяжелого оборудования, наблюдаются на отвалах, сложенных слабыми песчано-глинистыми породами с низкими показателями сопротивления сдвигу.

При наличии оборудования вблизи верхней бровки откоса отвала нарушение устойчивости чаще всего происходит путем

образования малых призм оползания, масса которых соизмерима с массой оборудования, потенциальная поверхность скольжения при этом выходит на поверхность откоса отвала.

Форма и размеры поверхности скольжения в теле отвала зависят от угла наклона откоса и расстояния от линии приложения нагрузки до верхней бровки откоса. К верхней площадке откоса поверхность скольжения выходит под углом, близким к ω , а к поверхности откоса — ε . Поверхность скольжения имеет форму, близкую к круглоцилиндрической. Метод построения поверхности скольжения аналогичен изображенному на рис. III.13.

Расчет устойчивости нагруженного отвала производится в такой последовательности.

1. Вводят в характеристики сопротивления сдвигу отвальной смеси коэффициент запаса η в соответствии с табл. IV.2.

Определяют несущую способность пород под опорными элементами оборудования по формуле:

$$q_0 = \frac{b}{4} \gamma N_\gamma + C_n N_C + q N_q, \quad (\text{IV.29})$$

где q_0 — несущая способность отвальных пород при двустороннем выдавливании основания; b — размер опорных поверхностей оборудования (ширины лыжи или диаметр базы экскаватора); q — интенсивность пригрузки на поверхности отвала; N_γ, N_C, N_q — коэффициенты, зависящие соответственно от угла внутреннего трения отвальных пород, сцепления и частично от формы зоны разрушения.

Если пригрузка поверхности отвала или прочный слой (например, слой мерзлых пород, подсыпка гравия) отсутствуют, то, $q N_q = 0$. Коэффициент запаса несущей способности пород при статической нагрузке на поверхность отвала определяется как q_0/q_n , где q_n — удельная нагрузка под опорными элементами оборудования, либо q_0/q_{nb} , где q_{nb} — удельная нагрузка под опорными элементами оборудования с учетом внецентренной нагрузки при выполнении рабочих операций (черпание, поворот, разгрузка).

Величину q_{nb} определяют по формуле:

$$q_{nb} = q_n + \frac{PL}{W}, \quad (\text{IV.30})$$

где P — масса ковша с породой или максимальное усилие на режущей кромке ковша; L — максимальный радиус черпания; W — момент сопротивления опорных поверхностей тяжелого оборудования относительно их симметрии.

Величина W определяется в зависимости от формы опорных поверхностей:

$$W = \frac{\pi r^3}{4},$$

где r — радиус базы экскаватора.

Или по формуле

$$W = \frac{bl^2}{6},$$

где b и l — соответственно ширина и длина опорной поверхности.

Если коэффициент запаса несущей способности отвальных пород меньше единицы, то для обеспечения возможности работы оборудования на отвалах применяют специальные мероприятия.

2. Выполняют поверочные расчеты устойчивости отвала с учетом дополнительной нагрузки, для чего на схеме отвала проводят ряд потенциальных поверхностей скольжения при различных положениях опорных поверхностей оборудования и определяют по ним коэффициент запаса устойчивости.

Если по какой-либо поверхности коэффициент запаса устойчивости меньше единицы, то увеличивают расстояние от опорного элемента оборудования до верхней бровки отвала и повторяют поверочные расчеты.

§ 4. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ УСТУПОВ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД С УЧЕТОМ ВНЕШНИХ НАГРУЗОК

Расчет устойчивости откосов глинистых пород, нагруженных массой оборудования, производится на предельное равновесие по наиболее слабой поверхности. В качестве расчетных характеристик, кроме C и φ , используются ширина опорной части оборудования b и масса P , приходящаяся на 1 м длины опорной части.

Рассмотрим решение плоской задачи для случая, когда нагруженный откос должен иметь коэффициент запаса такой же, как и без нагрузки. В этом случае ширина бермы безопасности будет превышать ширину призмы возможного обрушения нагруженного откоса, ограничиваемую положением поверхности скольжения. Порядок расчета следующий. В массиве уступа проводится ряд поверхностей скольжения (рис. IV.10); в верхней части эти поверхности наклонены к вертикали под углом, равным $45^\circ - \varphi/2$. Если удельное давление оборудования на 1 м² опорной части P/b больше величины σ_0 (или равно ей), рассчитываемой по формуле

$$\sigma_0 = \sigma_{сж} = 2C \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right), \quad (\text{IV.31})$$

то площадки скольжения возникают непосредственно под опорной частью оборудования; если $P/b < \sigma_0$, площадки скольжения возникают, начиная с глубины

$$H_B = \frac{\sigma_0 - \frac{P}{b}}{\gamma}, \quad (\text{IV.32})$$

а выше образуется вертикальная трещина отрыва.

В средней и нижней частях поверхности скольжения имеют вид круглоцилиндрических или плавных криволинейных поверхностей. Для каждой из построенных поверхностей скольжения

Рис. IV.10. Схема к упрощенному расчету допустимых нагрузок на откос (первый случай):

I—III — поверхности скольжения; IV — кривая зависимости допускаемых нагрузок от расстояния до верхней бровки откоса



определяется дополнительная нагрузка, при которой обеспечивается заданный коэффициент запаса устойчивости:

$$\eta = \frac{CL + \operatorname{tg} \varphi \sum N + P \cos \omega \operatorname{tg} \varphi}{\sum T + P \sin \omega}, \quad (\text{IV.33})$$

где P — допускаемая дополнительная нагрузка опорной части оборудования; C , φ — расчетные характеристики прочности пород в уступе; L — длина поверхности скольжения; $\sum N$, $\sum T$ — сумма нормальных и касательных составляющих от массы блоков породы; ω — угол наклона поверхности скольжения в верхней части ($\omega = 45^\circ + \varphi/2$).

Величина P определяется по формуле

$$P = \frac{C_\eta L + (\operatorname{tg} \varphi)_\eta \sum N - \sum T}{\cos \omega [\operatorname{tg} \omega - (\operatorname{tg} \varphi)_\eta]}, \quad (\text{IV.34})$$

где C_η , $(\operatorname{tg} \varphi)_\eta$ — расчетные характеристики прочности породы в уступе, разделенные на коэффициенты запаса устойчивости.

После расчета величины P строится кривая зависимости между допускаемыми нагрузками и расстоянием от верхней бровки уступа.

На рис. IV.11 показаны примеры аварий экскаваторов — мехлопаты и драглайна, связанные с размещением их опорных частей в пределах бермы безопасности.

Рассмотрим случай, когда откос без нагрузки имеет коэффициент запаса устойчивости значительно больший, чем требуется при наличии нагрузки. Необходимо рассчитать ширину бермы безопасности.

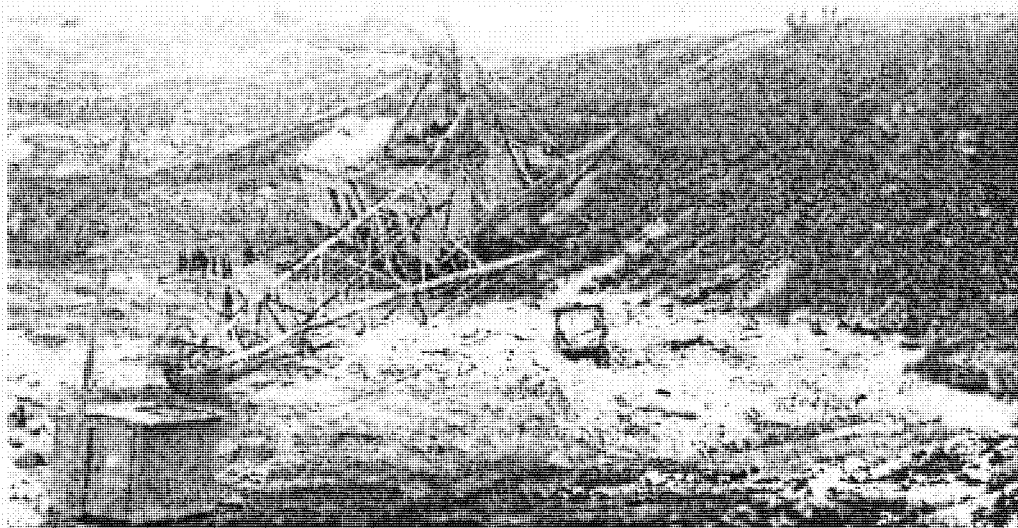
Расчет выполняют следующим образом. Расчетные поверхности располагают в откосе подобно тому, как изображено на рис. IV.12, причем положение наиболее слабой поверхности определяется подбором; кривая допустимых нагрузок строится так же, как и в первом случае. Для определения расстояния от верхней бровки до оборудования на уступе, при котором сохраняется заданный коэффициент запаса устойчивости, необходимо на кривой IV найти точку, соответствующую нагрузке, приходящейся на 1 м длины опорной части оборудования, и из этой точки опустить перпендикуляр на ось абсцисс; опорная часть оборудования расположится в сторону выемки от этого перпендикуляра (см. рис. IV.10).

Если расстояние между опорами экскаватора значительно или экскаватор при пологом откосе может близко подойти к краю площадки, расчет следует производить для двух случаев — для нагрузки на 1 м длины одной опоры и для нагрузки на 1 м длины обеих опор, так как возможны варианты, когда местоположение экскаватора будет определяться только одной крайней опорой или же массой, приходящейся на 1 м длины обеих опор.

Когда в массиве уступов имеются контакты слоев, поверхности древних оползней или другие поверхности ослабления, падающие в сторону выемки под углом более $10\text{--}15^\circ$, поверхность скольжения частично или полностью будет проходить по этим поверхностям ослабления.

Расчет углов или высоты нагруженных откосов производится методом подбора при таком же расположении поверхностей скольжения, как и при расчете бермы безопасности. Ориентировочную величину угла откоса при заданной высоте или

a



б

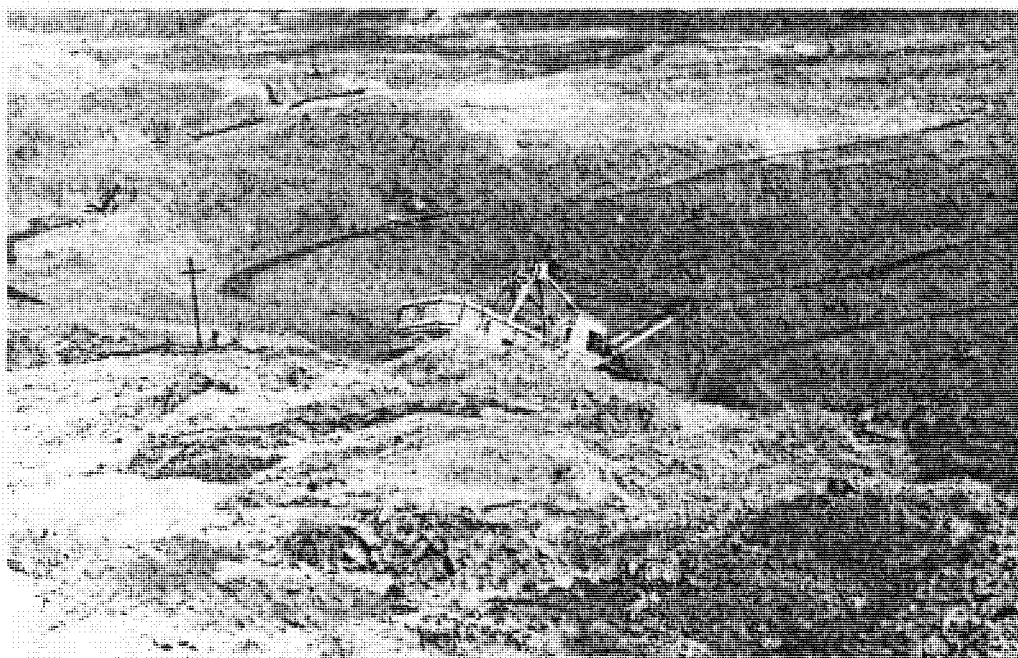
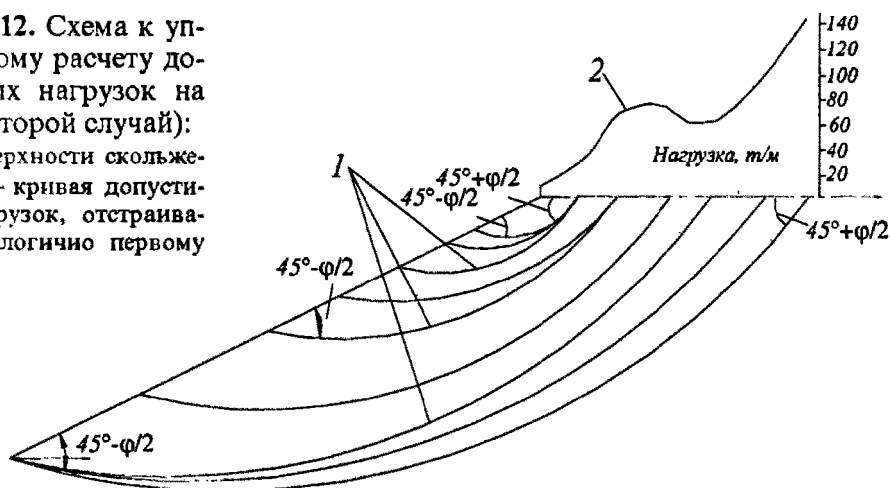


Рис. IV.11. Примеры обрушений нагруженного уступа:
a — авария экскаватора-драглайна; *б* — авария экскаватора-мехлопаты

Рис. IV.12. Схема к упрощенному расчету допустимых нагрузок на откос (второй случай):

1 — поверхности скольжения; 2 — кривая допустимых нагрузок, отстраиваемая аналогично первому случаю



высоту при заданном угле можно определять по графику для плоских откосов, заменив предварительно нагрузку от оборудования эквивалентным слоем породы; тогда условная расчетная высота откоса будет складываться из действительной высоты откоса и величины ΔH , равной $\Delta H = P/b\gamma$; после установления ориентировочных параметров нагруженных уступов, производятся проверочные расчеты способом, изложенным ранее.

Многообразие форм расчетных поверхностей скольжения, связанное с характером геологических условий, определяет метод сложения сил по этой поверхности и соответственно схему расчета устойчивости откоса.

В расчетных схемах устойчивости откосов необходимо учитывать динамические нагрузки на породу, возникающие при работе горного оборудования. Так как связанное с этим увеличение давления передается через часть площади опорной базы механизма, прямоугольная эпюра давления на массив имеет форму, близкую к трапециoidalной. Максимальное давление на горные породы наступает в момент окончания черпания и может превышать статическое давление примерно в 3 раза. Так, максимальное динамическое давление на горную породу работающих экскаваторов (типа ЭКВГ-4,6 и ЭШ-14/75) под кромкой их опорной базы со стороны рабочего органа не превышает 0,6 МПа. Величина нагрузки учитывается изложенными ранее способами, характерными для статических нагрузок.

Существенное влияние на устойчивость выработок, несмотря на кратковременность действия, оказывают взрывные

нагрузки. До настоящего времени отсутствуют четкие представления, например, о действии волны напряжений в массиве или влиянии периодичности взрывных нагрузок, поэтому учет их воздействия на устойчивость выполняют с большим запасом.

Максимальное давление p_c , воздействующее на массив, может быть оценено по формуле динамики взрыва (по методу М.А. Садовского)

$$p_c = 0,36 \frac{Q^{1/2}}{R^{3/2}} \sqrt{\frac{U_1 E_1^5}{\gamma}}, \quad (\text{IV.35})$$

где Q — масса одновременно взрываемого заряда ВВ, кг; R — расстояние от центра взрыва до рассматриваемой точки массива, м; U_1 — удельная энергия взрыва, Дж/кг; E_1 — модуль Юнга, Па; γ — плотность породы, т/м³.

Дополнительная сила взрыва $F_{\text{доп}}$, воздействующая на призму возможного обрушения, равна

$$F_{\text{доп}} = \sum_1^n F_i = p_c \sum_1^n l_i, \quad (\text{IV.36})$$

где $F_i = p_c l_i$ — дополнительная сила в пределах элементарного блока.

Эту силу можно определить по формуле

$$F_{\text{доп}} = ma, \quad (\text{IV.37})$$

где m — масса призмы возможного обрушения, т; a — ускорение, определяемое по формулам динамики взрыва.

Дополнительная сила считается действующей по поверхности скольжения и по касательной к ней, и, следовательно, условие равновесия можно записать в виде

$$\eta = \frac{\text{tg}\varphi \sum_1^n R_i \cos \alpha_i + c \sum_1^n l_i}{\sum_1^n R_i \sin \alpha_i + \sum_1^n F_i}. \quad (\text{IV.38})$$

Эффект сейсмического воздействия землетрясений на откосы бортов карьеров и отвалов обычно оценивают путем учета:

направления сейсмических нагрузок и их величины; снижения несущей способности водонасыщенных горных пород; увеличения или снижения сил трения при циклических переменных напряжениях; уменьшения величин смещения, скорости частиц массива горных пород с глубиной; возникновения остаточных деформаций массива горных пород.

В массиве горных пород при распространении сейсмической энергии возникают поперечные и продольные (а на контуре борта карьера или отвала — поверхностные) сейсмические волны Рэлея и Лява.

Полная сейсмическая инерционная сила S , действующая в расчетном блоке откоса, может быть определена по формуле $S = AK_1Q$, где A — коэффициент, значение которого принимают равным 0,1; 0,2; 0,4 соответственно для расчетной сейсмичности 7, 8, 9 баллов; K_1 — коэффициент, учитывающий возможность возникновения остаточных деформаций в откосе ($K_1 = 0,25$) или не допускающий возникновения нарушения откоса ($K_1 = 1$).

Максимальные значения сейсмических напряжений сжатия-растяжения σ и сдвига τ в массиве горных пород определяют по формуле

$$\sigma = \pm \frac{1}{2\pi} AK_1 \gamma C_1 T_0, \quad \tau = \pm \frac{1}{2\pi} AK_1 \gamma C_2 T_0, \quad (\text{IV.39})$$

где γ — плотность горных пород; C_1 и C_2 — скорости распространения продольной и поперечной сейсмических волн; T_0 — преобладающий период сейсмических колебаний массива горных пород.

§ 5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ ЕСТЕСТВЕННЫХ И ИСКУССТВЕННЫХ ОСНОВАНИЙ

Возведение и эксплуатация открытых горных выработок сопряжены с необходимостью оценки максимально возможных нагрузок на горную породу, характеризующих их достаточную несущую способность.

При действии местной, постепенно возрастающей нагрузки, в горных породах возникают механические процессы, протекающие в виде затухающих деформаций уплотнения и незатухающих деформаций сдвига, переходящих при соответствующих условиях в пластическое течение, выпирание и просадку.

Как свидетельствуют натурные наблюдения и экспериментальные исследования, под действием внешнего давления в горной породе возникают два вида (фазы) напряженного состояния: фаза уплотнения и фаза сдвига. В фазе уплотнения зависимость между общими деформациями и сжимающими напряжениями с достаточной для практических целей точностью может быть принята линейной. Конец фазы уплотнения и начало образования зон сдвигов, возникающих у краев площади загрузки, где сдвигающие напряжения максимальны, являются характерными показателями механических свойств горных пород и соответствуют начальной критической нагрузке P_n на породу в данных условиях загрузки. Вторая фаза наступает при дальнейшем увеличении нагрузки и переходит, в зависимости от граничных условий и величины нагрузки, в недопустимые деформации пород тела горно-технических сооружений или их оснований. В этом случае зависимость между деформациями и напряжениями всегда нелинейная. В конце фазы уплотнения непосредственно под областью нагружения начинает формироваться жесткое ядро ограниченных смещений частиц, которое в дальнейшем разжимает породу в стороны, обуславливая значительные осадки в месте приложения нагрузки.

По исследованиям В.Г. Березанцева и В.А. Ярошенко, подобное ядро в песчаных породах полностью формируется при достижении максимальной несущей способности, после чего

остаётся постоянным, но одновременно появляются добавочные пластические области ядра. Меняя положение, эти области как бы выискивают более слабые места в толще горной породы, тогда как жесткое ядро, оставаясь неизменным, внедряется в массив. В возникающем предельном напряжённом состоянии преобладают боковые смещения частиц и формируются непрерывные поверхности скольжения, в результате чего пласт горной породы теряет устойчивость. В первой фазе уплотнения деформации пород носят затухающий характер, во второй — незатухающий и представляют собой ряд последовательных смещений, формирующих сплошные области предельного равновесия, когда порода переходит в неустойчивое состояние и её несущая способность полностью исчерпывается.

Величину первой нагрузки называют начальной критической нагрузкой $P_n^{кр}$, вторую, при которой исчерпывается несущая способность пород, — предельной критической нагрузкой $P_{пр}^{кр}$.

Величину начальной критической нагрузки определим, решая задачу о действии равномерно распределённой нагрузки P на полосе шириной « b » при наличии боковой пригрузки $q = \gamma h$, где γ — плотность породы, h — глубина заложения нагруженной поверхности (рис. IV.13). Вертикальное сжимающее напряжение от собственной массы породы при горизонтальной ограничивающей поверхности равно

$$\sigma_{1п} = \gamma(h + z), \quad (IV.40)$$

где z — глубина расположения рассматриваемой точки ниже плоскости приложения нагрузки, при этом в качестве допущения принимается гидростатическое распределение давления от собственной массы породы

$$\sigma_{1п} = \sigma_{2п} = \gamma(h + z). \quad (IV.41)$$

Необходимо определить величину нагрузки $P_n^{кр}$, при которой зоны сдвига зарождаются под нагруженной поверхностью. В случае плоской задачи касательные напряжения наибольшие у краёв нагрузки и, соответственно, там зарождаются зоны предельного равновесия.

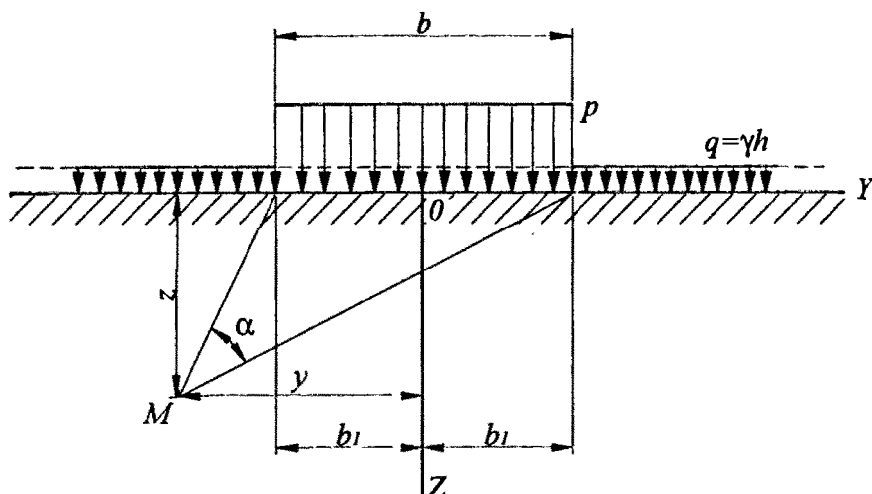


Рис. IV.13. Схема действия полосообразной нагрузки

Приняв в качестве условия предельного равновесия выражение

$$\sigma_1 - \sigma_2 = 2 \sin \varphi \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} + R_\Sigma \right), \quad (\text{IV.42})$$

где R_Σ — всестороннее давление, называемое «давлением связности», суммарно заменяющее действие всех сил сцепления и равное $R_\Sigma = c/\text{tg}\varphi$.

Для произвольной точки M находим главные напряжения с учетом действия собственной массы породы как сплошной нагрузки

$$\left. \begin{aligned} \sigma_1 &= \frac{P - \gamma h}{\pi} (\alpha + \sin \alpha) + \gamma(h + z) \\ \sigma_2 &= \frac{P - \gamma h}{\pi} (\alpha - \sin \alpha) + \gamma(h + z) \end{aligned} \right\}, \quad (\text{IV.43})$$

$$\text{где } \sigma_{1п} = \frac{P}{\pi} (\alpha + \sin \alpha), \quad \sigma_{2п} = \frac{P}{\pi} (\alpha - \sin \alpha). \quad (\text{IV.44})$$

Уравнение граничной области предельного равновесия можно представить в виде

$$\frac{P - \gamma h}{\pi} \sin \alpha - \sin \varphi \left(\frac{P - \gamma h}{\pi} \alpha + \gamma h + \gamma z \right) = c \cos \varphi. \quad (\text{IV.45, a})$$

Решая уравнение (а) относительно z получим

$$z = \frac{P - \gamma h \left(\frac{\sin \alpha}{\sin \varphi} - \alpha \right) - \frac{c}{\gamma} \operatorname{ctg} \varphi - h. \quad (\text{IV.45, б})$$

Используя известные соотношения, получим выражение для $z_{\max}$:

$$\frac{\partial z}{\partial \alpha} = \frac{P - \gamma h \left(\frac{\cos \alpha}{\sin \varphi} - 1 \right)}{\pi \gamma} = 0, \quad (\text{IV.45, в})$$

откуда

$$\cos \alpha = \sin \varphi \text{ или } \alpha = \frac{\pi}{2} - \varphi; \sin \left(\frac{\pi}{2} - \varphi \right) = \cos \varphi. \quad (\text{IV.45, г})$$

Подставляя полученные значения в выражение (б) и решая его относительно величины $P = P_{\text{кр}}$, получим

$$P_{\text{кр}} = \frac{\pi}{\operatorname{ctg} \varphi + \varphi - \pi/2} (\gamma z_{\max} + \gamma h + c \operatorname{ctg} \varphi) + \gamma h. \quad (\text{IV.46})$$

В строительной практике, согласно СНиП, за нормативное давление на породу R^n принимается давление, при котором под краями фундамента зоны предельного равновесия не распространяются на глубину, большую $z_{\max} = b/4$ (b — ширина фундамента), а проф. Н.Н. Маслов рекомендует учитывать $z_{\max} = b \operatorname{tg} \varphi$. При меньшем давлении зависимость между деформациями и напряжениями принимают линейной и считают, что порода находится в стадии уплотнения. В случае, если под подошвой фундамента отсутствуют зоны предельного равновесия ($z_{\max} = 0$), величина начального критического давления определяется по формуле проф. Н.П. Пузыревского

$$P_{\text{кр}}^n = \frac{\pi(\gamma h + c \operatorname{ctg} \varphi)}{\operatorname{ctg} \varphi + \varphi - \pi/2} + \gamma h. \quad (\text{IV.47})$$

Рассчитанное по ней давление в основаниях сооружений рассматривается как совершенно безопасное.

Для идеально связных пород ($\varphi = 0$; $c \neq 0$) начальное критическое давление будет равно $P_{\text{кр}}^n = \pi c + \gamma h$. Это выражение ис-

пользуют для определения безопасного нормативного давления на глинистые породы с малым углом внутреннего трения (при $\phi \leq 5 + 7^\circ$), а также на многолетнемерзлые породы.

Вторая критическая нагрузка $R_{кр}^{пр}$ соответствует полному исчерпанию несущей способности породы и сплошному развитию зон предельного равновесия, что достигается при окончании формирования жесткого ядра, деформирующего основание и распирающего породу в стороны.

При решении дифференциальных уравнений равновесия совместно с условиями предельного равновесия получают математически точные очертания поверхностей скольжения, которые используют для определения величины предельной нагрузки, соответствующей достижению максимальной несущей способности основания. Впервые эта задача для невесомого слоя породы, нагруженного сплошной и полосообразной нагрузкой, была решена Л. Прандтлем и Г. Рейснером.

При оценке устойчивости сухих отвалов, размещаемых на слабых естественных или намывных основаниях, а также рекультивации территорий заполненных гидроотвалов необходимо рассчитывать несущую способность грунтов с использованием методов предельного напряженного состояния.

Внешняя нагрузка рассматривается как полосовая (при отсыпке заходок «сухих» отвалов) или как прямоугольная при учете действия массы оборудования, используемого для рекультивации.

Приближенная оценка устойчивости откосов на слабых основаниях или проходимости оборудования выполняется путем сравнения действующих нагрузок с предельной критической:

$$R_{пр}^{кр} = 5,14C + q, \quad (IV.48)$$

где q — внешняя нагрузка от подушки из дренирующего материала, предварительно укладываемой для подготовки слабых оснований (при отсутствии подушки $q = 0$).

Для осесимметричной пространственной задачи (площадь загрузки ограничена кругом или квадратом)

$$R_{пр}^{кр} = 5,7C + q. \quad (IV.49)$$

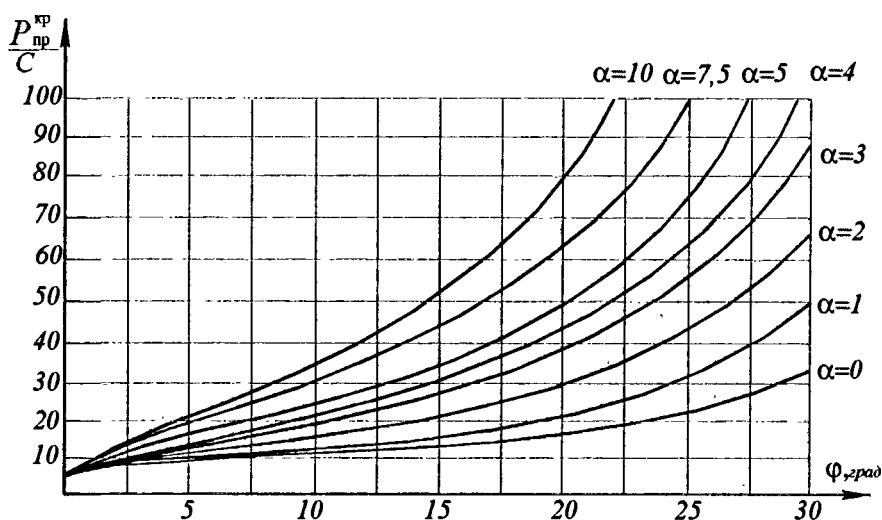


Рис. IV.14. Оценка несущей способности оснований

Расчет максимальной несущей способности основания выполняют по формуле Прандтля—Рейснера:

$$\frac{P_{\text{пр}}^{\text{кр}}}{C} = \frac{(\alpha + \text{ctg} \varphi)(1 + \sin \varphi)e^{\pi \text{tg} \varphi} - \text{ctg} \varphi(1 - \sin \varphi)}{1 - \sin \varphi}, \quad (\text{IV.50})$$

где $q = \alpha C$ — предварительно приложенная к основанию уплотняющая нагрузка (от предотвала или намывной подушки).

Для расчетов по формуле (IV.50) при $\alpha = 0+10$ построен график к определению $P_{\text{пр}}^{\text{кр}}$ в зависимости от C , φ , q (рис. IV.14). Несущая способность основания по отношению к заданной нагрузке $P_{\text{доп}}$ обеспечивается при $P_{\text{доп}} = P_{\text{пр}}^{\text{кр}} / \eta$, где η — коэффициент запаса.

§ 6. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ, СЛОЖЕННЫХ СКАЛЬНЫМИ ПОРОДАМИ

Анализ опыта строительства и эксплуатации рудных карьеров свидетельствует о возникновении деформаций уступов, как правило, с начала ведения горных работ, причем одинаково часто они возникают как в рыхлых, так и в полускальных и скальных породах. Наиболее распространены на этих карьерах скальные породы (более 85 %) с коэффициентом крепости $f_{кр} = 11+12$. Полускальные породы встречаются реже (около 10 %) и имеют предел прочности при одноосном сжатии в интервале 20—50 МПа и влажности до 12 %.

Для скальных и полускальных пород характерны обрушения, составляющие, без учета осыпей, 58 % выявленных случаев деформаций уступов (рис. IV.15) .

При вполне устойчивом состоянии всего борта карьера в целом возникают деформации отдельных уступов. Локальные обрушения уступов происходят в виде плоского скольжения по поверхности ослабления естественного происхождения, к которым относятся трещины отдельностей большого протяжения, контакты слоев, тектонические нарушения. Размеры этих поверхностей всегда соизмеримы с высотами откосов уступов.

Исследованиями, выполненными в Карагандинском политехническом институте (КарПИ) под руководством И.И. Попова, выявлено несколько видов деформаций откосов, обусловленных сочетанием отдельных поверхностей ослабления:

1) обрушение природной призмы по наклонной поверхности трещины, продольной или диагональной по отношению к откосу;

2) вывал породной призмы по крутопадающей и подсекающей трещинам продольного и диагонального залегания;

3) обрушение породного клина по двум сопряженным поверхностям ослабления, подрезанным откосом;

4) вывал породной призмы по двум диагональным поверхностям ослабления;

5) вывалы породных призм и пирамид, образованных не менее чем тремя основными системами трещин.

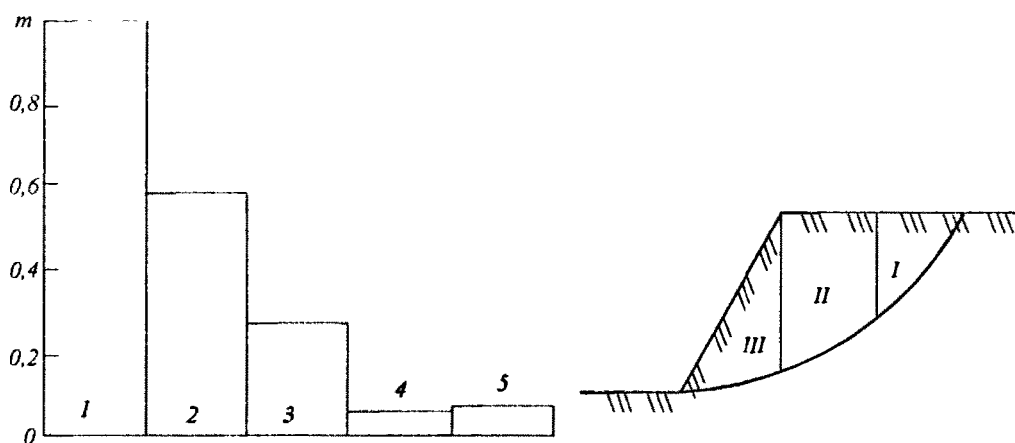


Рис. IV.15. Гистограмма распределения деформаций по видам на карьерах цветной металлургии (по В.Н. Попову и Б.Н. Байкову):

1 — осыпи; 2 — обрушения; 3 — оползни; 4 — заколы; 5 — оплывины; m — частота

Рис. IV.16. Зоны распределения (I—III) напряжений в откосе

Процесс деформирования и разрушения откосов в однородном скальном массиве определяется видом возникающих в нем нарушений, при этом, по мнению В.Г. Лукичева и В.К. Семакина, в откосе (рис. IV.16) можно выделить три зоны, разрушение пород в которых связано с развитием касательных (I), растягивающих (II) и сжимающих (III) напряжений. Полагают, что нарушение устойчивости происходит постепенно, снизу вверх, и проходит последовательно фазы зарождения поверхности скольжения (иначе обрушения), ее развития и разрушения откоса.

Зарождение поверхностей скольжения связывают с концентрацией касательных напряжений вблизи нижней бровки откоса, а также нарушениями сплошности массива в виде отдельных микро- и макротрещин, систем трещиноватости, образования структурных блоков. Эти нарушения способствуют концентрации напряжений в окрестности дефектов и изменению общей картины напряженного состояния скального откоса. Для подобного состояния массива горных пород процесс разрушения также можно охарактеризовать тремя фазами.

Количественные соотношения, определяющие развитие поверхности скольжения в откосе и последующие фазовые переходы, отсутствуют.

К настоящему времени разработаны многочисленные методы расчета устойчивости карьерных откосов в скальных породах, которые обычно объединяют в две группы.

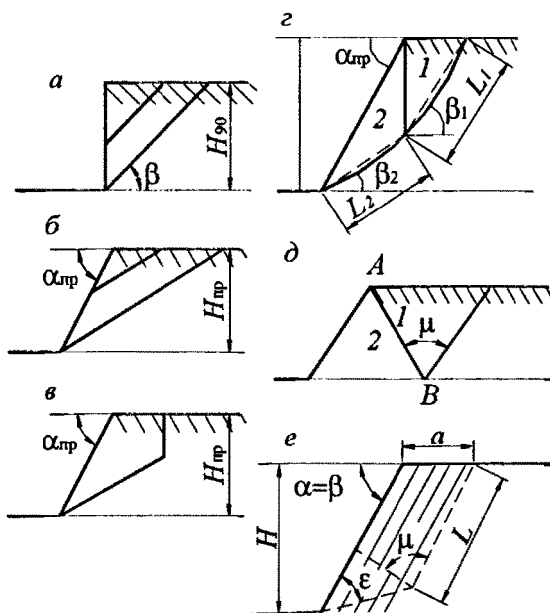


Рис. IV.17. Схемы определения параметров устойчивых откосов (по Э.Л. Галустяну):

a — вертикальный откос с подрезанными контактами слоев; *б, в* — плоский откос с подрезанной плоской поверхностью ослабления; *г* — то же, с криволинейной; *д* — плоский с подрезанной плоской поверхностью ослабления; *е* — с ломаной поверхностью ослабления

В методах первой группы решается плоская задача устойчивости откоса с фиксированными плоскостями ослабления скального

массива. Методы предложены сотрудниками ВНИМИ (Г.Л. Фисенко, Н.Н. Куваев, Э.Л. Галустяну), Карагандинского политехнического института (И.И. Попов, Р.П. Окатов), Гидропроекта (Э.Г. Газиев, В.И. Речицкий, Э.А. Фрейберг), ГИГХСа (М.Е. Певзнер), ВНИИЦветмета (Л.В. Сивков), а также В.Н. Поповым, П.С. Шпаковым и др.

Разработки Г.Л. Фисенко отражены в схемах II—IV, VIII—XI (табл. IV.1).

Н.Н. Куваевым предложены две схемы расчета предельной высоты откоса для случая, когда величина угла откоса равна или меньше угла падения слоев трещиноватых пород.

На рис. IV.17 даны схемы расчета параметров устойчивости откосов, предложенные Э.Л. Галустяном.

На рис. IV.18 представлены рекомендуемые И.И. Поповым и Р.П. Окатовым расчетные схемы оценки устойчивости откосов для четырех случаев (I—IV).

На рис. IV.19 изображена схема расчета устойчивости откоса, предложенная ГИГХС. Метод предназначен для условий, когда угол падения поверхности ослабления совпадает с углом откоса. Предполагается, что поверхность скольжения в верхней части совпадает с поверхностью ослабления, а в нижней проходит под углом $45^\circ - \phi/2$ к поверхности откоса.

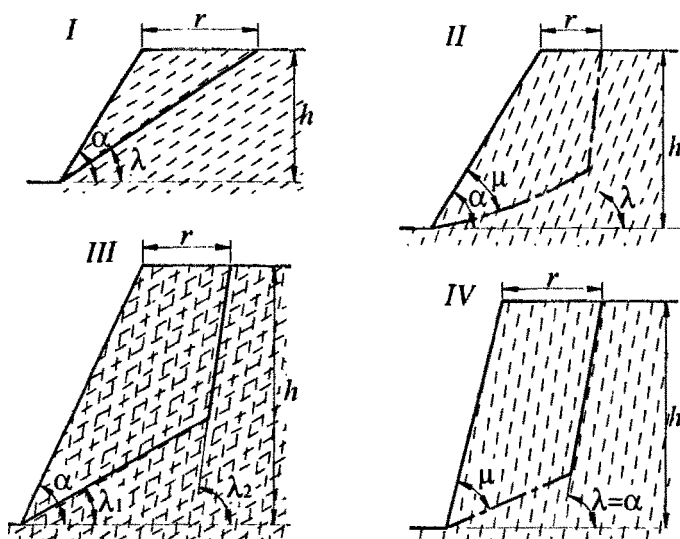
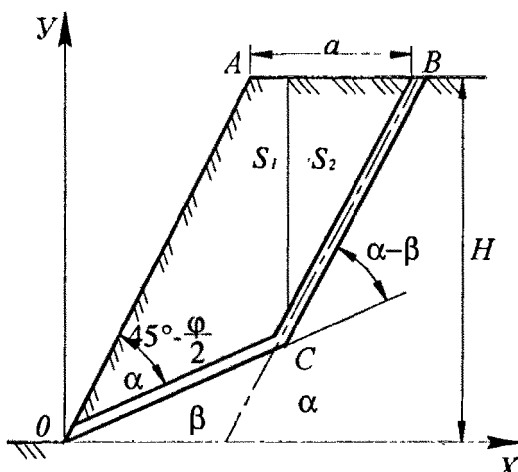


Рис. IV.18. Схемы расчета устойчивости карьерных откосов с учетом поверхностей ослабления (по И.И. Попову и Р.П. Окатову):

I — подрезка уступом профильных поверхностей ослабления; *II* — заоткоска уступа положе слонистости пород; *III* — заоткоска уступа положе системы продольных крутопадающих трещин; *IV* — заоткоска уступа параллельно слонистости

Рис. IV.19. Схема расчета устойчивости карьерных откосов для угла падения поверхности ослабления, равного углу откоса



Уравнение предельного равновесия записывается в виде

$$\begin{aligned} P_{S_1} \cos \beta + F_m \sin(\alpha - \beta) \operatorname{tg} \varphi' + c'l = \\ = P_{S_2} \sin \beta + F_m \cos(\alpha - \beta), \end{aligned} \quad (\text{IV.51})$$

где P_{S_1}, P_{S_2} — массы породных призм; F_m — сдвигающая сила от массы призмы S_2 ; φ', c' — угол внутреннего трения и сцепление по поверхности ослабления.

Уравнение решается методом последовательных приближений, итерационный процесс заканчивается при получении угла откоса, соответствующего заданному коэффициенту запаса устойчивости.

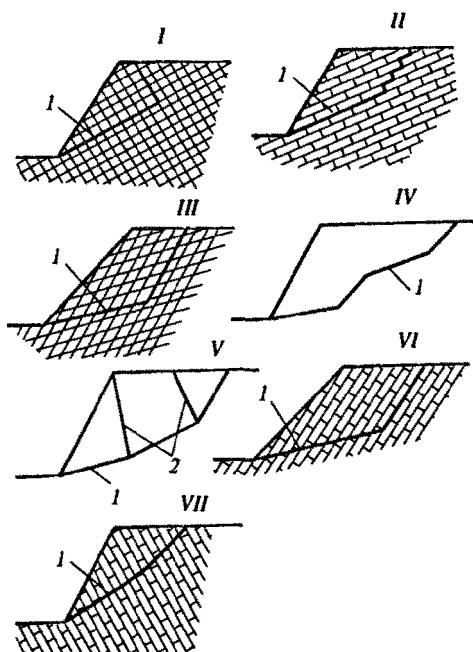


Рис. IV.20. Схемы Гидропроекта для расчета устойчивости скальных откосов:

1 — поверхность смещения откоса; 2 — крупные секущие трещины; I—VII — расчетные схемы

На рис. IV.20 представлены схемы расчета устойчивости скальных откосов, обоснованные в Гидропроекте. Возможность их применения определяется следующими условиями:

- падение системы выработанного пространства под углом, меньшим угла откоса, на сопряженной системе трещин обычно происходит отрыв смещающегося массива (схемы I, II);
- в массиве существуют две системы трещин, падающие в сторону выработанного пространства (схема III);
- в массиве имеется крупная полигональная поверхность, например, протяженная трещина (схема IV);
- в массиве имеются крупная полигональная поверхность и крупные секущие трещины (схема V);
- в массиве имеются трещины напластования с углом падения β больше угла откоса α и пологие подсекающие трещины (схема VI);
- пласты падают в глубь массива (схема VII).

На рис. IV.21 приведены схемы расчета устойчивости скальных откосов, разработанные Л.В. Савковым, также применительно к определенным условиям.

1. В откосе существуют две системы поверхностей ослабления, одна из которых падает в сторону выемки под углом δ , меньшим угла откоса, а вторая направлена в сторону массива под углом ρ (рис. IV.21, а). Предельная высота устойчивого откоса определяется зависимостью

$$H = m + \sqrt{m^2 + H_0(H_0\delta + n - 2m)}, \quad (\text{IV.51})$$

где

$$m = \frac{c' \cos \varphi' \sin \alpha}{\gamma \sin(\alpha - \delta) \sin(\delta - \varphi')};$$

$$t = \frac{\operatorname{ctg} \varrho + \operatorname{ctg} \delta}{\operatorname{ctg} \delta - \operatorname{ctg} \alpha};$$

$$n = \frac{\lambda \sigma_p \cos \varphi'}{\gamma (\operatorname{ctg} \delta - \operatorname{ctg} \alpha \operatorname{tg} \alpha) \sin \varrho - \varphi' \sin \varrho \cdot \sin(\varrho + \delta)}.$$

Предельному значению H соответствует

$$H_0 = \frac{2m - n}{2t}. \quad (\text{IV.52})$$

Ширину бермы безопасности, т. е. расстояние r от верхней бровки откоса до поверхности отрыва рассчитывают по формуле

$$r = H(\operatorname{ctg} \delta - \operatorname{ctg} \alpha) - H_0(\operatorname{ctg} \varrho + \operatorname{ctg} \delta). \quad (\text{IV.53})$$

2. Плоскости ослабления в откосе наклонены под углом, совпадающим с углом откоса (см. рис. IV.21, б). Предельная высота устойчивого откоса определяется зависимостью

$$H = A_1 + \sqrt{(H_M - A_1)^2 + H_M B_1}, \quad (\text{IV.54})$$

где

$$A_1 = \frac{c \cos \varphi}{\gamma \sin \Theta \cos(\Theta + \varphi)(1 - \operatorname{tg}' \operatorname{ctg} \beta)};$$

$$B_1 = \frac{2c' \cos \varphi' \sin(\beta - \Theta)}{\gamma \sin \Theta \sin(\beta - \varphi')};$$

$$H_M = A_1 - B_1/2.$$

Величина r_1 находится из выражения

$$r_1 = (H - H_M)[\operatorname{ctg}(\beta - \Theta) - \operatorname{ctg} \beta]. \quad (\text{IV.55})$$

3. Поверхности ослабления в откосе падают в сторону выемки под углом, большим угла откоса (см. рис. IV.26, в).

Предельную высоту устойчивого откоса определяют по зависимости

$$H = a_1 + \sqrt{a_1^2 + H_M(H_M b_1 - \xi_1 - 2a_1)}, \quad (\text{IV.56})$$

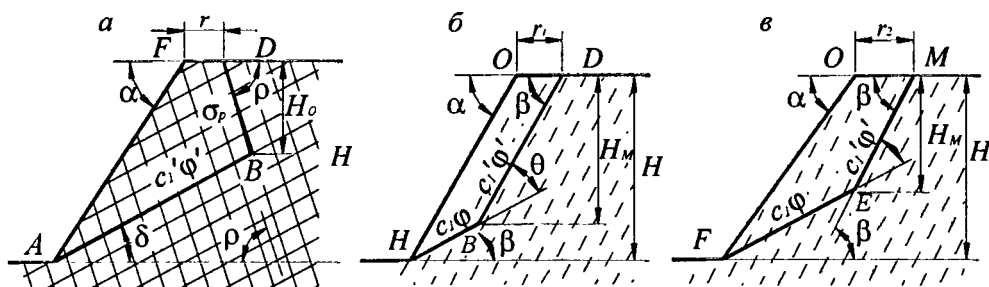


Рис. IV.21. Схемы расчета устойчивости скальных откосов (по Л.В. Савкову)

$$\text{где } a_1 = \frac{c \cos \varphi \cos \varphi'}{\gamma [\operatorname{ctg}(\beta - \Theta) - \operatorname{ctg} \alpha] \sin(\beta - \varphi') \cdot \cos(\Theta + \varphi) \cdot \sin(\beta - \Theta)};$$

$$b_1 = \frac{\operatorname{ctg}(\beta - \Theta) - \operatorname{ctg} \beta}{\operatorname{ctg}(\beta - \Theta) - \operatorname{ctg} \alpha}; \quad \xi = \frac{2c' \cos \varphi'}{\gamma [\operatorname{ctg}(\beta - \Theta) \operatorname{ctg} \alpha] \sin(\beta - \varphi') \sin \beta};$$

$$H_M = \frac{2a_1 - \xi}{2b_1}.$$

Ширину зоны r_2 устанавливают из выражения

$$r_2 = H[\operatorname{ctg}(\beta - \Theta) - \operatorname{ctg} \alpha] - H_M[\operatorname{ctg}(\beta - \Theta) - \operatorname{ctg} \beta]. \quad (\text{IV.57})$$

Расчетные схемы определения параметров устойчивости скальных откосов при наличии диагональных и поперечных трещин предложены В.Н. Поповым и Б.Н. Байковым.

В методах второй группы производится решение пространственных задач устойчивости откосов при различных условиях залегания поверхностей ослабления.

Так как обрушение откосов, сложенных скальными и полускальными породами в большинстве случаев происходит по косесекущим поверхностям ослабления, поверхность обрушения состоит из двух плоских поверхностей, ориентированных под некоторым углом между собой. Призму возможного обрушения можно представить в виде клина, сдвигающегося по желобчатой поверхности нормально к простиранию уступа или под некоторым углом к нему в зависимости от параметров поверхностей ослабления (рис. IV.22). Поверхность скольжения приобретает форму симметричного или несимметричного желоба, характеризуемого двугранным углом, лежащим в плоскости, перпендикулярной к линии пересечения поверхностей ослабления.

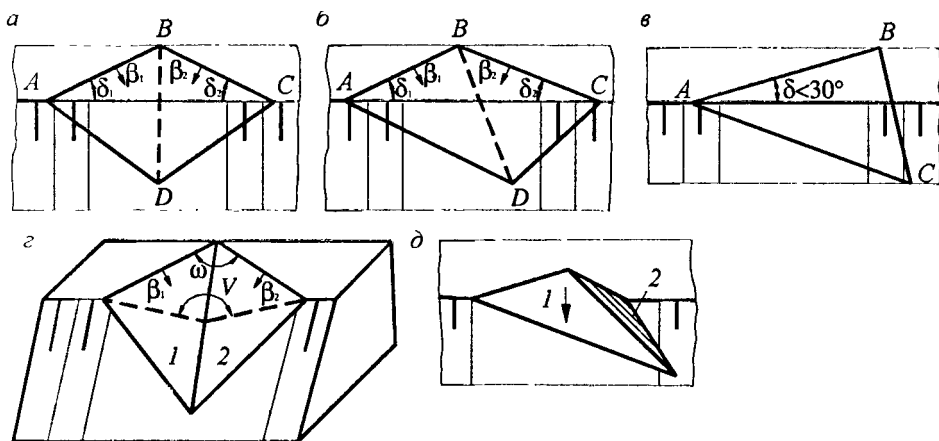


Рис. IV.22. Схемы к расчету устойчивости откосов уступов, ослабленных двумя секущими поверхностями (по Э.Л. Галустьяну):

a — симметричными; *b, в* — несимметричными; *г* — объемная модель откоса; *д* — поверхность скольжения при сдвиге по поверхности (1) и отрыве по поверхности (2); *ABCD* — призма возможного обрушения

На рис. IV.23 изображены схемы к решению объемной задачи определения коэффициента запаса устойчивости скального откоса. Призма возможного обрушения *ABCD* сдвигается под углом к направлению простирания уступа по поверхности скольжения, имеющей форму несимметричного желоба. Поверхности 1 и 2 ориентированы под углами δ_1 и δ_2 к направлению простирания уступа, образуют угол ω в горизонтальной плоскости и падают под углами β_1 и β_2 . Расчет выполняют путем последовательного проектирования векторов сдвигающих и удерживающих сил по поверхности скольжения. В качестве основной принимается любая поверхность ослабления и ей присваивается индекс 1. Угол Θ измеряется между направлением простирания этой поверхности и линией сдвига. Равнодействующая P гравитационных сил раскладывается на нормальную и тангенциальную составляющие. Нормальная составляющая обуславливает возникновение силы трения

$$T_1 = gP \cos \beta_1 \operatorname{tg} \varphi'. \quad (\text{IV.58})$$

Тангенциальная составляющая $P \sin \beta_1$ способствует сдвигу по поверхности 1 и передает давление на поверхность 2. Эта сила раскладывается на составляющие

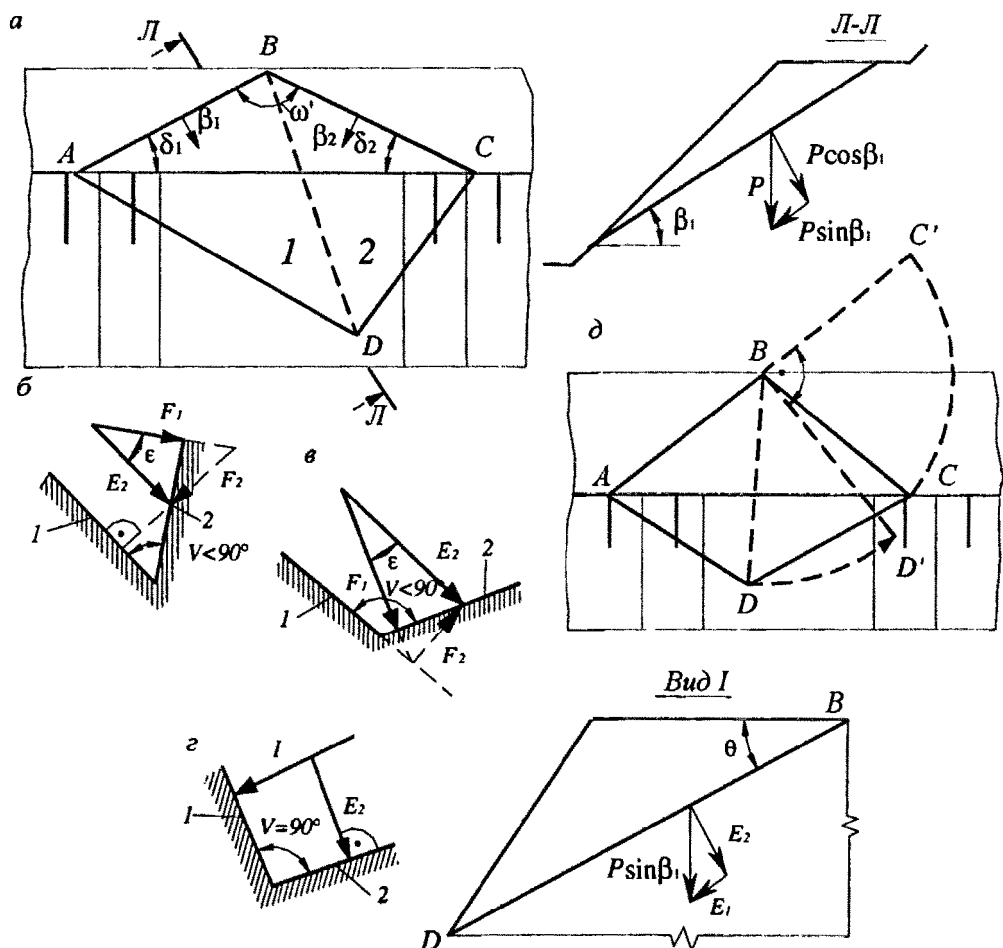


Рис. IV.23. Схемы к решению объемной задачи устойчивости подрезанного клина:

a — ложе подрезанного откоса; *б, в, г* — поперечное сечение призмы обрушения при различных углах; *д* — схема перехода от объемной задачи к плоской при увеличении угла до 180° ; *ABCD* — призма возможного обрушения; *1, 2* — поверхности ослабления

$$\begin{aligned} E_1 &= gP \sin \beta_1 \sin \Theta, \\ E_2 &= gP \sin \beta_1 \cos \Theta. \end{aligned} \quad (\text{IV.59})$$

Составляющая E_1 является эффективной сдвигающей силой, действующей вдоль линии сдвига, которая наклонена к горизонту под углом β_{1-2} и составляет с направлением простирания поверхности *1* угол Θ . Результат действия силы E_2 зависит от двугранного угла между поверхностями *1* и *2*. Силу E_2 можно разложить на две составляющие:

- F_1 обуславливает возникновение силы трения $T_2 = F_1 \operatorname{tg} \varphi'_2 = \frac{E_2}{\cos \varepsilon} \operatorname{tg} \varphi'_2$;

- F_2 создает эффект зажима или отпора. При $\varepsilon = 90^\circ$ — сила $F_2 = E_2 \operatorname{tg} \varepsilon$ действует в сторону поверхности 1 и создает эффект зажима за счет реактивной силы трения $T_3 = F_2 \operatorname{tg} \varphi'_1$. При $\varepsilon = 90^\circ$ сила F_2 создает эффект отпора и ее необходимо вычитать из суммы удерживающих сил. Коэффициент запаса устойчивости откоса с учетом сил сцепления по поверхностям ослабления $C'_1 S_1$ и $C'_2 S_2$ будет равен

$$\eta = \frac{\operatorname{ctg} \beta_1 \operatorname{tg} \varphi'_1}{\sin \Theta} + \frac{\operatorname{ctg} \Theta (\operatorname{tg} \varphi'_2 \pm \sin \varepsilon \operatorname{tg} \varphi'_1)}{\cos \varepsilon} + \frac{W}{gP \sin \beta_1 \sin \Theta}, \quad (\text{IV.60})$$

где φ'_1, φ'_2 — угол трения соответственно поверхности 1 и 2; ε — угол отклонения вектора силы E_2 от нормали к поверхности 2; W — суммарная сила сцепления, равная $W = C'_1 S_1 + C'_2 S_2$; gP — сила давления пирамиды ABCD, $gP = \frac{1}{3} \gamma h S'_{ABC}$.

Если угол $V = 90^\circ$, т. е. $\varepsilon = 0$, на поверхности 2 возникает под действием E_2 сила трения $T_2 = E_2 \operatorname{tg} \varphi'_2 = gP \sin \beta_1 \cos \Theta \operatorname{tg} \varphi'_2$.

Подставив значения угла ε в формулу (IV.60), имеем

$$\eta = \operatorname{ctg} \Theta \operatorname{tg} \varphi'_2 + \frac{\operatorname{ctg} \beta_1 \operatorname{tg} \varphi'_1}{\sin \Theta} + \frac{W}{gP \sin \beta_1 \sin \Theta}. \quad (\text{IV.61})$$

Силы сцепления W по трещинам и дизъюнктивам, заполненным глинистым материалом, не учитываются и, принимая $\varphi'_1 = \varphi'_2$, имеем

$$\eta = \frac{\operatorname{ctg} \beta_1 \operatorname{tg} \varphi'}{\sin \Theta} + \frac{\operatorname{ctg} \Theta \operatorname{tg} \varphi' (1 \pm \sin \varepsilon)}{\cos \varepsilon}. \quad (\text{IV.62})$$

При плоской поверхности скольжения коэффициент запаса устойчивости откоса определяется выражением

$$\eta = \frac{gP \cos \beta_1 \operatorname{tg} \varphi'_1 + W}{P \sin \beta_1}. \quad (\text{IV.63})$$

Формула справедлива для случаев, когда сопротивлением сдвигу в торце клина можно пренебречь (поверхность ослабления сечет откос под углом $\delta < 10^\circ$). Если $\delta = 10 + 30^\circ$, необходимо учитывать сопротивление по поверхности скола, образующей с поверхностью ослабления угол $V = 90^\circ - \rho$. Когда ожидается сдвиг по двум поверхностям скольжения, величину η рассчитывают по формуле (IV.60), при простом сдвиге — по формуле (IV.63) с добавлением в числитель силы сопротивления пород отрыву $qS_{\text{отр}}$, где q — удельное сопротивление отрыву, $S_{\text{отр}}$ — площадь отрыва.

В ГИГХС разработан метод оценки устойчивости откосов из скальных и полускальных пород, подрезаемых двумя пересекающимися кососекущими трещинами. Уравнение специального предельного равновесия имеет вид

$$T = N_1 \operatorname{tg} \varphi_1 + C_1 S_1 + W_2 \operatorname{tg} \varphi_2 + C_2 S_2, \quad (\text{IV.64})$$

где T — сдвигающая сила, действующая вдоль линии пересечения поверхностей ослабления; N_1, N_2 — нормальные составляющие к поверхностям ослабления, равнодействующая которых есть нормальная составляющая массы оползающего клина; $\varphi_1, C_1, \varphi_2, C_2$ — соответственно угол внутреннего трения и сцепление по поверхности ослабления; S_1, S_2 — площади поверхностей ослабления.

Аналитическая зависимость $H = f(d)$ имеет вид:

$$\frac{\gamma H}{C_1} = \frac{3 \left(\frac{\sin \beta_2}{\sin \varepsilon_1} + g \frac{\sin \beta_1}{\sin \varepsilon_2} \right)}{(\operatorname{ctg} \psi' - \operatorname{ctg} \alpha) \sin(\beta_1 - \beta_2) [\sin \varphi - \cos \varphi (\sin \psi_1 \operatorname{tg} \varphi_2 + \sin \Theta_2 \operatorname{tg} \varphi_1) / \sin \Theta]}, \quad (\text{IV.65})$$

Ширину призмы возможного обрушения определяют из выражения

$$\frac{\gamma a}{C_1} = \frac{3 \left(\frac{\sin \beta_2}{\sin \varepsilon_1} + g \frac{\sin \beta_1}{\sin \varepsilon_2} \right)}{\sin(\beta_1 + \beta_2) [\sin \varphi - \cos \varphi (\sin \Theta_1 \operatorname{tg} \varphi_2 + \sin \Theta_2 \operatorname{tg} \varphi_1) / \sin \Theta]}, \quad (\text{IV.66})$$

где $\beta_1, \beta_2, \varepsilon_1, \varepsilon_2$ — соответственно углы простирания и падения поверхностей ослабления; ψ' — угол наклона плоскости, проходящей через линию пересечения поверхностей ослабления и ось OX ; ψ — угол наклона линии пересечения поверхностей ослабления; Θ_1, Θ_2 — попарные углы между поверхностью ослабления и плоскостью, проходящей через линию пересечения поверхностей ослабления и ось OZ .

В Карагандинском полиграфическом институте разработаны схемы расчета устойчивости откосов в анизотропной среде и получены формулы для определения высоты устойчивого откоса и ширины призмы обрушения для условий как плоских, так и объемных задач.

Схему расчета определяют путем наложения ориентированных границ прямолинейных участков откосов на структурно-однородные участки массива, проведения сравнительного анализа трещиноватости и построения модели участка скального массива. Модель может быть графической, физической и математической.

Обычно применяют графическую модель как наиболее простой способ решения задачи. Математическая модель позволяет получить более точное решение, но требует в ряде случаев использования ЭВМ.

Физическая модель помогает наглядно представить взаимоотношения структурных элементов массива с параметрами уступа или борта и служит для подтверждения правильности графических построений и аналитических расчетов.

В расчетах на предельное равновесие по поверхностям ослабления учитывают прерывистость трещин, их волнистость в виде длины и амплитуды «волны», твердость или консистенцию заполнителя, действие напорных вод и взрывов, многовариантность в выборе схемы расчета устойчивости скального клина с последующим определением минимального коэффициента запаса устойчивости откоса.

Последовательность упрощенного решения объемной задачи по устойчивости уступов, ослабленных кососекущими и подсекающими плоскими поверхностями скольжения, такова: устанавливают характер сдвига блока или сдвига с отрывом, определяют взаимоотношение откоса уступа и линии пересечения поверхностей ослабления (линия сдвига), угловые и линейные

параметры подрезанного четырехгранного породного блока (двугранный угол пересекающихся поверхностей ослабления, азимут простираия и угол падения линии сдвига, углы между линией сдвига и направлениями простираия поверхностей ослабления, азимуты простираия линий пересечения поверхностей ослабления с откосом и др.); рассчитывают действующие силы и коэффициент запаса устойчивости откоса.

Параметры пространственной поверхности скольжения, линейных параметров призмы возможного обрушения и вариантов сдвига породного клина определяют с помощью азимутальной сетки (нормальной, меридиональной — В.В. Каврайского или Вульфа).

Исследования устойчивости скальных откосов при помощи решения пространственных задач выполняются за рубежом. Так, в Великобритании, на основе трехмерного векторного анализа предложены расчетные схемы для условий, когда поверхность скольжения имеет форму пяти- или шестигранника.

Исследования В.Т. Сапожникова показали, что в ряде случаев целесообразна замена объемной задачи плоской. Наибольшая погрешность (200—250 %) допускается в диапазоне значений угла раскрытия желоба $V \leq 80^\circ$. При $V = 80+130^\circ$ средняя ошибка составляет около 30 %, при $V = 130+180^\circ$ результаты решения плоской и объемной задач практически совпадают.

Необходимо отметить, что при разработке месторождений со скальными вмещающими породами устойчивость бортов определяют конструктивные требования (высота и угол наклона уступа, ширина берм). Изменение технологии горных работ может обеспечить значительный прирост угла наклона борта. Технологические проработки, выполненные Р.Б. Юном на основе исследований В.И. Борщ—Компанийца, показали, что изменение схемы вскрытия на Акчий-Спасском карьере (Северо-Жезказганский рудник, Казахстан) дает прирост угла наклона бортов карьера на 17° и составляет $62-68^\circ$ при $45-47^\circ$ по проекту.

§ 7. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ С УЧЕТОМ КРИВОЛИНЕЙНОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ В ПЛАНЕ

Устойчивость торцевых участков бортов карьеров вытянутой формы и бортов карьеров круглой или овальной форм в плане существенно возрастает. По сравнению с прямолинейными в плане бортами в перечисленных случаях возникает дополнительное сопротивление смещению призмы обрушения, создаваемое силами бокового распора ($\sigma_{\text{гор}} = \lambda \gamma H$, где λ — коэффициент бокового распора; γ — плотность породы; H — высота борта). Поэтому решения плоской задачи устойчивости откосов в этих случаях корректируются при помощи графиков ВНИМИ, построенных на основе моделирования методом эквивалентных материалов. На рис. IV.24, а представлен график зависимости угла наклона β' борта карьера круглой формы от условного радиуса кривизны нижнего контура R для карьера круглой формы. Величина β' определяется по значениям R/H (H — глубина карьера) и угла наклона β прямолинейного в плане борта плоского профиля. Величина β находится по графику плоского откоса. Для карьера с квадратной подошвой в случаях, когда линейный размер подошвы меньше двух наклонных высот борта ($2H \operatorname{ctg} \beta$) или имеются зажатые участки бортов, протяженность которых $l' = l/H_{90}$ также не превышает $2H \operatorname{ctg} \beta$, используется график на рис. IV.24, б. После определения поправки $\Delta\beta$ угол наклона борта на зажатом участке определяется в виде $\beta' = \beta + \Delta\beta$.

В случаях, когда в бортах криволинейных в плане карьеров поверхности ослабления большого протяжения отсутствуют, локальны и не падают в сторону выемки, применяют типовые схемы определения углов наклона бортов, вводя поправки к углу наклона прямолинейного борта (табл. IV. 3).

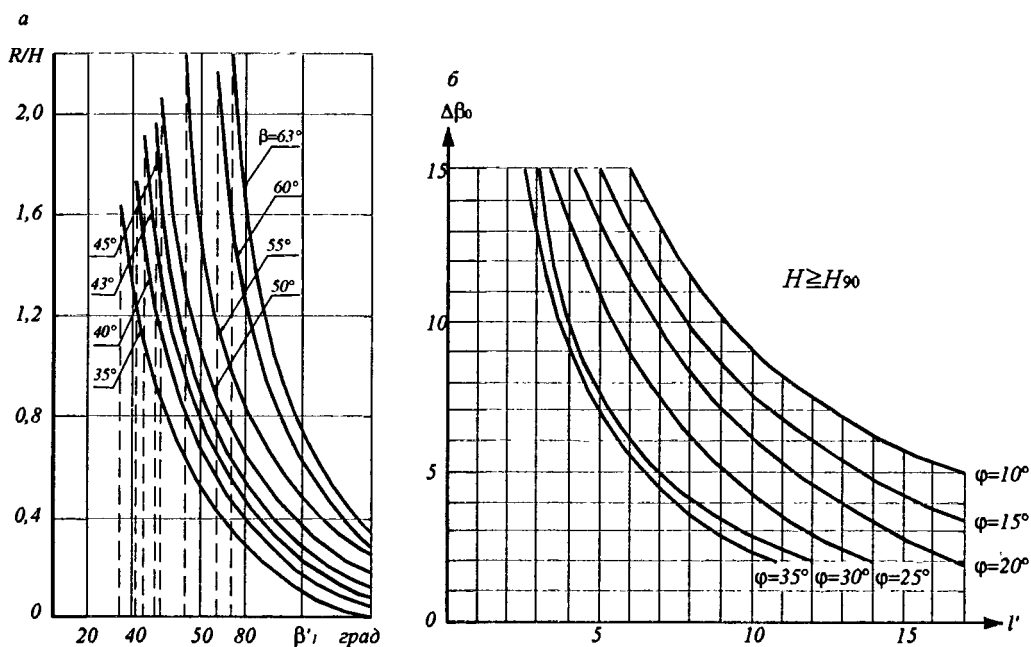


Рис. IV.24. Определение углов наклона бортов карьеров с учетом их формы в плане:

а — график зависимости угла наклона борта от его кривизны в плане; *б* — определение поправки $\Delta\beta$ с учетом условной длины l' зажатого участка

Схема 1. Применяется для определения углов наклона бортов в условиях карьеров, контуры которых в плане близки к окружности. Порядок расчета следующий. Определяют угол наклона $\alpha_{пл}$ прямолинейного в плане борта плоского профиля с заданным коэффициентом запаса устойчивости откоса и вычисляют поправку к этому углу за счет круглой формы борта в плане $\Delta\alpha_1$ с использованием графика поправок (рис. IV.25). Для этого измеряют средний радиус кривизны нижней бровки карьера R_n , вычисляют условную его величину $R' = R_n/H_{90}$ и на оси ординат отыскивают $\Delta\alpha$. График поправок $\Delta\alpha_1$ действителен при условии

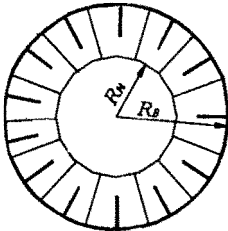
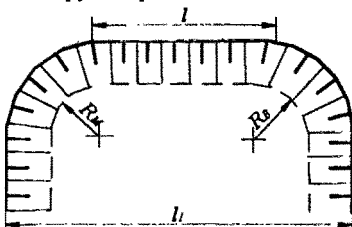
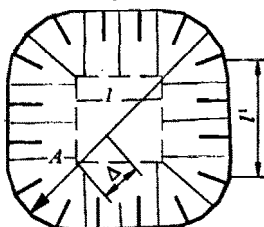
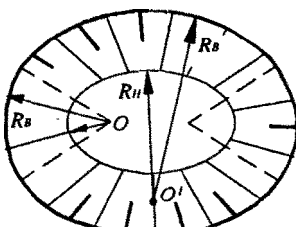
$$R' \geq (H' + 11,5\varphi_n - 7) \operatorname{tg}(45^\circ - \varphi_n), \quad (\text{IV.67})$$

где H' — условная высота, равная H/H_{90} .

Если R' меньше минимально допустимого значения, то для установления профиля борта в разрезе применяют дополнительные графики предельных очертаний откосов вогнутого профиля круглых выемок в соответствии с методическими указаниями ВНИМИ (см. список литературы в конце книги).

Таблица IV.3

Схема расчета карьерных откосов с учетом криволинейности бортов в плане

Номер схемы	Форма бортов карьера в плане	Условия примени- мости схемы	Используемые фор- мулы и графики
I	Круглая 	Отклонение радиусов кривизны верхней $R_{\text{в}}$ и нижней $R_{\text{н}}$ бровок борта не превышает 15 % среднего значения радиуса I.1. Борт прорезается траншеей не более чем на 1/3 его высоты I.2. Борт прорезается траншеей не более чем на 1/2 высоты	$\alpha = \alpha_{\text{пл}} + \Delta\alpha_1$ График зависимости поправки $\Delta\alpha_1$ к углу наклона борта $\alpha_{\text{пл}}$ от радиуса кривизны бровки по низу выемки $R_{\text{н}}$
II	Круглопрямолинейная 	Поправка $\Delta\alpha_2$ к углу откоса; "зажатость" не должна превышать поправки $\Delta\alpha_1$ за кривизну борта	$\alpha = \alpha_{\text{пл}} + \Delta\alpha_2$ График зависимости $\Delta\alpha_2$ от длины "зажатого" участка l
III	Круглопрямолинейная с квадратным или прямоугольным дном 	III.1. Линейный размер дна карьера l меньше двух наклонных высот борта $H_{\text{н}}$ III.2. Линейный размер "зажатых" участков бортов l по проектированию не превышает двух наклонных высот борта $H_{\text{н}}$ III.3. Линейные размеры дна карьера более двух наклонных высот борта $H_{\text{н}}$	График зависимости $\Delta\alpha_2$ от длины "зажатого" участка l' График зависимости поправки $\Delta\alpha_1$ к углу наклона борта $\alpha_{\text{пл}}$ от радиуса кривизны бровки по низу выемки $R_{\text{н}}$ $\alpha_1 = \alpha_{\text{пл}} + \Delta\alpha_1$ $\alpha_2 = \alpha_{\text{пл}} + \Delta\alpha_1$ $\Delta = R'H_{\text{н}}$
IV	Эллипсоидальная 	То же, что по схеме I	График зависимости между высотой откоса плоского профиля H и его углом $\alpha_{\text{пл}}$ График зависимости поправки $\Delta\alpha_2$ к углу наклона борта $\alpha_{\text{пл}}$ от радиуса кривизны бровки по низу выемки $R_{\text{н}}$

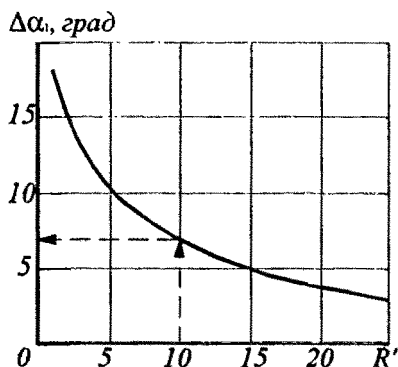


Рис. IV.25. Зависимость поправки к углу наклона борта, круглого в плане, $\Delta\alpha_1$ от условного радиуса кривизны по дну карьера

Если борт карьера круглой формы пререзает траншея на глубину не менее $2/3$ его высоты, то угол наклона борта принимается переменным — от $\alpha_{пл}$ (определяется по графику плоского откоса на границе прямолинейных контуров траншеи с круглыми контурами карьера) до α (определяется с учетом поправки $\Delta\alpha_1$, график на рис. IV.25).

Схема 2. Используется для определения углов наклона прямолинейных в плане участков бортов, «зажатых» на его закруглениях. Общую длину «зажатого» (в том числе прямолинейного) участка l' определяют по формуле

$$l' = l'_0 + l'_1, \quad (IV.68)$$

где $l'_0 = \text{ctg}\varphi_n + R'\text{tg}(50^\circ - \varphi_n)$; $l'_1 = l / H_{90}$; R' — условный радиус кривизны нижней бровки борта; l — длина прямолинейного участка.

По графику поправок (рис. IV.26) находят значение $\Delta\alpha_2$ и определяют угол наклона борта $\alpha_{пл}$ с заданным коэффициентом запаса устойчивости откоса, используя для этого график плоского откоса. Общий угол наклона борта вычисляют по формуле

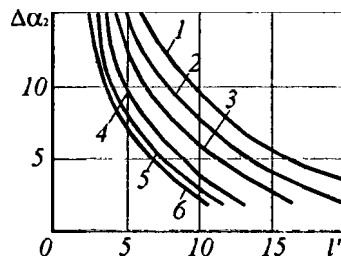
$$\alpha = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_2. \quad (IV.69)$$

Схема 3. Применяется для определения углов наклона бортов с квадратным дном карьера и на участках, «зажатых» их закруглениями.

Определяют параметры устойчивости бортов в такой последовательности. С помощью графика определения поправок $\Delta\alpha_2$ (рис. IV.26) вычисляют угол наклона борта на прямолинейных участках с учетом степени их «зажатости»:

$$\alpha_1 = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_2.$$

Рис. IV.26. Зависимость поправки к углу наклона борта карьера $\Delta\alpha_1$ от длины «зажатого» участка борта l при φ :
1—10°; 2—15°; 3—20°; 4—25°; 5—30°; 6—35°



Затем, используя график поправок $\Delta\alpha_1$ (рис. IV.25), определяют угол наклона борта на закруглениях:

$$\alpha_2 = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_2.$$

На диагонали квадрата находят центр закругления на расстоянии $\Delta = R'H_{90}$ от угла квадрата по диагонали (см. табл. IV.3, схема III). Верхняя бровка отстраивается радиусом

$$R = R'H_{90} + H \operatorname{ctg} \alpha_2 \quad (\text{IV.70})$$

до пересечения с бровкой его прямолинейной части. Если верхняя прямолинейная бровка не пересекается с криволинейной, то производится перерасчет радиуса кривизны по формуле

$$R = RH_{90} + H \operatorname{ctg} \alpha_1. \quad (\text{IV.71})$$

Углы наклона борта карьера в случае, когда линейные размеры его дна более двух наклонных высот, определяют в такой последовательности: на прямолинейных участках устанавливают $\alpha_{пл}$, на закруглениях находят поправку $\Delta\alpha_1$ для допустимого радиуса R' и центр закругления описанным ранее способом, а радиус закругления верхней бровки вычисляют по формуле:

$$R = R'H_{90} + H \operatorname{ctg} (\alpha_{пл} + \alpha_1). \quad (\text{IV.72})$$

Если дуга радиуса R не пересекает верхний контур прямолинейной части борта, то производят перерасчет радиуса по формуле:

$$R = R'H_{90} + H \operatorname{ctg} \alpha_{пл}. \quad (\text{IV.73})$$

Схема 4. Применяется для определения углов наклона бортов карьеров в плане эллипсоидальной формы и с участками борта вогнутого профиля, для которых можно подобрать свои радиусы закругления бровок поверху R_v и понизу R_n .

Порядок определения параметров бортов карьеров эллипсоидальной формы следующий. Находят центры и величины радиусов закруглений R_b и R_n . Вычисляют значения H_{90} и условные радиусы закругления бровок по дну карьера $R' = R_n / H_{90}$ для каждого его участка. Определяют углы наклонов криволинейных участков бортов карьера $\alpha_i = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_{пл}$. Верхние бровки криволинейных участков бортов отстраивают радиусами $R_i = R_n + H \operatorname{ctg}(\alpha_{пл} + \alpha_i)$, затем контур карьера в плане плавно сглаживается.

Если борт рассечен глубокой траншеей, то угол наклона борта принимают переменным — от $\alpha_{пл}$ (на границе прямолинейного участка траншеи с криволинейными бровками карьера) до $\alpha = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_i$.

С целью уменьшения концентраций касательных напряжений в основании бортов следует делать закругления, радиус которых обычно определяют по формулам, приводимым в специальной литературе.

ГЛАВА V

ГОРНО- ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО ФОРМИРОВАНИЮ БОРТОВ КАРЬЕРОВ И ОТВАЛЬНЫХ НАСЫПЕЙ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Факторы, определяющие возникновение геомеханических процессов в бортовых и отвальных массивах, обычно разделяют на природные и горно-технические. Если первая группа объединяет факторы, действовать на которые практически невозможно или, по меньшей мере, экономически нецелесообразно, то во вторую группу объединены факторы, обусловленные инженерной деятельностью, что позволяет изменять уровень их воздействия на объект и окружающую среду в определенных пределах.

На рис. V.1 представлена принципиальная схема управления геомеханическими процессами в бортовых и отвальных массивах, в которой выделяют два направления воздействия на геологическую среду: технологические и специальные мероприятия.

Технологические мероприятия непосредственно связаны с разработкой месторождения и осуществляются как составная часть технологического процесса. **Специальные мероприятия** не зависят от горных работ (или зависят косвенно) и могут выполняться с применением специального оборудования и материалов. К этим мероприятиям относятся различные варианты искусственного укрепления участков бортов и дренаж карьерных полей.

По принципу воздействия на состояние массива горных пород специальные мероприятия можно разделить (табл. V.1) на четыре группы: механическое удержание; улучшение физикомеханических свойств горных пород; изоляция пород; комбинированные. Разработана также подробная классификация методов укрепления пород, в основу которой положен принцип изменения состава, строения и свойств горных пород.

Работы по укреплению откосов карьеров выполняют в соответствии с проектом, в котором обязательно должна быть оценка экономической эффективности предлагаемых мероприятий.

Общая характеристика способов укрепления откосов

Группы способов	Условия применения
I. Механическое укрепление с помощью: железобетонных свай и шпон штанг и гибких тросовых тяжей защитных стенок железобетонных подпорных стенок и контрфорсов II. Упрочение пород с применением: цементации, нагнетания укрепляющих растворов из полимерных материалов, смолизации силикатизации и электросиликатизации электрохимической обработки (электроосмос) термической обработки энергии взрыва III. Укрепление с помощью изолирующих и защитных покрытий: набрызгбетон по металлической сетке, смолизация, агромелиоративные мероприятия IV. Комбинированное укрепление пород — сочетание механического укрепления с упрочением или изоляци- ей пород	Массивы со слаборазвитой трещиноватостью, подсеченные поверхно- стями ослабления, падающими в выработанное пространство под уг- лами 20—50° Крупноблоковые маловыветрелые массивы, сланцевые слоистые твердые породы с падением в сторону выемки под углами 40—60° Сильнотрещиноватые, легко выветривающиеся скальные и полу- скальные породы Нарушенные массивы сложной структуры с переслаиванием по- род, рыхлые увлажненные породы, склонные к оползанию Трещиноватые скальные породы с трещинами, свободными от глинистых материалов, крупно- и мелкозернистые пески Песчаные и лёссовые породы при коэффициенте фильтрации 0,1—5 м/сут Глинистые водонасыщенные породы при коэффициенте фильтра- ции менее 0,01 м/сут Лёссовые, суглинистые и глинистые породы с коэффициентом воздухопроницаемости 0,2—0,4 см/с Глинистые, лёссовые, супесчаные породы с коэффициентом по- ристости более 0,1 Сильнотрещиноватые породы, склонные к интенсивному вывет- риванию или выщелачиванию; песчаные и гравелистые откосы, песчано-глинистые откосы Сложные инженерно-геологические условия



Рис. V.1. Схема управления геомеханическими процессами (по Э.Л. Галустяну).

Основой проекта служат результаты детальных инженерно-геологических изысканий, в ходе которых устанавливается наличие поверхностей ослабления массива (трещин, тектонических нарушений), их ориентация в пространстве, механические характеристики пород в ослабленной зоне, выветрелость и другие особенности массива, оказывающие влияние на устойчивость бортов откосов уступов карьера.

§ 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ МЕРОПРИЯТИЯ ПО УПРАВЛЕНИЮ СОСТОЯНИЕМ БОРТОВЫХ МАССИВОВ

Организация горных работ должна обеспечить достижение проектной величины коэффициента запаса устойчивости карьерных откосов — основного критерия безопасности открытых разработок. Предварительно намечают очередность отработки месторождения, места заложения капитальных траншей и направление развития горных работ, рассчитывают устойчивость бортов.

В процессе разработки призма возможного обрушения в рабочем борту смещается в глубь массива, изменяя тем самым условия устойчивости откоса. Наличие взаимосвязи между устойчивостью откоса и технологической схемой разработки участка месторождения обеспечивает возможность управления устойчивостью рабочих бортов.

Структурно-механические особенности массива горных пород — нарушение залегания пластов, слоистость, различие физико-механических свойств пород, слагающих разрабатываемый горно-геологический ярус, могут оказать влияние на условия устойчивости откоса в ходе ведения горных работ. Поэтому расчеты устойчивости рабочего борта выполняют по состоянию на каждый характерный момент разработки.

Снижение интенсивности деформационных процессов направлено на продление сроков стояния откосов нерабочих бортов, сложенных полускальными и скальными породами, наиболее подверженными выветриванию, при этом конечной целью управления является поддержание во времени заданной интенсивности деформирования откосов с применением специальных способов заоткоски уступов и упрочнения пород, а также регулированием мощности массовых взрывов.

По данным ВИОГЕМ, 10 % общего количества нарушений устойчивости составляют деформации, связанные с отсутствием заоткоски уступов.

В табл. V.2 представлены способы оформления нерабочих уступов в предельном контуре, эффективность которых установлена по результатам промышленно-экспериментальных работ.

Методы и способы заоткоски уступов

Схема оформления нерабочих уступов в предельном контуре				Технический эффект от применения схем
Индекс метода	Метод	Индекс способа	Способ	
I	Предварительное щелеобразование на проектном контуре под расчетным углом наклона	1	Равномерное распределение скважин по контуру	Увеличение углов откосов уступов на 5—20°
		2	Равномерное распределение скважин по контуру с размещением холостой скважины между заряжаемыми	Увеличение углов откосов уступов на 5—20° и сокращение объема буровых работ по заоткоске
II	Последующее оконтуривание взрыванием наклонных скважин на проектном контуре под расчетным углом наклона	1	Равномерное распределение скважин по контуру	Увеличение углов откосов уступов на 5—20°
		2	Равномерное распределение скважин по контуру с размещением холостой скважины между заряжаемыми	Увеличение углов откосов уступов на 5—20° и сокращение объема буровых работ по заоткоске
III	Экскаваторный	1	При высоте рабочего уступа менее 10 м без разделения на подступы	Обеспечение заоткоски под расчетными углами; сокращение объема буровзрывных работ по заоткоске
		2	При высоте рабочего уступа более 10 м с разделением на подступы	То же
IV	Естественная заоткоска	1	Без расположения взрывных скважин по контуру и оформления экскаваторами	Обеспечение расчетных устойчивых углов откосов; отсутствие затрат на заоткосные работы

При использовании предварительного щелеобразования с равномерным распределением скважин по контуру возможно взрывание через скважину, когда между ними остаются незаряженные скважины; заряд необходимо рассредоточивать воздушными промежутками. Скважины могут быть любого диаметра, в соответствии с которым устанавливаются сетка бурения скважин и величина заряда.

При последующем оконтуривании уступов взрыванием наклонных скважин возможно применение вспомогательных скважин уменьшенной глубины между контурными и последним рядом отбойных скважин. Взрывание наклонных скважин любого диаметра может выполняться при использовании как рассредоточенных, так и сплошных зарядов.

Экскаваторный метод заоткоски применяется независимо от вида использованных для отработки приконтурных лент взрывных скважин — наклонных или вертикальных. Естественная заоткоска выполняется на участках распространения трещин большой протяженности.

Во всех случаях отработку приконтурной зоны следует вести лентами небольшой ширины с параметрами буровзрывных работ, полученными расчетным и экспериментальным путями.

Э.Л. Галустяном предложены способы отработки приконтурных полос на надбермовом горизонте, обеспечивающие защиту законтурного массива от дробящего действия взрывов. На основе этих способов разработано 11 технологических схем для различных геологических условий. Основное отличие предложенной технологии горных работ в приконтурной зоне от известной состоит в оформлении верхней части объединенных уступов, когда погашается последняя заходка над предохранительной бермой лежащего ниже горизонта. С целью защиты от взрывов верхних бровок уступов экранирующая щель заглубляется ниже отметки бермы, а отбойка ведется поперечными или диагональными рядами с использованием щели в качестве дополнительной поверхности обнажения. Глубина отбойных скважин уменьшается по мере приближения к верхней бровке уступа, при этом перебуры скважин, попадающих в зону верхней бровки уступа, исключены. В результате берма приобретает проектную ширину и сохраняет ее во времени.

Практика изучения деформаций горных пород от сейсмического действия взрывов позволяет считать следующие параметры критериями качественной отстройки откоса: абсолютные смещения законтурного массива не более 3 мм; скорость колебаний пород — не выше 24 см/с; отсутствие заколов; получение поверхности со степенью неровности в пределах 15—20 см.

Ограничение развития деформационных процессов во времени предусматривает установление определенного расчетного срока существования откосов, в течение которого их устойчивость будет соответствовать проектной и не будет зависеть от деформационных процессов. Расчетное время стояния откосов служит основой проектирования этапа разработки месторождения или длительности стояния откосов нерабочего борта в промежуточном положении.

Преимущество поэтапной разработки месторождений заключается в возможности независимого индивидуального проектирования бортов для каждого периода работы. Так как продолжительность этапа значительно меньше общей продолжительности разработки месторождения, борта могут иметь максимальный угол наклона для глубины понижения горных работ в данный период. При этом уменьшаются капитальные затраты в период строительства карьера.

В способах управления устойчивостью откосов данной группы регулируемым параметром является продолжительность этапа разработки месторождения или время стояния откосов без обновления. Таким образом, если продолжительность этапа (очереди) рассчитана с учетом устойчивости бортов и уступов во времени, то управление будет заключаться в оптимизации параметров бортов и уступов для каждого этапа разработки в зависимости от его продолжительности и глубины карьера.

Предупреждение возникновения и развития деформационных процессов преследует профилактические цели и осуществляется различными специальными способами.

При установлении конструкции и темпов формирования бортов обводненных карьеров в песчано-глинистых и полускальных породах следует использовать теоретические зависимости от времени t депрессионных осадок S_d , степени депрессионного уплотнения породных слоев U_d при осушении карьер-

ных полей, сопротивления сдвигу пород $\tau(\tau_0, t)$ после формирования карьерных откосов.

Использование этих зависимостей позволяет:

- определять необходимое опережение во времени ($t_{пв}$) водопонижительных работ и начальную прочность подвергающихся депрессионному уплотнению пород $\tau_{ос} = f(t_{пв})$;
- устанавливать допустимую скорость подвигания фронта горных работ $V_{\phi} = f[\tau(t)]$ при заданных геометрических параметрах рабочих уступов исходя из уравнений длительной прочности и ползучести пород бортовых массивов;
- принимать конструкцию нерабочих бортов с учетом зависимостей угла их наклона β от срока службы t_c откосов и глубины карьера H (с помощью соотношений $\tau = f(t_c)$, $u_p = \Psi(\beta, H, \delta, \eta_p)$);
- определять параметры подпорных сооружений и искусственного упрочнения пород с учетом срока службы нерабочих бортов.

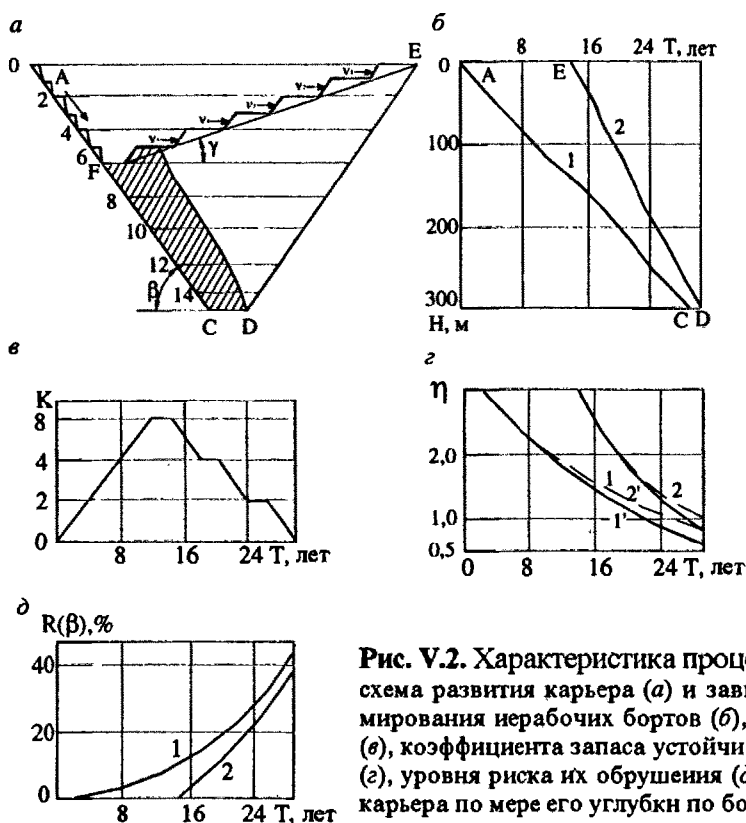


Рис. V.2. Характеристика процесса углубки карьера: схема развития карьера (а) и зависимости процесса формирования нерабочих бортов (б), числа рабочих уступов (в), коэффициента запаса устойчивости нерабочих бортов (г), уровня риска их обрушения (д) от времени отработки карьера по мере его углубки по борту АС

Изменения во времени напряженно-деформированного состояния бортовых массивов определяются динамикой открытых горных работ, оцениваемой количественно через показатели скорости подвигания фронта V_{ϕ} и углубления горных работ $V_{уг}$. Численные значения этих показателей изменяются примерно в следующих пределах: $V_{\phi} = 100+300$ м/год; $V_{уг} = 5+50$ м/год.

Показатели V_{ϕ} и $V_{уг}$ определяют срок службы рабочих уступов, момент постановки бортов в предельное положение и соответственно длительность стояния различных участков бортов (по глубине карьера). С позиций дифференцированной оценки коэффициента запаса устойчивости уступов на различных горизонтах в процессе углубки карьера показателен пример, рассмотренный А. И. Арсентьевым (рис. V.2).

Выбор направления развития горных работ определяется на основании данных инженерно-геологического районирования карьерных полей.

§ 3. МЕХАНИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ УКРЕПЛЕНИЯ БОРТОВОГО МАССИВА

Принцип укрепления неустойчивых откосов механическими способами основан на перераспределении напряжений в массиве горных пород. Воспринимая давление призмы обрушения, укрепительные конструкции и сооружения передают его устойчивой части массива, находящейся вне зоны сдвига. Необходимым условием применения механических способов укрепления откосов является наличие прочного, устойчивого массива за поверхностью (зоной) скольжения или в основании откоса.

Железобетонные сваи служат надежным средством укрепления участков уступов, выполненных скальными породами, осложненными трещинами, тектоническими нарушениями, слабыми включениями и напластованиями, падающими в выработанное пространство под углом 20—50°. Среди достоинств свайной крепи — высокая несущая способность, простота возведения и полная механизация работ, а также возможность укрепления участков значительной протяженности и большой мощности с глубоким залеганием поверхности скольжения; диаметр свай — 200—1000 мм.

В массиве горных пород сваи работают в режиме деформаций среза или изгиба. Железобетонные сваи могут быть набивными с жесткой или гибкой арматурой или заводского изготовления квадратного, прямоугольного, трубчатого или сплошного круглого сечения. При работе сваи на срез стремятся увеличить площадь ее сплошного поперечного сечения. Поэтому в ряде случаев целесообразно применять железобетонные шпоны, устанавливаемые в скважины как без их расширения, так и с увеличением диаметра при помощи расширителей скважин или путем взрывания камуфлетных зарядов.

Сваи, работающие на изгиб, должны иметь значительную жесткость. Сопrotивляемость изгибу повышается при закреплении верхних концов свай анкерами.

Так как нормальные напряжения, действующие в поперечном сечении конструкции, максимальны у поверхности и равны

Рис. V.3. Схемы установки свай:

а — в один ряд; б — в несколько рядов;

1 — свая; 2 — железобетонный ростверк; 3 — затяжка; 4 — анкер; 5 — анкерная тяга

нулю вдоль ее нейтральной оси, целесообразно применять сваи трубчатого сечения.

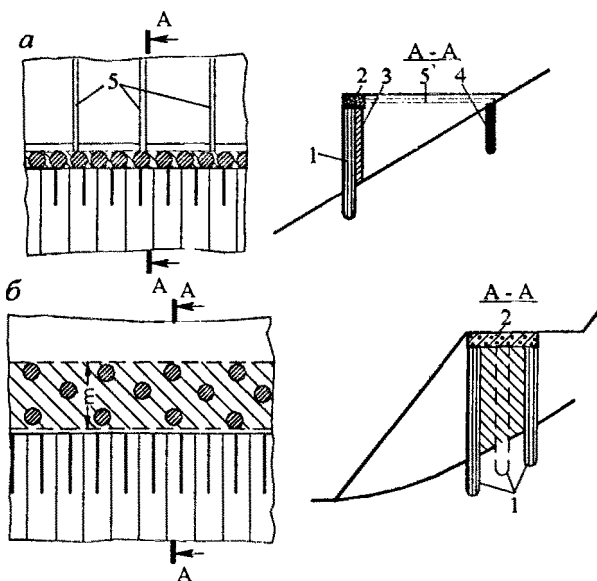
В зависимости от геологического строения массива, физико-механических свойств пород, характера деформирования откоса, диаметра используемых свай они могут быть расположены в один или несколько рядов (рис. V.3). При установке свай в ряд на небольшом расстоянии друг от друга образуется стенка, аналогичная шпунтовой; при установке в несколько рядов образуется аналог подпорной стенки. Усиление работы свай достигают путем соединения их концов железобетонным ростверком.

Применение свай ограничивается на участках, ослабленных крутопадающими поверхностями скольжения и содержащих трещины большой протяженности, а также при наличии нарушенных пород в призме возможного обрушения и значительной мощности зоны ослабления.

Расчет параметров укрепления уступов сваями и шпонами предусматривает: выбор их конструкции и определение несущей способности, расстояния между сваями, числа рядов и глубины заделки замка, которая должна быть ниже наиболее опасной поверхности ослабления.

Крепление железобетонными сваями применялось на Зыряновском, Блявинском, Объединенном и Златоуст-Беловском карьерах. Схема опытного участка на Кургашиноканском карьере представлена на рис. V.4.

Штанги и гибкие тросовые тяжи применяют для укрепления откосов маловыветрелых скальных и полускальных пород крупноблочной, слоистой или сланцеватой структуры с падением трещин в сторону выемки под углом 25—55°.



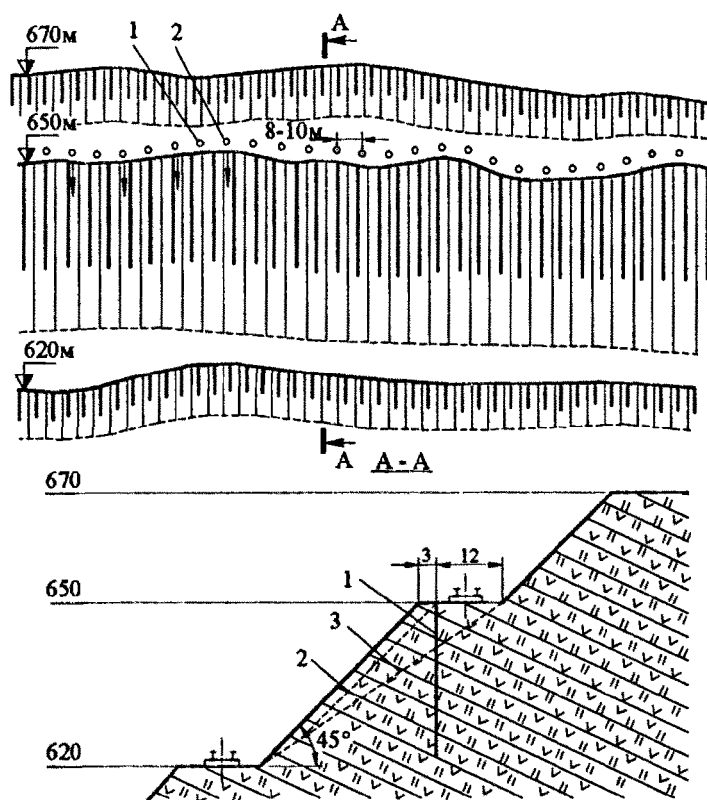


Рис. V.4. Схема опытного участка на Кургаши́нканском карьере:

1 — железобетонные столбы — вертикальные; 2 — то же, наклонные; 3 — ожидаемая поверхность скольжения

Различают штанги, работающие в режиме растяжения и среза. Длина штанг ограничивается технологическими возможностями их установки и составляет 5—6 м. Штанги, работающие на срез, имеют увеличенный диаметр, их изготавливают из материалов с повышенным сопротивлением срезу и устанавливают нормально к поверхности скольжения.

Штанги и тросовые тяжи, рассчитанные на деформации растяжения, устанавливают либо с предварительным натяжением, либо без натяжения, возникающего по мере деформирования массива (самонатяжение). Эффективная работа штанг с самонатяжением достигается при их установке под минимально возможным углом к поверхности скольжения (рис. V.5).

Основным отличием штанг является конструкция замковой части — клиновая, конусная, взрывная; самонатягивающиеся штанги замков как таковых не имеют. При установке гибких

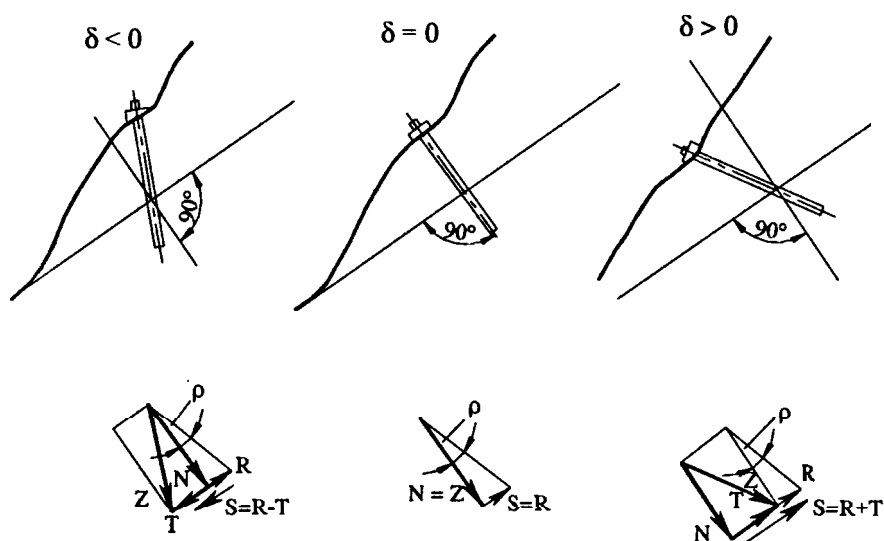


Рис. V.5. Схема для выбора рационального расположения штанг на откосе

тяжей трос в замковой части расплетается и за счет большой поверхности соприкосновения прядей троса с бетоном образуется прочный замок. Максимальная длина гибкого троса до 30 м.

В зависимости от размеров укрепляемых блоков горной породы на поверхности откоса применяют в качестве затяжек железобетонные плиты, металлическую сетку, торкрет-бетон по металлической сетке и т. п.

Штанговую крепь использовали для крепления участка борта Киселевского угольного разреза, сложенного глинистого сланцами (рис. V.6). Укрепление производилось штангами длиной 2—13 м и диаметром 25 мм с клиновым замком, затяжка поверхности откоса выполнялась горбылями толщиной 8—10 см; шаг между штангами составил 2 м. Закрепленная часть борта длиной 50 м по простиранию после отработки нижележащего уступа сохранила устойчивое состояние, в то время как на незакрепленной его части образовались трещины и отслоения.

На карьере шахты «Коксовая-1» закреплен участок борта, сложенного аргиллитами, песчаниками и сланцами с углом падения 70° . Применялись штанги клино-щелевого типа длиной 1,6—2,5 м и диаметром 25 мм. Общая площадь закрепления — 2800 м^2 , высота участка — 20 м.

На Кургашиканском карьере для восстановления бермы механизированной очистки неустойчивый откос площадью 525 м^2

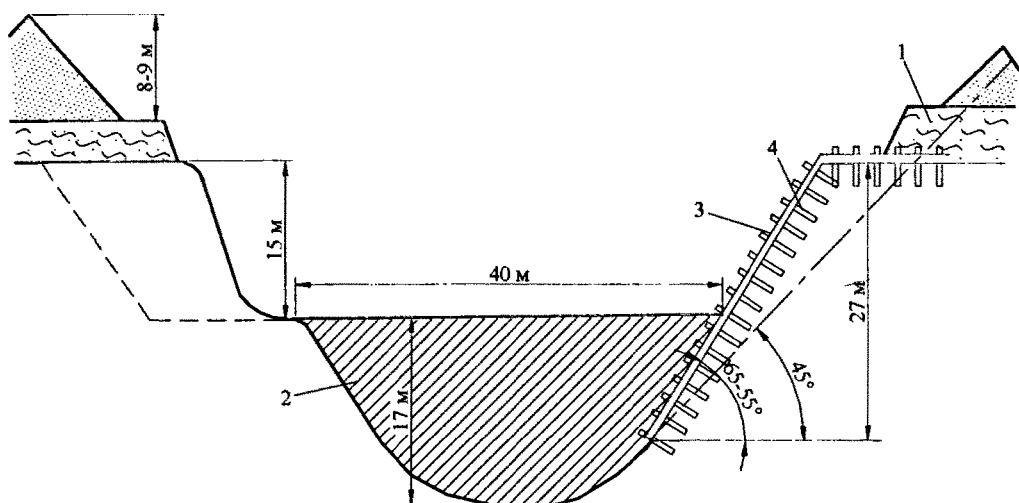


Рис. V.6. Укрепление пород штангами на Киселевском карьере:
1 — наносы; 2 — уголь; 3 — лежан; 4 — клиновская штанга

был закреплен железобетонными штангами. Применялась арматурная сталь диаметром 25 мм, длина одного стержня составила 4 м. В качестве затяжки использовались железобетонные плиты размером 2×2 и 3×3 м при толщине 100—150 мм. На этом же карьере для укрепления неустойчивых участков, подсеченных крутопадающими поверхностями ослабления, применили гибкие тросовые тяжи из бывших в употреблении подъемных экскаваторных стальных канатов диаметром 39 мм при сопротивлении разрыву 90 т. В каждую скважину диаметром 105 мм и длиной 15—16 м устанавливалось по два каната, которые закреплялись на глубине 4—5 м в ненарушенном массиве пород.

Анкерная крепь представляет собой систему закрепления в шпурах металлических, железобетонных, деревянных или полимерных анкеров (нем. — якорь), расположенных в кровле и боках выработки и предназначенных в сочетании с поддерживающими элементами для упрочнения массива пород и повышения устойчивости обнажений благодаря скреплению слоев и структурных блоков. Термин «анкерная крепь» в литературе часто заменяют термином «штанговая крепь».

На рис. V.7 представлены конструкции наиболее распространенных современных анкеров.

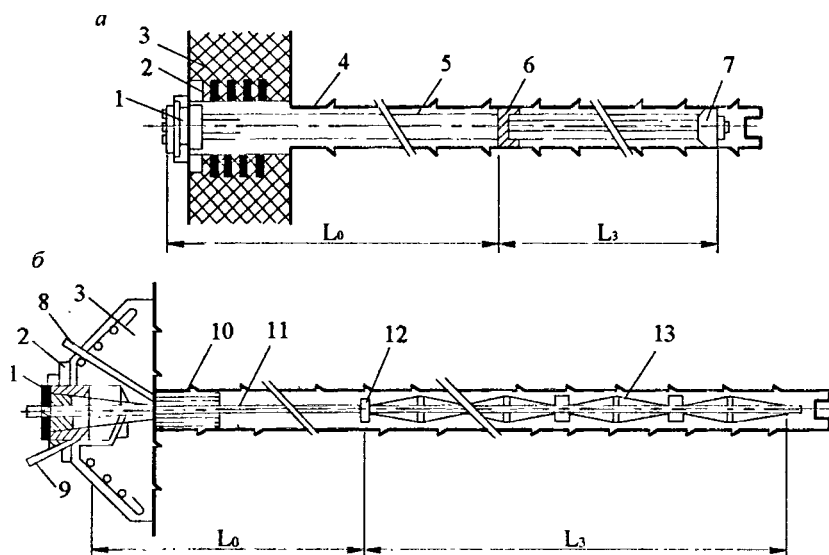


Рис. V.7. Конструкции наиболее распространенных в инженерной практике анкеров (по Э.Г. Газиеву):

a — системы BBRV; *б* — системы VSL;

1 — подвижной оголовок анкера; 2 — опорная плита; 3 — бетонный упор; 4 — скважина; 5 — стальные стержни; 6 — пневматический тампон; 7 — неподвижной оголовок анкера; 8 и 9 — трубки соответственно для первичной и вторичной цементации анкера; 10 — уплотнение; 11 — пластиковая оболочка анкера; 12 — конец пластиковой оболочки; 13 — волнистый «хвост» анкера (зона заделки); L_0 — свободная длина анкера; L_3 — зона заделки

Анкеры системы BBRV имеют пневматический тампон, который позволяет перекрыть скважину и зацементировать зону заделки, оставив незацементированной свободную длину анкера.

У анкера системы VSL тампон отсутствует и цементация осуществляется по всей длине скважины. Для обеспечения деформируемости свободной длины анкера при натяжении эту зону анкера защищают пластиковой оболочкой. В зоне заделки оболочка отсутствует и телу анкера придается волнистое очертание, повышающее прочность заделки.

В зависимости от диаметра анкера диаметр скважины изменяется в пределах 60—300 мм; анкер заводится в скважину и после установки в проектное положение зона заделки цементируется, при этом прочность на раздавливание достигает 30—40 МПа.

После образования зоны монолита заделки анкера приступают к бетонированию плиты или балки под подвижной оголовок анкера. Натяжение анкеров осуществляется ступенями с помощью гидравлических домкратов, после чего подвижный оголовок

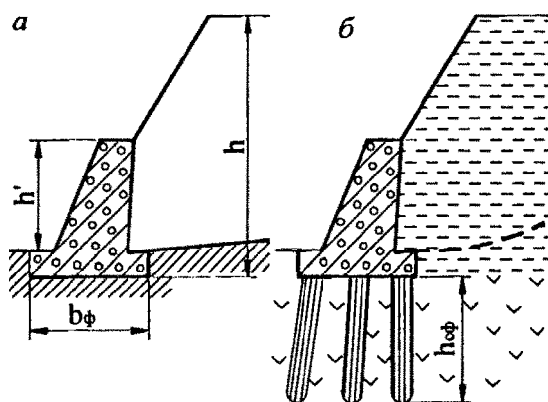


Рис. V.8. Подпорная стена на прочном скальном основании (а) и на свайном фундаменте (б):

h, h' — высота уступа и стены соответственно; b_{ϕ} — ширина фундамента; $h_{сф}$ — глубина забивки свай фундамента

ра цементируется после того, как усилия в анкерах, а следовательно, и осадки скального массива стабилизируются.

Подпорная стенка относится к **сплошным противооползневым сооружениям**, представляет собой массивную железобетонную конструкцию, которая принимает действующие по поверхности нагрузки и удерживает откос в устойчивом состоянии (рис. V.8). Сооружение оказывает лобовое сопротивление давлению оползневых масс по фронту их распространения и на высоту оползневого тела.

Расчет подпорных стен производят на прочность с учетом сопротивления сдвигу по подошве и опрокидыванию. Параметры стены определяют при условии, что коэффициент запаса на сдвиг равен 1,3, коэффициент запаса на опрокидывание — 1,5, напряжения по подошве стены распределяются равномерно и не превышают допустимые значения.

Если стена возводится на слабом основании, расчетом проверяют возможность сдвига под подошвой сооружения. Коэффициент запаса устойчивости определяют по формуле

$$\eta = (P_c + F \sin \delta) f / F \cos \delta, \quad (V.1)$$

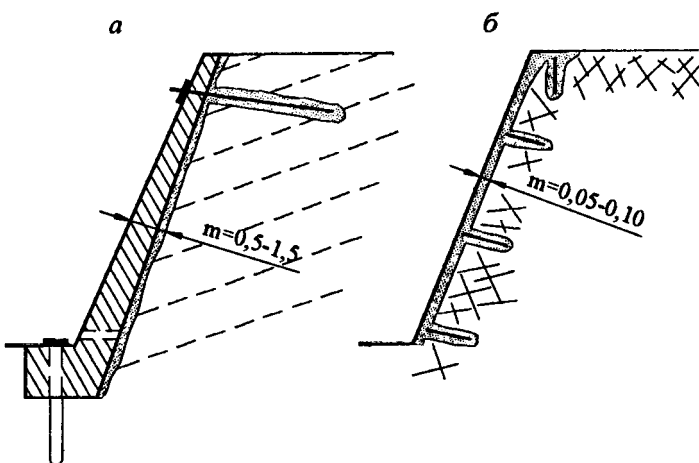
где P_c — масса стены; F — равнодействующая оползневого давления; δ — угол наклона равнодействующей оползневого давления к горизонту; f — коэффициент трения подошвы стены по основанию.

Устойчивость стены против опрокидывания определяется соотношением удерживающих $M_{уд}$ и опрокидывающих $M_{опр}$ моментов

$$\eta = M_{уд} / M_{опр}. \quad (V.2)$$

Рис. V.9. Железобетонные стенки:

a — защитная на фундаменте; *b* — предохранительная подвесная



Момент удерживающей силы относительно начала координат равен $M_{уд} = P_c x + F \sin \delta z$, опроки-

дывающей силы — $M_{опр} = F \cos \delta y$. Коэффициент запаса устойчивости стены против опрокидывания можно определить как

$$\eta = (P_c x + F \sin \delta z) / F \cos \delta y. \quad (V.3)$$

Массивным подпорным стенкам присущи следующие недостатки: значительные затраты материалов и рабочей силы; высокая по сравнению с другими способами себестоимость укрепления; относительно небольшая несущая способность, пропорциональная ширине и массе стен; большая масса, создающая дополнительную нагрузку на нижележащие уступы. Поэтому подобные сооружения редко используются в практике открытых горных работ. С экономической точки зрения наиболее целесообразно их применение на участках протяженностью не более 50 м. Примером успешного сооружения подпорных стен на нескольких участках бортов служит Сибайский карьер.

Защитная стенка (рис. V.9) служит для укрепления откосов и защиты их поверхности от вывалов, обрушений и осыпей. Устойчивость защитных стенок обеспечивается заделкой фундамента в основание укрепляемого уступа и анкеровкой верха стенки. Промежуточные анкеры устанавливают для сокращения пролетов при опасности возникновения больших по величине изгибающих моментов. Тонкие подвесные стенки толщиной 0,05—0,1 м сооружают для предотвращения образования осыпей: металлическую сетку навешивают на штанги и покрывают поверхность откоса набрызгбетоном. Вариантом подвесной стенки является затяжка поверхности откоса железобетонными плитами.

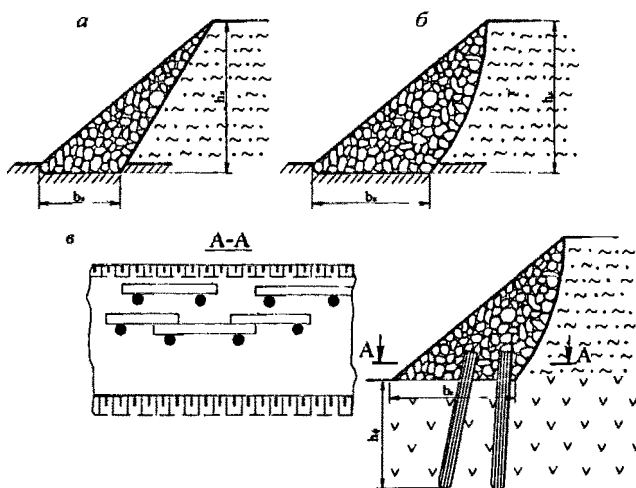


Рис. V.10. Контрфорсы из скальных пород:

a и *б* — отсыпаемые на прочное скальное основание; *в* — отсыпаемые на свайный фундамент; h_k , b_k — высота и ширина основания контрфорса; h_ϕ — глубина забивки свай фундамента

Контрфорс — это насыпное сооружение из пород скальной вскрыши, применяемое

для укрепления откосов уступов нерабочих бортов, капитальных траншей, а также отвалов рыхлых пород (рис. V.10). Возведение контрфорса технологично, мобильно и эффективно: пригрузка откоса служит подпорной стенкой и дренажной призмой, предотвращает набухание и оплывание глинистых пород, защищает поверхность откоса от эрозионного разрушения, а поверхность фильтрующего откоса — от промерзания, образования наледей, обеспечивает нормальную работу дренажных устройств. К недостаткам сооружений следует отнести большую собственную массу и занимаемые площади, требующие значительной ширины берм, если отсыпка производится на заоткошенные уступы.

Для сохранения ширины берм производится частичная выемка рыхлых пород и замена их скальными. Отсыпают контрфорсы на подготавливаемое основание. Если в основании оползня залегают скальные или полускальные породы, их рыхлят на глубину 1—1,5 м при помощи буровзрывных работ. В случае слабых пород производят экскаваторную выемку на такую же глубину. Такое мероприятие препятствует совпадению основания контрфорса с поверхностью скольжения. Для предотвращения сдвига в основании контрфорса производят отсыпку твердых пород на свайный фундамент, состоящий из ряда вертикальных свай, не полностью забитых в основание уступа. Выступающие на 2—2,5 м концы свай связывают поперечными железобетонными ригелями. Общее сопротивление контрфорса сдвигу должно равняться оползневому давлению. Тогда масса контрфорса

$$P_k = F/\operatorname{tg}\varphi_k, \quad (\text{V.4})$$

где F — давление пород призмы возможного обрушения; φ_k — коэффициент трения контрфорса по основанию.

Для предотвращения поверхностных деформаций откосов, связанных с действием агентов выветривания, контрфорсы сооружают с минимально допустимой шириной основания и крутизной откоса скальных пород (32—40°). Минимальную толщину слоя контрфорса по вертикали $h_{\min}$ определяют с учетом необходимой величины нормального давления $\sigma_{\min}$, препятствующего развитию давления набухания глинистых пород и обеспечивающего удерживание частиц контрфорса на наклонной поверхности. Эту величину приближенно можно рассчитать по формуле

$$h_{\min} = \sigma_{\min} / \gamma_k \cos\beta, \quad (\text{V.5})$$

где γ_k — плотность минеральных частиц контрфорса; β — угол наклона откоса отступа.

Ширину контрфорса поверху «а» и понизу «в» определяют путем построения угла естественного откоса скальных пород для значения $\sigma_{\min}$, которое превосходит все другие расчетные значения.

Контрбанкеты применяются для укрепления оплывающих песчаных откосов (рис. V.11). Параметры их зависят от коэффициента фильтрации водоносного горизонта K_f , удельного расхода воды q и заложения откоса ω в пределах промежутка высачивания; высота пригрузки h_n должна быть больше (на 0,5—1,0 м) высоты промежутка высачивания h_b .

Создание такого сооружения предохраняет поверхность откоса от размыва сточными водами, препятствует развитию суффозии и фильтрационных деформаций откосов. Прочность контрбанкета (дренажной призмы) повышают путем укладки фильтрующего материала слоями с последующей укаткой, что увеличивает угол зацепления кусков породы и уменьшает слоистость в сторону выемки. Материалом сооружения служат неклассифицированные кусковатые скальные породы (80 %) крупностью 10—50 см и добавка более мелкой фракции (20 %) из разнозернистых песков или отходов обогатительных фабрик.

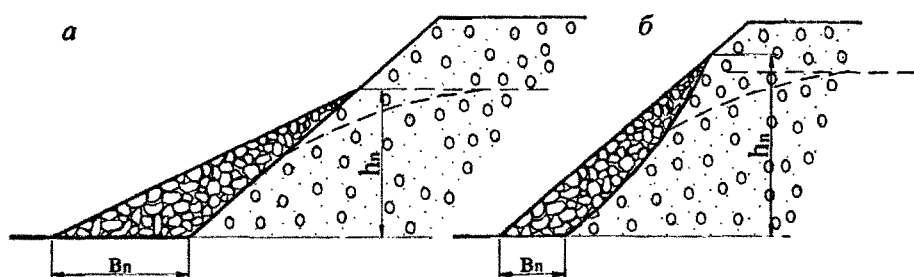


Рис. V.11. Пригрузка откосов дренирующим материалом:
a — без выемки части пород откоса; *б* — с частичной выемкой пород откоса;
 h_n , B_n — высота и ширина основания пригрузочной призмы

Известен опыт применения контрбанкетов на предельном контуре карьера № 1 Новокриворожского ГОК (Кривбасс) для укрепления части борта высотой 20—30 м, сложенной рыхлыми водонасыщенными породами. Объем пригрузки — $450 \cdot 10^3 \text{ м}^3$, длина по простираанию — 920 м.

§ 4. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ УПРОЧНЕНИЯ ПОРОД БОРТОВОГО МАССИВА

Цементация

Способ заключается в заполнении пустот, трещин и крупных пор горных пород цементным, цементно-песчаным или цементно-глинистым растворами, которые схватываются с породами и твердеют, способствуя повышению водопроницаемости и устойчивости откосов. Изобрел способ в 1802 г. инж. Бериньи, успешно инъецировавший цементные растворы. Наилучший эффект цементация достигает в трещиноватых породах — песчаниках, глинистых и песчаных сланцах, известняках, гранитах, гранито-гнейсах, габбро, аргиллитах, алевролитах при отсутствии в трещинах глинистого заполнения и величине коэффициента фильтрации пород 80—500 м/сут.

Для цементации используют различные типы цемента, при этом выбирают состав раствора и водоцементное отношение (В/Ц) в интервале от 1 до 0,4. Инъекционные растворы должны обладать следующими характеристиками: подвижность раствора по конусу АзНИИ 10-14 см; водоотделение в течение 2 ч — 0—2 %; прочность при сжатии после твердения в течение 28 сут — 1—2 МПа; исходная плотность 1,60—1,85 г/см³. Цементацию не применяют при наличии мелкопористых песчано-глинистых пород, в которые плохо проникает цементный раствор, а также подземных вод, сильно агрессивных по отношению к цементу. Предел применения способа определяется шириной трещин в горных породах — не менее 0,15 мм, что связано с крупностью помола цемента.

Радиус закрепления пород способом цементации зависит от степени трещиноватости и колеблется от 1 до 10 м, расстояние между скважинами 1—4 м. В последние годы в России разработаны эффективные составы тампонажных растворов на основе вяжущего цемента, которые представляют собой вспененную цементную суспензию и предназначены для упрочнения трещиноватых и закарстованных пород. Вспенивание суспензии производится при введении в нее воздухововлекающей добавки поверхностно-активного вещества (ПАВ), что создает ус-

тойчивый пенистый раствор. В качестве ПАВ применяют аллюмосульфатафтен, акрилсульфат. Вспененные растворы хорошо прокачиваются, устойчивы в статическом и динамическом состояниях и не разрушаются при введении их в воду. После затвердения они представляют собой камнеподобный материал, имеющий связную капиллярно-пористую структуру с замкнутыми порами. Прочность вспененного камня зависит от плотности раствора и составляет 0,5—4 МПа; материал обладает незначительной водопроницаемостью — 0,08—0,06 м/сут.

Для пород с крупной трещиноватостью рекомендуется использовать быстросхватывающийся цемент с добавлением ускорителей схватывания и твердения — хлористого кальция, поташа, жидкого стекла, хлористого алюминия и др. Наилучшие показатели достигнуты при добавлении в цементный раствор хлористого кальция в количестве 1—2,2 % массы цемента, что сокращает срок схватывания в 2—2,5 раза, не снижая при этом прочности цементного камня.

В зависимости от размеров укрепляемых участков цементация может быть поверхностной и глубинной. Поверхностная, или, как ее принято называть в гидростроительстве, перфораторная цементация, предназначается для укрепления слоя пород до 7 м от поверхности. Основными растворопроводящими каналами служат скважины перфораторного бурения; давление нагнетания не превышает при этом 1 МПа.

Глубинная цементация применяется для упрочнения больших объемов трещиноватого массива. Цементный раствор подается под большим давлением (1,5—4 МПа и более) через скважины.

При цементации участка борта следует избегать образования гидроизоляционной завесы, создающей за сцементированным участком условия роста гидростатического напора подземных вод.

Участок борта в предельном положении, подлежащий укреплению, испытывает нагрузку в виде собственной массы пород. Поэтому инъектированием укрепляющих растворов обеспечивают устойчивость откоса в пределах ослабленного участка под углом, равным углу откоса смежных участков борта, не подлежащих укреплению.

Обычно достаточно частичного заполнения трещин цементом для увеличения сцепления по контактам блоков.

Нагнетание цементного раствора производится через всерскважин диаметром 50—200 мм, пробуренных с верхней площадки уступа или же с поверхности откоса. После нагнетания раствора в скважины вводится металлическая арматура, что усиливает эффект укрепления.

Эффективность цементации можно установить по изменению величины сцепления массива пород в зонах укрепления, которая может быть определена по эмпирической формуле

$$c_{ц} = A c_{к} \left(1 - \frac{0,2}{0,25 + 0,1 c_p} \right), \quad (V.6)$$

где $c_{ц}$ — сцепление пород после укрепления, МПа; $c_{к}$ — сцепление пород в куске, МПа; c_p — сцепление цементного раствора с породами, МПа;

$$A = \frac{25 + c_{к}}{60 + 80 c_{к}}.$$

Сцепление массива пород в зависимости от степени заполнения трещин раствором можно подсчитать по формуле

$$c_{з.у} = (1 - t) c_{м} + t c_{ц}, \quad (V.7)$$

где $c_{з.у}$ — сцепление пород в зоне укрепления, МПа; t — коэффициент заполнения раствором трещин, равный 0,3—0,8; $c_{м}$ — сцепление пород в массиве, МПа.

На Кургашиноканском карьере укреплялись ослабленные участки бортов, сложенных сиенит-диоритами. Размеры структурных блоков от 0,2×0,2×0,15 до 0,8×0,8×0,6 м. Общая длина укрепленных участков по простиранию — 160 м, объем укрепленных пород — 20 тыс. м³. Глубина скважины 21 м, расстояние между скважинами 5 м. Объем образовавшегося в трещинах цементного камня — 80 м³.

При длительном стоянии откосов необходимо применять комбинированное их укрепление, сочетая механические способы (штанги и сваи) с цементацией прибортового массива, что улучшает условия работы конструкций. Цементацию горных

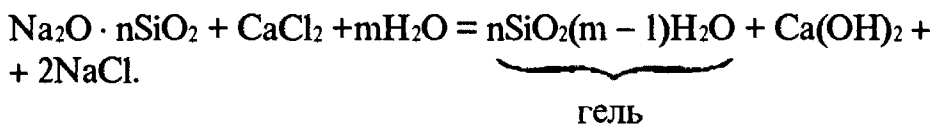
пород с интенсивной трещиноватостью рекомендуется во всех случаях проводить в сочетании с укреплением железобетонными сваями, чтобы с максимальным эффектом использовать пробуренные скважины.

Силикатизация

Способ предусматривает нагнетание силикатных растворов в горные породы, в результате чего они приобретают повышенную механическую прочность, водопроницаемость и водостойчивость. Силикатизацию применяют с целью повышения несущей способности оснований горно-технических сооружений, а также при устройстве противофильтрационных завес.

В 1931 г. Б.А. Ржаницын разработал двухрастворный способ закрепления крупно- и среднезернистых песков с коэффициентом фильтрации 2—80 м/сут путем поочередного нагнетания растворов силиката натрия (жидкое стекло) и хлористого кальция.

Жидкое стекло вытесняет воду из пор; последующим нагнетанием хлористого кальция из них вытесняют жидкое стекло. Остающиеся на поверхности минеральных зерен пленки жидкого стекла вступают в реакцию с хлористым кальцием:



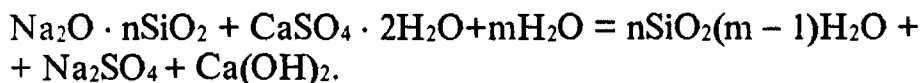
В результате этой реакции образуется гидрогель кремниевой кислоты, который твердеет и упрочняет породу. Радиус закрепления песков R зависит от гранулярного состава и коэффициента фильтрации K_f .

Песок:	K_f , м/сут	R , м
мелкозернистый	2—15	0,2—0,25
среднезернистый	5—15	15—80
крупнозернистый	0,25—0,5	0,5—0,6

Исходя из значений R выбирают расстояния между скважинами-инъекторами. Предел прочности $\sigma_{сж}$ закрепленных песков на одноосное сжатие достигает 5—6 МПа.

Однорастворная силикатизация заключается в одновременном нагнетании в породы растворов жидкого стекла и фосфорной кислоты или растворов жидкого стекла, серной кислоты и сернокислого аммония. Этот способ используют для упрочне-

ния мелкозернистых и пылеватых песков с коэффициентом фильтрации 0,5—5,0 м/сут, а также просадочных лессовых пород с коэффициентом фильтрации 0,1—2,0 м/сут. В отличие от двухрастворной силикатизации, роль второго раствора выполняет порода, при взаимодействии с которой из жидкого стекла выделяется гель кремниевой кислоты,



Добавка хлористого натрия к жидкому стеклу повышает растворимость солей кальция в породе, особенно гипса, и обеспечивает быстрое выпадение в осадок геля кремниевой кислоты, цементирующего породу. Она становится водоустойчивой, водонепроницаемой, прочной ($\sigma_{сж}$ до 0,6 МПа) и непросадочной. Радиус закрепления, как показывает практика, изменяется от 0,2 до 1,0 м. Эффективность упрочнения пород этим способом обусловлена величиной активной реакции рН грунтовых вод. При двухрастворной силикатизации грунтовые воды должны иметь рН менее 9, при однорастворной — менее 7,2. Ограничивает применение силикатизации также слабая морозоустойчивость укрепленных пород.

Разновидностью рассмотренных способов является электросиликатизация, предусматривающая одновременное воздействие на породы силикатных растворов и электрохимической обработки.

При наложении постоянного электрического поля в породе развиваются физико-химические процессы, сопровождающиеся выделением труднорастворимых солей, уплотняющих и цементирующих породу. Этот способ укрепления применялся в числе других способов стабилизации деформационных процессов на Зыряновском карьере. Оползни рыхлых пород возникали на уступе северо-западного борта карьера в результате подрезки контакта суглинков с коренными породами. Размер оползня объемом 400 тыс. м³ составил в направлении движения 110 м и по фронту 175 м, при этом в зону сдвижения оползня попало здание промплощадки. Разработанные во ВНИМИ мероприятия по укреплению неустойчивого участка борта выполнялись в два этапа, первый из которых предусматривал предупредительные меры по защите от деформации зданий промплощадки, а

второй — разгрузку призмы активного давления оползневого массива и отсыпку скальных пород в тело контрфорса. Искусственное укрепление поверхностного слоя промплощадки было выполнено электросиликатизацией на глубину до 5 м при средней мощности наносов 25 м. Укрепление промплощадки выполняли при помощи анкерованной подпорной стенки из разряженных свайных рядов. Комплекс этих работ обеспечил устойчивое состояние промплощадки и расположенных на ней зданий.

Смолизация

Способ основан на использовании в качестве укрепляющего средства синтетических смол, связывающих минеральные частицы и придающих породе прочность, устойчивость и водонепроницаемость. Для этой цели применяют эпоксидные, полиэфирные, фенолформальдегидные, карбамидные и меламинамочевино-формальдегидные смолы. Прочностные, гидрофобные и гидрофильные свойства структурированного грунта зависят от физико-химических свойств структурообразователя и частиц структурируемого материала.

В практике открытых горных работ применяются мочевино-формальдегидные смолы (карбамидные смолы) различных модификаций (МФС): МФ, МФ-17, крепители М, М-2, М-3, карбамидная смола, модифицированная поливиниловым спиртом и др. Отвердителями карбамидных смол служат растворы хлористого аммония, щавелевой и соляной кислот. Применяются композиции на основе карбамидной смолы и сульфатно-спиртовой барды.

Работы по созданию водонепроницаемой завесы выполнялись на Лебединском карьере КМА. Закреплялись пески с $K_{\phi} = 4,2$ м/сут на участке борта путем инъектирования растворов смолы МФ (1:1) и крепителя М-2 (1:0,5). Глубина сооружения завесы — 20 м, расход раствора — 1500 л, время нагнетания — 1 ч, радиус закрепления 0,57—0,76 м.

На Михайловском карьере КМА выполнялось укрепление одного из уступов, сложенного апт-неокомскими глинами, альбскими песками (мощность 0,7—1,5 м; $K_{\phi} = 2$ м/сут) и четвертичными суглинками (мощность 7—10 м). Применялся укрепляющий раствор на основе крепителя М и отвердителей — хлорного желе-

за и соляной кислоты. Радиус распространения раствора составлял 0,4—1,0 м, величина сцепления достигла 0,5—0,7 МПа (исходная — 0,1—0,2 МПа), угол внутреннего трения 37° (исходный 33°), коэффициент фильтрации — 0,1 (0,0001 м/сут).

Смолизацию можно применять для укрепления мелкокрейниноватых скальных и полускальных пород, что позволяет повысить предел прочности на одноосное сжатие пород укрепляемых зон до 5 МПа (в зависимости от концентрации смолы, отвердителей и их объемного соотношения). Укрепление возможно в сложных гидрогеологических условиях, когда другие способы дают неудовлетворительные результаты.

Электрохимическое укрепление

Закрепление и уплотнение горных пород постоянным электрическим током разрабатывалось по трем направлениям: электроосмотическое обезвоживание (осушение), электрохимическое закрепление и электросиликатизация.

В первом случае производят осушение водонасыщенных глинистых пород с помощью постоянного электрического тока и иглофильтрового водопонижения, что позволяет улучшать свойства породы на период ведения горных работ.

Во втором случае закрепление основано на использовании химических процессов в породах при длительном воздействии постоянного электрического поля, в частности, замены в поглощающем комплексе породы кальция и натрия на водород и алюминий, в результате чего повышается прочность породы.

Электроосмос (греч. осмос — давление) представляет собой движение жидкости через капилляры или поры под действием постоянного электрического поля. Перенос частиц пород, находящихся во взвешенном состоянии, называется электрофорезом (греч. форезиз — перенесение). Перенос находящихся в поровом растворе диссоциированных простых и комплексных ионов (кислотных остатков, гидроксидов и пр.) называют ионной проводимостью.

Изменение структуры и молекулярных связей в горной породе в процессе ее электрообработки приводит к росту ее прочности. Так, например, после электрообработки суглинков Роздольского серного месторождения их прочность увеличилась в 3—4 раза.

Электроосмотическое осушение целесообразно применять в следующих геологических условиях (классификация Г.М. Ломидзе и А.В. Нетушила):

- массив пород состоит из однородной толщи глинистых пород или ряда глинистых пластов с коэффициентом фильтрации $0,1$ м/сут и менее, породы находятся в пластичном или текучем состоянии;
- толща пород состоит из двух горизонтов: верхний — глинистые породы, нижний — песчаные или песчано-гравелистые;
- массив пород состоит из чередующихся малопроницаемых глинистых и песчаных пластов с различным гранулярным составом, коэффициент фильтрации глинистых пород не более $0,1$ сут, а также когда в песчаных породах встречаются большие линзы глинистых пород.

Электрохимическое закрепление эффективно в породах с коэффициентом фильтрации $0,001 < K_f < 0,01$ м/сут, содержанием дисперсных фракций размером $> 0,01—0,02$ мм не ниже $20—25$ % и глинистых частиц размером $0,005$ мм не менее 10 %.

Для укрепления породного массива создают неоднородное электрическое поле путем концентрического расположения анодов вокруг общего катода, где силовые линии сгущаются. Упрочняемый объем породы приобретает форму цилиндрической сваи с радиусом, равным расстоянию между разноименными электродами.

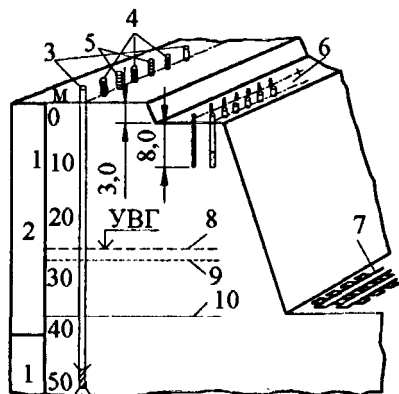
Способ электроосмотического осушения применяли на Ермалаевском угольном разрезе (г. Кумертау), где при проходке выездной траншеи глубиной 36 м и протяженностью 1200 м в суглинистых породах произошли оползни в зоне размером 900 м. Сооружение иглофильтровой завесы для защиты откоса не дало положительных результатов.

Ленгипрошахт и Трестом «Союзшахтоосушение» была запроектирована и выполнена комплексная электроосмотическая завеса, состоящая из водопонижающих и водопоглощающих скважин и иглофильтров.

Схема устройства и работы глубокой завесы дана на рис. V.12. Водопонижающие скважины были опущены в водоносный

Рис. V.12. Устройство водопонижающей завесы на Ермолаевском угольном разрезе:

1 — песок; 2 — суглинок; 3 — водопонижающие скважины; 4 — электроды-аноды; 5 — водопоглощающие скважины; 6 — иглофильтровая завеса; 7 — железнодорожные пути на дне траншеи; 8 — уровень грунтовых вод до начала работ; 9 — то же, при работе водопонижающих скважин; 10 — то же, при наложении постоянного электрического тока



песчаный слой, залегающий на глубине 40—50 м, и снабжены насосами. Водопоглощающие скважины, заложенные на ту же глубину, служили сборниками воды, поступающей из окружающей суглинистой породы. Вода из скважин, оборудованных фильтрами, спускалась в водоносный слой песка, откуда она откачивалась водопонижающими скважинами. Всего по завесе установили 15 водопонижающих и 19 водопоглощающих скважин. Расстояние между водопонижающими скважинами составляло 70 м (на схеме для наглядности масштаб искажен). Между соседними водопонижающими скважинами установили по две водопоглощающие скважины. При работе без наложения тока поступление воды из суглинка было незначительным, что объясняется малой проницаемостью пород и заиливанием фильтров скважины.

На завесу был наложен постоянный электрический ток: водопонижающие и водопоглощающие скважины подключены к отрицательному полюсу, а забитые между ними электроды — к положительному. В результате резко увеличился приток воды к водопоглощающим скважинам и снизился уровень грунтовых вод по всему створу глубокой завесы (см. рис. V.12). Снижение уровня грунтовых вод в первые дни на 13 м подтвердило действие постоянного электрического тока на поглощающую способность скважин. Работа завесы позволила довести траншею до проектной глубины и уложить по ее дну железнодорожные пути «насухо».

Вторую, иглофильтровую, завесу устроили на откосе траншеи ниже поверхности земли на 3 м на подготовленной берме. На поверхности склона наблюдался свободный выход воды, оползневые явления мешали вести работы по укладке путей.

Завеса состояла из двух рядов электродов: один — игло-фильтры (отрицательные), другой — металлические трубы (положительные). Электроды в ряду располагали через 1,5 м, расстояние между рядами составляло 0,67 м. На завесу был наложен постоянный электрический ток с плотностью 0,3 А при напряжении 40 В. Глубина заложения электродов составляла 8 м. На линию иглофильтров был наложен вакуум, достигавший 0,053 МПа, который создавала установка ЛИУ-2.

На рис. V.13 представлены замеры уровня грунтовых вод по одному из семи створов через иглофильтровую завесу. Как видно из графика, снижение уровня происходит интенсивно в начальный момент, а в дальнейшем оно уменьшается, что связано с воздействием вакуума.

Перехват воды электроосмотической иглофильтровой завесой в течение нескольких месяцев позволил ликвидировать оползневые явления на этом участке.

Электрохимический способ не нашел широкого применения в горной практике, что объясняется сложностью и значительной стоимостью работ, преимущественно из-за их высокой энергоемкости.

На Роздольском карьере ПО «Сера» способ применили для повышения устойчивости откоса, сдвижение которого началось после выемки пород при сооружении железнодорожных путей (рис. V.14). Длина откоса по простиранию — 200 м, высота — около 27 м.

В нижней части борта, частично деформировавшейся и наиболее пологой, был создан контрфорс в виде упрочненной несущей полосы из 43-х породных свай, расположенных в два ряда, диаметр свай — 7 м. Электродные трубы диаметром 114 мм размещали в скважинах диаметром 126 мм и глубиной 12—15 м. В первые трое суток электрообработки катодные скважины фонтанировали на высоту 4—7 м. Через анодные скважины с интервалом в двое суток вводили 28 %-й раствор CaCl_2 . Мощность питания 300 кВт, рабочее напряжение 380 В. На обработку 1 м³ свай расходовали 20 кВт·ч электроэнергии.

Аналогичная схема использовалась для повышения устойчивости участка борта Центрального Яворовского карьера ПО «Сера» протяженностью 120 м, подвергавшегося деформациям

Рис. V.13. Снижение уровня грунтовых вод при работе иглофильтровой завесы:

1 — начальный уровень грунтовых вод; 2 — то же, через 7 сут; 3 — то же, через 20 сут; 4 — гидронаблюдательные скважины

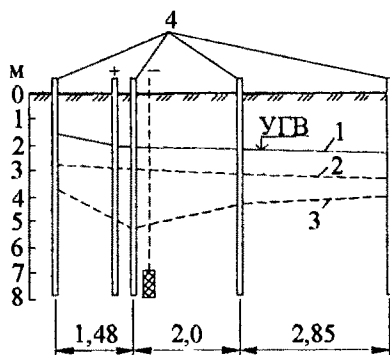
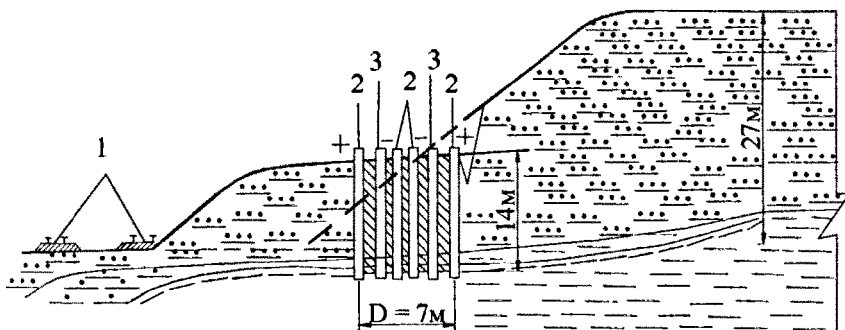


Рис. V.14. Схема укрепления глинистых пород на Роздольском месторождении:

1 — железнодорожное полотно; 2 и 3 — соответственно анодные и катодные скважины



из-за неблагоприятно ориентированной структуры массива горных пород и подтока подземных вод. Работы по укреплению заняли 2,5 мес. На электрообработку 25 тыс. м³ породы израсходовано ~ 0,75 млн кВт · ч электроэнергии.

Проведенные профессором Фрейбергской горной академии Р. Аззамом эксперименты по обезвоживанию илового осадка сточных вод показали, что энергоемкость электрохимического обезвоживания в 2—25 раз ниже по сравнению с механической обработкой осадка на фильтр-прессах.

Покрывтия из химических материалов

Использование этих материалов основано на принципе управления свойствами и структурой породы в укрепляемом поверхностном слое при помощи вяжущих веществ — структурообразователей. В процессе взаимодействия между поверхностями минеральных частиц и структурообразователями возникают ионные, ковалентные, ван-дер-ваальсовы, водородные, координационные связи. В качестве вяжущих веществ используют цементный раствор, неорганическое вяжущее вещество, синтетические смолы, латексы и полиэлектролитные композиции. Создаваемые покрытия обеспечивают защиту горных пород от ветровой и водной эрозии.

Термическая обработка

Способ предусматривает обработку пород горячими газообразными продуктами горения, обогащаемыми при необходимости химическими добавками и предназначенными для укрепления просадочных глинистых и лёссовых пород в строительстве и борьбы с оползневыми явлениями на карьерах. Для подачи горячего воздуха применяют скважины диаметром 150—220 мм, которые располагают вертикально, горизонтально, наклонно или комбинированно в зависимости от условий укрепляемого участка и характера залегания пород. Расстояние между скважинами 2—2,5 м, радиус укрепления одной скважины 1—1,5 м.

Уплотнение пород энергией взрыва

Способ можно применять для укрепления откосов, сложенных глинами, суглинками, лёссами. При взрывании скважинных зарядов образуется котел, а породы в зоне, прилегающей к стенкам скважины, уплотняются, что способствует повышению их механической прочности и устойчивости. После взрыва в скважинах размещают металлическую арматуру и заполняют их бетоном, образуя шпоны.

На Михайловском карьере КМА выполнялись экспериментальные работы по укреплению борта данным способом. На уступе, сложенном неоком-нижневолжскими песчаными глинами с прослойками песка, пластичных глин и келловейских плотных глин было пробурено без обсадки семь скважин диаметром 150 мм с расстоянием между ними 5—5,5 м. Скважины заряжались аммонитом № 6 ЖВ, масса заряда 1—1,4 кг, забойкой служила вода. Испытание образцов пород из уплотненной зоны показало, что сопротивление сдвигу увеличилось почти на 20 %. На другом участке борта способ был успешно применен для стабилизации оползня.

Энергию взрыва предложено использовать для усиления в массиве откоса контакта слабых и крепких пород, при увлажнении которого возникают покровные оползни. В результате взрыва породы в контактной зоне перемешиваются, между ними возникают силы зацепления и повышаются силы трения, что, соответственно, обеспечивает стабилизацию оползневого процесса. Этим способом ликвидирован оползень на Златоуст-Беловском карьере. Эффект укрепления можно повысить путем нагнетания в раздробленную зону укрепляющих растворов.

§ 5. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИЗОЛИРУЮЩИХ И ЗАЩИТНЫХ ПОКРЫТИЙ

Изолирующие покрытия используются для предохранения горных пород от воздействия агентов выветривания. Выбор способа покрытия поверхности откосов зависит от условий работы изолирующего слоя. Так, покрытие, выполняющее роль изолятора, должно предотвратить доступ агентов выветривания, например, воды к горным породам, и, соответственно, обладать влагостойкостью.

Если же эти породы реагируют и на температурные колебания, то со временем за покрытием образуется слой разупрочненных пород, являющийся изолятором по отношению к нижележащим породам. Одновременно он оказывает давление на покрытие и может его разрушить. Таким образом, различают покрытия изолирующие и защитно-изолирующие (например, тонкие железобетонные подвесные стенки).

В качестве изолирующих применяют бетон, полимерные материалы, битумы. Бетонное покрытие обычно выполняют методом набрызга, заключающегося в том, что на породу при помощи сжатого воздуха наносят раствор из смеси цемента, заполнителей и воды, который прочно схватывается с поверхностью и затвердевает. Различают торкретбетон, который содержит в заполнителе фракции до 8 мм, и шприцбетон с включением в заполнителе фракций до 25 мм.

Предел прочности торкретбетона при составе сухой смеси 1:3 ÷ 1:4 с обычными цементами достигает на растяжение 3 МПа, на сжатие — 30 МПа, на сдвиг — 3 МПа.

Шприцбетон состоит из смеси гравия или щебня, песка, воды и специальной добавки, ускоряющей схватывание и твердение покрытия. Предел прочности покрытия на сжатие — 40—70 МПа, на изгиб — до 12 МПа. При толщине 8—10 см шприцбетон водонепроницаем.

Геотекстильный метод. Синтетические фильтрующие материалы, известные также под названием геотекстильное полотно, изготавливают нетканым способом из волокон различных

полимеров, например, полиамида или полипропилена. Материалы обладают прочностью, водопроницаемостью и непроницаемостью для минеральных частиц определенных фракций.

Геотекстильное полотно нашло применение при возведении хвосто- и шламохранилищ, основание которых сложено песчано-глинистыми породами, подверженными процессам эрозии. Для предотвращения выноса частиц породы фильтрующим потоком в основание горно-технических сооружений укладывают двухслойное покрытие, которое закрепляют и потом на него слоями намыывают техногенные отложения.

Геотекстиль используется в качестве фильтра вокруг дренажных коллекторов и служит защитным покрытием фильтров в дренажных канавах. Геотекстиль препятствует проникновению глинистых частиц в дренирующий слой, а также перемещению минеральных частиц в породе, создавая тем самым надежную систему дренажа.

На крутых откосах скальных и полускальных пород при помощи этого материала можно создавать защитные стенки от осыпей и отвалов.

Геотекстиль способствует стабилизации насыпных и намывных сооружений за счет повышения сопротивления сдвигу складированных пород, а также равномерного распределения напряжений при размещении материала в теле откоса.

При возведении насыпных сооружений на слабых основаниях применение синтетического материала обеспечивает равномерную осадку и сохраняет задаваемую форму объекта.

Геотекстильный материал используется при противодеформационных мероприятиях на карьерных дорогах.

Выполненная ГИГХС совместно с Верхнекамским фосфоритным рудником промышленная проверка эффективности укрепления основания железнодорожного полотна геотекстильным материалом показала, что экспериментальные участки после годичного срока эксплуатации находятся в хорошем состоянии, отсутствуют нарушения сплошности полотна и проникания пород основания в балластную зону, фильтрационная способность полотна отвечает паспортным данным, максимальная осадка достигла 6—8 см (при 30—50 см на неукрепленных участках).

§ 6. СПОСОБЫ КОМБИНИРОВАННОГО УКРЕПЛЕНИЯ ПОРОД ОТКОСОВ

Комбинированные способы представляют собой сочетание механических способов с упрочнением или изоляцией пород. Они применяются в сложных инженерно-геологических условиях, когда не удастся укрепить откос одним из рассмотренных механических методов. Из числа известных комбинаций назовем следующие сочетания: железобетонных свай со штангами или тросовыми тяжами; железобетонных свай или штанг с цементацией пород; железобетонных свай или штанг с изоляцией поверхности откоса; железобетонных свай со штангами и изоляцией поверхности откоса.

Так, для пологих откосов уступов скальных и полускальных пород с полностью подрезанными уступом поверхностями ослабления, падающими согласно с простиранием борта, целесообразно применение комбинации железобетонных свай и штанг (рис. V.15, а). При частичной подрезке контактов и возможности разрушения пород вкрест слоистости в основании откоса и сдвига по контакту ВС (см. рис. V.15, б) за потенциальную поверхность скольжения принимается поверхность ВДС, и нижнюю часть откоса крепят тросовыми тяжами. Для уступов скальных и полускальных пород, ослабленных системами трещин или отдельными трещинами, ориентированными диагонально направлению простирания борта целесообразно комплексное укрепление: транспортные бермы укреплять сваями и штангами с одновременной цементацией ослабленной зоны (см. рис. V.15, в).

Для уступов скальных и полускальных пород, заоткошенных по наслоению или согласно падающим трещинам при наличии пологих откосов комбинированное укрепление включает в себя железобетонные сваи и штанги или тяжи.

На Кургашиноканском карьере применялась цементация и железобетонные сваи для укрепления четырех неустойчивых участков. Общий объем укрепленных пород составил 50 тыс. м³, было затрачено 100 т цемента и 40 т рельс.

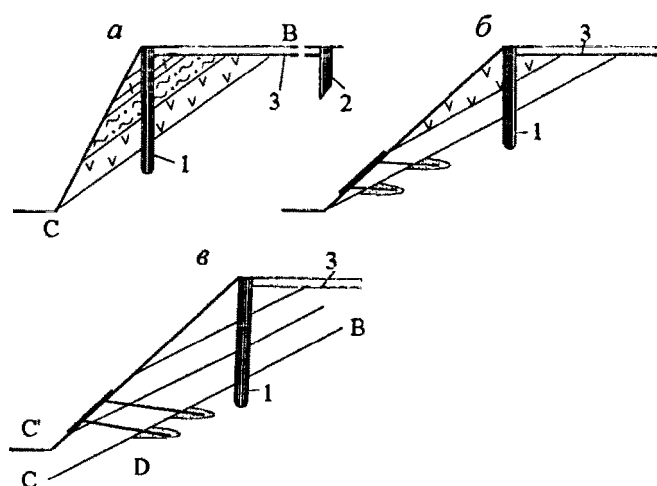


Рис. V.15. Схемы укрепления слоистых откосов с подрезанными контактами слоев пород (а—в — см. текст):
1 — железобетонные сваи; 2 — анкер; 3 — анкерная тяга

На карьере «Объединенный» Донского хромитового рудоуправления производилось укрепле-

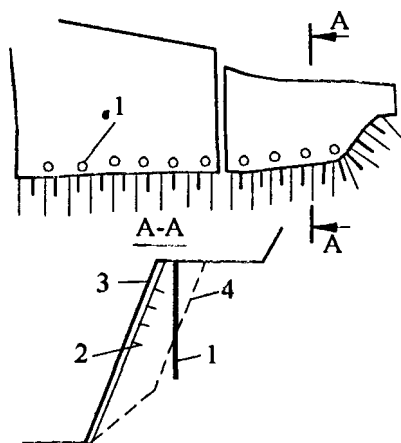
ние участка борта, сложенного сильнотрещиноватыми дунитовыми серпентинитами, которые под воздействием массовых взрывов и сотрясений от железнодорожного внутрикарьерного транспорта обрушались, нарушая нормальную работу. Укрепительные мероприятия предусматривали установление 73 железобетонных свай с одновременной цементацией массива пород. Сваи располагали в два ряда в шахматном порядке, расстояние между сваями 5 м, глубина заложения 25 м.

На карьере Зырянского свинцово-цинкового комбината участок юго-западного борта сложен сильнотрещиноватыми породами (заколы и раскрытие трещин до 10 см), подверженным выветриванию, известковыми алевролитами с включениями даек трещиноватых порфиритов. По рекомендации ВНИМИ применили комбинированный способ с использованием железобетонных свай набивного типа, железобетонных штанг и бетонного покрытия откоса (рис. V.16). Было установлено 27 железобетонных свай (арматура — рельсы Р-33), расположенных в один ряд с интервалом 3—4 м; общий объем укрепления пород 36 тыс. м³. Поверхность откоса укреплялась железобетонными штангами с последующим нанесением набрызгбетонного покрытия толщиной до 7 см.

На Тишинском карьере Лениногорского полиметаллического комбината было успешно проведено укрепление с помощью набрызгбетона откосов уступа, сложенного сильнотрещиноватыми кварцевыми альбитофирами, на котором ранее наблюдались отслоения и вывалы отдельных кусков породы, представляющие опасность для людей и оборудования.

Рис. V.16. Схема укрепления участка на Зыряновском карьере:

1 — железобетонные сваи; 2 — железобетонные штанги; 3 — покрытие из торкретбетона; 4 — расчетная поверхность скольжения



Поверхность откоса предварительно обиралась и промывалась водой с подвесной люльки. Применяли мелкозернистый набрызгбетон с толщиной покрытия в среднем 3 см. Общая площадь укрепления составила 250 м².

На Сибайском карьере, на отдельных участках юго-западного и западного бортов происходили оседания, оползни и обрушения. Сооружение двух подпорных стенок из шпунтов (набивные железобетонные сваи), заглубленных на 3—7 м, не предотвратило деформаций уступов.

Комбинированное укрепление откосов в скальных трещиноватых породах было выполнено в виде цементации с железобетонными сваями. Для нагнетания цементного раствора и установки железобетонных свай бурили скважины диаметром 110 мм; глубина скважин принималась в зависимости от их расположения: 15—20 м для скважин, пробуренных в сторону массива под углом 60° к вертикали, и 26—30° для скважин, пробуренных параллельно поверхности откоса. От бровки уступа скважины располагались на 2—3 м при расстоянии между скважинами 7—8 м. Выполненные работы обеспечили устойчивое состояние борта карьера.

В ГИГХС разработаны рекомендации по комплексному укреплению участков бортов Саамского карьера ПО «Апатит», расположенных в зонах нарушенных и сильнотрещиноватых скальных и полускальных пород. Предусматривалось защитить уступы от осыпей и обвалов и провести закрепление откосов уступов. Для защиты использовали: мелкоячеистую плотную металлическую сетку (типа сетки Рабица); улавливающие заборы, состоящие из железобетонных свай, установленных в скважинах, пробуренных на бермах и соединенных прогонами.

§ 7. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОПОЛЗНЕЙ И ОБРУШЕНИЙ ПРИ ВСКРЫШНЫХ РАБОТАХ

Анализируя будущее горных разработок, Н.В. Мельников выдвинул положение, что умелое использование сил гравитации для доставки и погрузки руды в шахтах является первым условием прогрессивной системы разработки. По мнению В.В. Ржевского, необходимым условием использования этих сил в практике открытой разработки, является изыскание надежных способов управления гравитационными процессами.

На карьерах силы гравитации в промышленном масштабе используются при отработке песчано-глинистых пород средствами гидромеханизации — гидромониторном размыве.

Эффективный размыв пород гидромониторами достигается за счет создания гидровруба в нижней части уступа, что приводит к снижению удерживающих сил в пределах призмы упора и последующему обрушению откоса. Классификация видов обрушения гидровскрышных уступов, составленная Г.А. Нуроком по результатам натурных наблюдений, приведена в табл. V.3. На рис. V.17 представлены виды обрушения откоса уступа.

Перспективным направлением повышения эффективности вскрышных работ на месторождениях с рыхлыми покрывающими породами является максимальное использование сил гравитации в процессах отделения пород от массива. Это достигается путем направленного и управляемого выведения массива из устойчивого состояния и поддержания процесса деформации в заданном режиме. В общем случае такая технология получила наименование «обрушение уступов».

Новая технология позволяет перейти на отработку высоких уступов*, обеспечивающую увеличение концентрации горных работ, уменьшение протяженности внутрикарьерных транспортных коммуникаций, повышение крутизны результирующих углов

* Термин «высокий уступ» имеет два толкования — геомеханическое и технологическое. С геомеханических позиций уступ считают высоким, если он больше высоты вертикального обнажения; с технологических — уступ называют высоким, если его высота больше высоты черпания используемого выемочно-погрузочного оборудования.

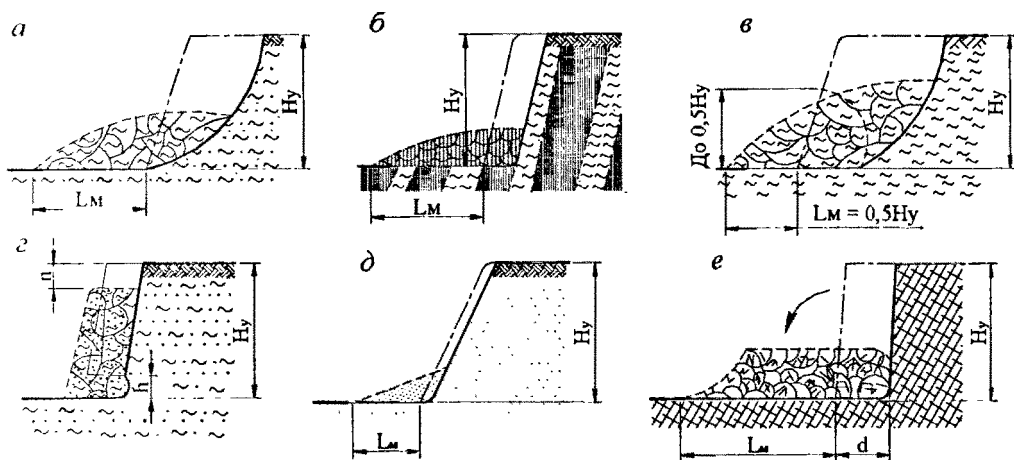


Рис. V.17. Виды обрушения откоса уступа (*a—e* — см. табл. V.3)

L_m — длина распространения обрушения от нижней бровки уступа

откоса борта карьера. Применение этой технологии целесообразно в случаях, когда в геологическом разрезе присутствуют породы, способные достаточно хорошо разрыхляться в процессе обрушения, а также имеется оборудование, способное по своим параметрам осуществлять отработку высоких уступов и отсыпку высоких отвалов. Подобная технология создает возможность управления природным явлением и, как следствие, обеспечивает безопасность производства вскрышных работ.

К основным параметрам процесса обрушения уступов и/или сдвижения отвалов относят:

- момент начала деформации, знание которого позволит согласовать операции по ослаблению массива и погрузке обрушенной массы, а также определить место расположения оборудования;
- объем обрушенной горной массы, который должен соответствовать емкости для ее размещения и производительности оборудования;
- направление гравитационного перемещения пород, которое должно быть максимально приближено к требуемому;
- скорость перемещения горной массы, которая в местах погрузки не должна оказывать влияния на условия работы погрузочного оборудования.

Работы по управлению осуществляют в определенной последовательности.

Классификация видов обрушений откоса уступа при гидромониторной разработке

Типы обрушений	Характер обрушения	Горно-технические условия разработки	Особенности обрушения
I	Оползневое обрушение при однородных породах (рис. V.17, а)	Высота уступа до 20—25 м	Поверхность скольжения — кривая, близкая к цилиндрической
II	Обрушение при разнородных породах (см. рис. V.17, б)	При различных сочетаниях отдельных пород	Обрушение происходит по поверхности, разграничивающей два слоя пород
III, а	Обвал со срезом при однородных породах (см. рис. V.17, в)	Высота уступа 20 м. Глинистые породы и лёссовидные суглинки	После углубления происходит срез породы. При просадках срезаемый слой перемещался на глубину вруба
III, б	Обвал с просадкой при однородных породах (см. рис. V.17, г)	Высота уступа 10—12 м. Суглинистые породы	—
IV	Непрерывное обрушение по мере размыва (см. рис. V.17, д)	Высота уступа до 20—25 м. Преимущественно пески	Обрушение происходит небольшими частями непрерывно
V	Обрушение с опрокидыванием (см. рис. V.17, е)	Высота уступа до 15 м. Слежавшиеся породы	Разрушение начинается в верхней части откоса уступа и продолжается до рабочей площадки.
VI	Обрушение со сползанием массива и опрокидыванием	При различных сочетаниях различных пород	Часть уступа (обычно верхняя) разрушается с опрокидыванием массива, часть — при оползневом обрушении

Применительно к конкретным горно-геологическим условиям рассчитывают параметры обрушения и выбирают способ ослабления массива. Расчет выполняют по усредненным значениям свойств пород для всего месторождения или отдельных его участков. В соответствии с параметрами обрушения производят выбор оборудования и технологии ведения работ. Затем осуществляют опытно-промышленную проверку технологии и корректировку расчетных параметров, применяя выбранный способ обрушения. Основное внимание при этом уделяют поддержанию заданного режима обрушения, для чего устанавливается диапазон допустимых отклонений свойств пород. При работе на участках, где свойства пород выходят за пределы допустимых, изменяют параметры или способ ослабления массива либо временно приостанавливают работы (при сильных атмосферных осадках, производстве взрывных работ на близком расстоянии и др.). Одновременно проводят мероприятия по предотвращению самопроизвольных обрушений, включающие в себя отстройку откосов уступов с необходимым коэффициентом запаса устойчивости, отвод атмосферных и грунтовых вод из забоев, предотвращение пригрузки уступов и др.

Рассмотрим конкретные пути управления параметрами исследуемых процессов.

Момент начала деформации массива можно установить, если известны производительность применяемого для ослабления уступа оборудования и объем работ с целью создания в массиве состояния предельного равновесия. В этом случае погрешность в определении начала деформации

$$\Delta t = \Delta V_{\Pi} / Q, \quad (V.8)$$

где ΔV_{Π} — абсолютная погрешность в определении объема ослабления массива, обеспечивающего переход его в состояние предельного равновесия, м³; Q — производительность оборудования, с помощью которого осуществляется ослабление массива, м³/ч.

Поскольку производительность оборудования известна, то погрешность полностью зависит от точности определения необходимого объема ослабления массива.

Погрешность может быть сведена к минимуму путем подбора производительности оборудования и применением дополнительных динамических воздействий на массив.

Объем обрушаемой породы является функцией высоты уступа, глубины подработки и шага обрушения. Под глубиной подработки подразумевают величину ослабления массива в плоскости, перпендикулярной к фронту производства работ; Шаг обрушения — это отрезок фронта работ, на котором после ослабления массива происходит обрушение пород. Варьируя три параметра, можно получить заданный объем. Высота отрабатываемого уступа определяется экономическими соображениями, техническими возможностями оборудования и физико-механическими свойствами разрабатываемых пород и может рассматриваться как задаваемый параметр.

Минимальное значение глубины подработки определяется из условия предельного равновесия ослабленного массива для случая плоской задачи, а максимальное — исходя из возможности заглубления в массив рабочего органа выемочно-погрузочного оборудования. По технологическим соображениям производить обрушение на бесконечной длине фронта работ нереально и нецелесообразно, и значение этого параметра всегда следует выбирать больше минимального.

Таким образом, управление объемом обрушаемой породы полностью зависит от возможности управления шагом обрушения, являющегося функцией как высоты уступа и глубины подработки, так и свойств пород: плотности (в массиве), сцепления, коэффициента трения и др. Поскольку все эти параметры являются задаваемыми величинами, точность определения шага обрушения обуславливается точностью применяемого расчетного метода и исходных данных. Известно, что относительная погрешность в определении плотности пород (в массиве) составляет 2—3 %, а прочностных характеристик — 5—8 %. Следовательно, даже при применении достаточно точного метода расчета ожидаемые величины шага обрушения и объема обрушаемой массы получают с определенной погрешностью. При этом величина относительной ошибки не может служить критерием технической целесообразности производства горных работ с обрушением. Более важными показателями являются абсолютная величина этой погрешности и те технологические последствия, к которым она приводит и которые могут быть сведены к минимуму путем опытной проверки намеченного способа обрушения и корректировки расчетных объемов, как,

например, при производстве буровзрывных работ. Если в пределах отрабатываемой заходки прочностные свойства пород сильно изменяются, вызывая недопустимое по технологическим соображениям изменение параметров, то для управления объемами обрушаемых пород применяются дополнительные воздействия на массив, которые выведут его из состояния равновесия при заданной величине шага обрушения.

Направление гравитационного перемещения пород по откосам всегда совпадает с направлением линии скатывания и для управления перемещением откосу необходимо придавать наибольшую крутизну. Особенностью процесса является принудительное выведение массива из состояния равновесия, что в начальный момент приводит к отклонению направления перемещения обрушенного блока пород от требуемого. Обрушающаяся масса поступает с некоторой высоты и все частицы имеют начальную скорость, что приводит к отклонению от требуемого направления перемещения, которое должно учитываться при выборе места расположения погрузочного оборудования и может быть рассчитано с учетом закономерностей отделения обрушаемого блока от массива. Установившееся направление гравитационного перемещения пород сохраняется при наличии емкости для их размещения, поэтому предусматривается спаренная работа обрушающего и погрузочного оборудования или заранее создается приемная емкость определенного объема.

Скорость гравитационного перемещения пород, при прочих равных условиях, зависит от угла откоса уступа. Учитывая, что обрушенная масса имеет начальную скорость, возможны следующие условия гравитационного перемещения: $\operatorname{tg} \alpha = \operatorname{tg} \varphi$; $\operatorname{tg} \alpha > \operatorname{tg} \varphi$; где φ — угол трения пород по поверхности перемещения, градусы; α — угол откоса уступа или наклона поверхности, по которой осуществляется гравитационное перемещение пород, градусы.

В первом случае движение обрушенной массы является равномерным и скорость перемещения равна начальной скорости, которая зависит от высоты обрушаемого блока и условий ослабления массива. Изменяя эти параметры, можно получить требуемые значения скорости.

Во втором случае обеспечивается равноускоренное движение. Скорость перемещения обрушенной массы зависит как от

начальной скорости, так и от угла откоса уступа. Изменяя эти параметры, можно получить требуемую скорость.

Равнозамедленное движение, которым характеризуется третий случай, по технологическим соображениям может быть обеспечено только на горизонтальной площадке. Такое движение по плоскости откоса уступа требует изменения параметров обрушаемого слоя, что невозможно обеспечить при отработке последующих слоев.

Требования к скорости перемещения обрушенной массы предопределяются особенностями применяемых технологии и оборудования. Так, при использовании специального погрузочного оборудования с приемными устройствами, когда операции по обрушению и погрузке должны быть совмещены, скорость перемещения обрушенных пород должна быть постоянной и соответствовать производительности этого оборудования. Кроме того, принятая скорость перемещения должна учитываться при расчете на прочность отдельных элементов погрузочного органа.

При смещении во времени операций по погрузке и обрушению отгрузка пород осуществляется из развала, поэтому скорость перемещения обрушенных пород не влияет на условия работы погрузочного оборудования. От ее величины зависят только параметры развала, которые должны соответствовать параметрам погрузочного оборудования.

С целью изучения закономерностей процесса отделения пород от массива и их перемещения под действием сил гравитации, методических положений расчета основных параметров исследуемых процессов, выбора наиболее перспективных направлений использования сил гравитации в технологических задачах проф. А.Г. Шапарем разработана специальная классификация способов управляемого обрушения уступов и сдвижения отвалов.

В качестве основного классификационного признака принята высота обрушаемого блока, которая предопределяет характер его деформации, необходимость и достаточность соответствующих ослаблений массива, степень использования сил гравитации, технологические особенности отработки забоя, функции и назначение выемочно-погрузочного оборудования. По этому критерию все способы разделены на три группы (рис. V.18). В способах группы А силы гравитации используются только для перемещения пород по откосу уступа. Способы

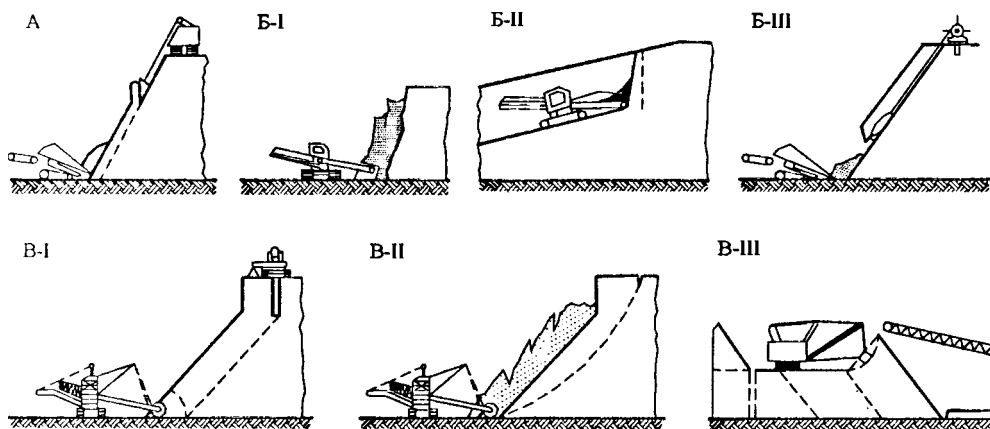


Рис. V.18. Принципиальные схемы способов управляемого обрушения уступов (по А.Г. Шапарю)

группы Б основаны на обрушении вертикальных блоков или уступов высотой, достигающей высоты вертикального обнажения для данных пород (H_{90}). В зависимости от технологических особенностей разработки обрушение производится на горизонтальную (Б-I), наклонную (Б-II) и крутую (Б-III) поверхности. В этих способах силы гравитации используются для отделения пород от массива, рыхления и перемещения их по откосу уступа. Способы группы В предусматривают обрушение уступов сразу на всю высоту, значение которой превосходит H_{90} . Для этого необходимо произвести ослабление основания уступа механическим, взрывным или другим способом, а также оконтурить обрушаемый блок в кровле уступа (В-I). Способ В-II осуществляется путем постоянной нагрузки оползшей массы, чем обеспечивается незатухающее развитие оползня. Способ В-III основан на управляемом сдвигении пород отвалов, что достигается путем создания постоянной емкости в основании отвала. В способах В-I и В-II силы гравитации используются для отделения пород от массива, рыхления и их перемещения, в способе В-III они используются только для перемещения в процессе отвалообразования.

А.Г. Шапарем установлено, что по степени использования сил гравитации в технологических целях, управляемости процессом обрушения и возможности отработки высоких уступов наиболее перспективными способами являются обрушение уступов крутыми слоями (Б-III) или сразу на всю высоту (В-I), а также управляемое сдвигение пород отвалов (В-III). При их применении управляемое выведение массива из устойчивого состояния и развитие процесса обрушения достигаются следующим образом:

а) способ Б-III — путем создания в основании слоя врубовой щели и изменения его высоты, глубины вруба и угла откоса уступа;

б) способ В-I — путем выемки призмы пород в основании уступа (подрabоткой или взрыванием) и ослабления его в кровле на глубину вертикального обнажения пород (оконтуривающей щелью или замачиванием), а также изменения параметров подрabотки и шага обрушения;

в) способ В-III — путем пригрузки отвала или ослабления его основания, обеспечивающих выход поверхности обрушения в вершину отвального конуса, а также создания емкости в выработанном пространстве.

Заметим, что расчеты параметров подрезных щелей, создаваемых с целью искусственного обрушения уступов и подготовки пород к выемке, также базируются на теории предельного равновесия сыпучей среды. При этом в расчетных формулах учитывается сопротивление породы растягивающим усилиям σ_p , возникающим при отрыве в подрезанных породах блоков от массива.

На месторождениях с песчано-глинистыми и мел-мергельными покрывающими породами перспективным направлением повышения эффективности вскрышных работ является максимальное использование сил гравитации в процессах отделения пород от массива.

Возможности управляемого обрушения высоких уступов четвертичных суглинков применительно к условиям карьера Михайловского ГОК рассматривались специалистами МГГУ. А.К. Сунил Алой Перера были предложены схемы управляемого нарушения состояния предельного равновесия массива за счет подрabотки призмы упора, что существенно упрощает подготовку сдвижения пород. Ширина подрabатываемой призмы определялась с учетом зависимостей сопротивления глинистых пород сдвигу и предельных углов наклона уступов от времени их стояния. Угол откоса уступа, создаваемый роторными экскаваторами $SchRS \frac{30}{9} 2400$, составляет 40—42°.

Величина некомпенсированной реакции E_i в основании уступа определялась в виде:

$$E_i(t) = \frac{T_i - N_i \operatorname{tg} \varphi - c(t) l_i}{\sin \delta_i \operatorname{tg} \varphi + \cos \delta_i} + E_{i-1}, \quad (\text{V.9})$$

где T_i , N_i — соответственно тангенциальные и нормальные составляющие массы блоков; l_i — длина оснований блоков; c , φ — соответственно сцепление и угол внутреннего трения породы; δ_i — угол перегиба поверхности скольжения ($\delta_i = \alpha_i - \alpha_{i+1}$; α_i — угол наклона оснований блока).

Положение поверхности скольжения устанавливается по способу ВНИМИ. Через величину E определяется масса призмы P , подлежащей выемке:

$$P = \frac{E(t)}{\operatorname{tg} \varphi}. \quad (\text{V.10})$$

Величина подработки основания

$$l_{\Pi} = \sqrt{\frac{2P}{\gamma \operatorname{tg} \beta}}, \quad (\text{V.11})$$

где β — угол откоса; γ — плотность пород.

Регламентирование порядка выемки вскрыши с учетом этой зависимости обеспечивает работу оборудования с минимальными энергозатратами благодаря экскавации обрушенной массы. Формирование уступа в четвертичных суглинках может осуществляться по схеме, предусматривающей отработку заходки как с обрушением, так и по целику (в первой заходке). В отличие от схемы ИГТМ (по А.Г. Шапарю), оконтуривание обрушаемого блока в кровле уступа не производится.

К 2002 г. на карьерах КМА с применением средств гидромеханизации извлечено из массива и уложено в гидроотвалы свыше 450 млн м³ суглинков, песков, мел-мергелей и юрских глин. С целью уменьшения энергозатрат на подрезку уступов следует устанавливать порядок выемки блоков с учетом срока стояния откоса до отработки. Применение средств гидромеханизации позволяет резко снизить требования к степени осушенности массива и обеспечению устойчивости рабочих уступов в пределах части карьерного поля, где развиты погребенные ложбины стока. Поэтому для интенсификации гидровскрышных работ целесообразно формирование высоких рабочих уступов (H , около 30 м) с последующим управляемым обрушением.

§ 8. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕРОПРИЯТИЯ ПО ИЗМЕНЕНИЮ СОСТОЯНИЯ ОТВАЛЬНЫХ МАССИВОВ

В число основных мероприятий этого направления воздействия входят: регулирование режима отвалообразования; установление порядка складирования пород в отвалах; выбор конструкции отвальных откосов, обеспечивающих повышение емкости и устойчивости отвалов; инженерные методы ускорения консолидации намывных массивов; использование искусственных оползней.

Известно, что в зависимости от свойств пород и принятой технологии отвалообразования карьерные отвалы могут устраиваться либо с обязательным обеспечением устойчивости отвальных откосов (при внутреннем отвалообразовании, наличии малоподвижного оборудования в призме возможного оползания), либо при постоянно деформирующихся откосах отвалов. Преобладающее применение находит первая схема управления отвалами. Вторая схема целесообразна при наличии в основании отвала пород с низкой несущей способностью, что обуславливает развитие оползней подподошвенного типа с плавным протеканием процесса деформирования.

Возможность управления во многом определяется конкретными горно-геологическими условиями и типом оползня. Надподошвенные оползни **внутренних отвалов** имели место на угольных разрезах «Назаровский», «Колмогоровский», «Моховский» и рудных карьерах «Шевченковский», «Запорожский».

Так, на разрезе «Назаровский» (Канско-Ачинский бассейн) вскрышные породы размещались во внутренних отвалах (в выработанном пространстве) экскаваторами ЭШ-15/90, на внешних отвалах — экскаваторами ЭКГ-4, ЭКГ-8 и железнодорожным транспортом, а также при помощи средств гидромеханизации. Вскрышные породы представлены лёссовидными суглинками и песчаниками. В почве угольного пласта залегают аргиллиты.

Оползни, возникавшие непосредственно после отсыпки внутренних отвалов высотой 20 м, были вызваны дополнительным увлажнением отвальных пород за счет атмосферных и

подземных вод и нерациональной последовательностью размещения пород в выработанном пространстве.

Исследованиями ВНИМИ установлено, что для обеспечения устойчивости отвалов при максимальной высоте необходим такой порядок размещения горной массы, при котором наблюдается увеличение сопротивления пород сдвигу в направлении сверху вниз. Сравнение параметров внутренних отвалов разреза «Назаровский», отсыпанных в различной последовательности суглинками и песчаниками (рис. V.19) показывает, что при наличии песчаников в нижней части откоса и высоте отвала 60 м устойчивость его обеспечивается при угле наклона $33\text{--}35^\circ$. Если в нижнюю часть отвала уложен суглинок, то откос выполаживается до $25\text{--}26^\circ$, что значительно снижает эффективность бестранспортной системы разработки.

Для предотвращения увлажнения основания отвалов выполняют дренаж при помощи системы продольных и поперечных канав, которые должны проходить сразу после выемки угля; перед заполнением выработанного пространства породой канавы засыпают фильтрующим материалом. Осуществление этих мероприятий позволяет отсыпать устойчивые внутренние отвалы высотой до 60 м.

На разрезе «Колмогоровский» (Кузбасс) горные работы проводились по комбинированной схеме с размещением части вскрышных пород драглайнами в выработанном пространстве. Вскрышные породы представлены песчаниками, алевролитами и реже аргиллитами, повсеместно перекрытыми четвертичными суглинками мощностью от 1,5 до 25—27 м. На участке отвала № 2 высотой 25—28 м произошел надподошвенный оползень. Угол падения угольного пласта на участке оползня $5\text{--}6^\circ$, длина оползня по простиранию 130 м, подстилающие породы представлены алевролитами средней крепости. Причиной оползня явилась нерациональная последовательность размещения отвальных пород в выработанном пространстве и наклон подошвы угольного пласта в сторону выработанного пространства. Устойчивость отвалов в таких условиях достигается выполнением дренажа основания и размещением в нижней части отвала песчаников. Суглинки следует располагать в верхней части отвального яруса.

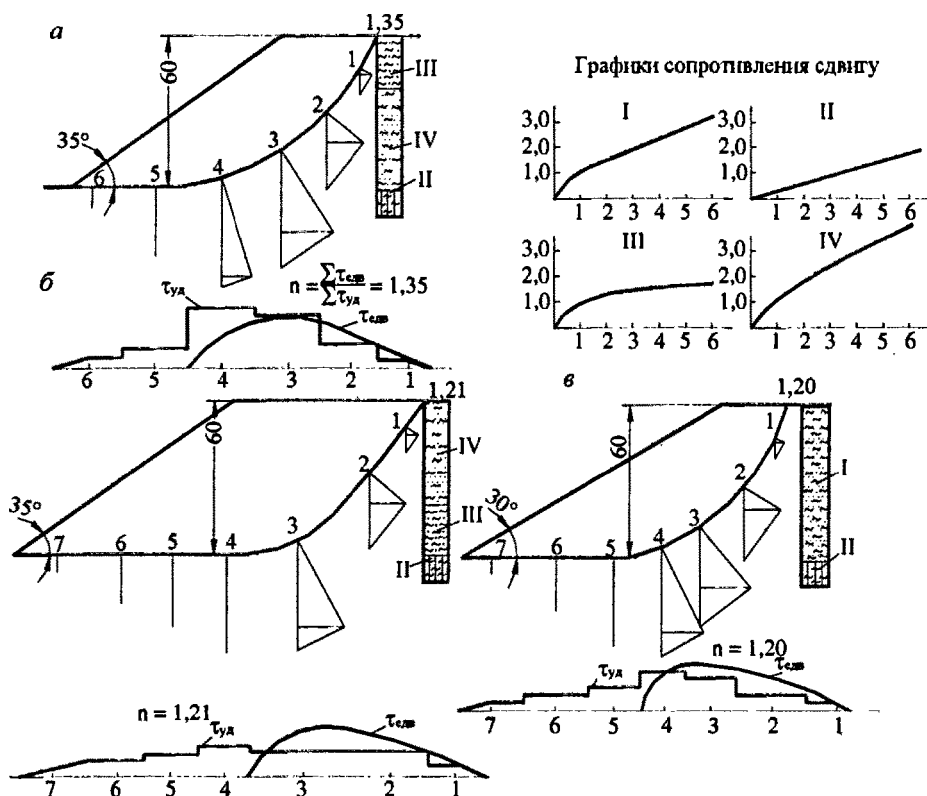


Рис. V.19. Расчет устойчивости внутренних отвалов разреза «Назаровский» при размещении в нижней части отвала песчаников (а), суглинков (б) и смеси песчаников с суглинками (в).

Римскими цифрами на литологической колонке обозначено взаимное расположение в отвале смеси песчаников с суглинками (I), контакта угля с аргиллитами (II), лёссовидных суглинков (III) и песчаников (IV); для них же даны графики сопротивления сдвигу

На этом же участке отвала произошел подошвенный оползень. Горные работы проводили по падению угольного пласта; угол падения составлял 8—9°, увеличиваясь на выходах пласта под четвертичные отложения до 13—14°; параметры отвала — высота предотвала 15 м, угол откоса 35°, общий угол откоса отвала 31°, высота 37 м. Почва пласта представлена прочными алевролитами, при выемке в почве оставлена пачка угля мощностью 1—1,2 м.

Оползень начался с образования закола на площадке предотвала и смещением массива в сторону забоя со скоростью 20—30 см/сут, оползень захватил второй ярус отвала длиной по простиранию до 100 м. Наблюдения показали, что отвальные массы смещались по оставленной в почве пласта пачке угля.

Оползень аналогичного характера наблюдался на участке разреза «Красногорский» (Кузбасс). В подошве отвалов была оставлена пачка рассланцованного угля с ориентировкой сланцеватости согласно падению пласта и малым углом внутреннего трения по слоистости ($3\text{--}5^\circ$). Оползень сопровождался образованием вала выпирания у нижней бровки откоса отвала.

Причиной оползней в обоих случаях явилось наличие слабого контакта в подошве отвала. Оползни такого типа можно предотвратить путем нарушения ослабленного контакта взрывными работами при небольшой (до 3 м) мощности ослабленной зоны или же полным удалением рассланцованной пачки угля.

Основной причиной надподошвенных оползней внешних отвалов является несоответствие параметров отвалов прочностным характеристикам слагающих их пород, которые изменяются во времени вследствие увлажнения атмосферными осадками. Предельная высота отвала также непостоянна и зависит от степени увлажнения пород. К числу факторов, способствующих изменению влажностного режима пород, относится: наличие бессточных впадин у нижней бровки отвала; формирование снегового покрова; присутствие источников подземных вод под отвалами; наличие в техногенном массиве пород различного литологического состава. Предотвратить оползневые деформации удастся в результате своевременного удаления воды (при помощи насосных установок или водоотводящих канав) или снижения отрицательного влияния снежного покрова путем увеличения ширины отвальной заходки.

Подподошвенные оползни возникают на территориях складирования с низкой несущей способностью пород основания (поймы рек и ручьев, болота).

В качестве примера могут служить оползни внешних отвалов на разрезах «Назаровский», «Кедровский», «Бачатский» (Кузбасс), а также отвалах карьеров Михайловского и Лебединского ГОКов (КМА).

На разрезе «Назаровский» внешние отвалы формировали в пойме р. Чулым, где породы основания представлены суглинками и торфом переменной мощности (0,3—1 м и более). Отвалы отсыпались одним ярусом высотой 10 м под углом естественного откоса. Как показали исследования ВНИМИ, оползни откосов возникали на участках с мощностью торфа более 1 м, что связано с несущей способностью слабых отложений, так и

со скоростью отсыпки отвальной заходки. При малой мощности торфа происходит быстрое его уплотнение и упрочнение за счет рассеивания избыточного порового давления, возникающего при нагружении водонасыщенного торфа отвальными породами. В этом случае высота отвала не достигает критического значения и оползни не возникают. На участках с повышенной мощностью торфа скорость нагружения основания превосходит скорость рассеивания порового давления, рост сил сопротивления сдвигу значительно отстает от роста сдвигающих сил, что и приводит к оползню.

Предотвратить оползни в этом случае можно за счет снижения интенсивности ведения отвальных работ, что, однако, осложняет технологию отвалообразования. Более приемлемым решением является предварительное загрузение основания отвала слоем фильтрующей породы (например, песчаниками) при высоте яруса, обеспечивающей его устойчивость. Размещение в нижней части отвала фильтрующих пород улучшает условия консолидации торфа и позволяет увеличить общую высоту отвала без нарушения его устойчивости.

Ширина отвальной заходки влияет также на устойчивость отвалов, размещаемых на ранее оползших участках. Наличие поверхности ослабления в основании приводит к тому, что при отсыпке следующей заходки этот участок вновь подвергается оползанию. Увеличением ширины отвальной заходки можно предотвратить оползневые деформации.

При дополнительном увлажнении поверхностного слоя откоса следует установить зависимость между коэффициентом запаса устойчивости откоса, определенного по сопротивлению сдвигу ослабленного слоя, и шириной отвальной заходки при заранее заданной высоте отвального яруса. Пример такой зависимости для условий внутренних отвалов разреза «Назаровский» высотой 60 м показывает, что наиболее неблагоприятные условия устойчивости внутренних отвалов наблюдаются при ширине заходки 50 м.

В России накоплен опыт отвалообразования в высокогорных районах с суровыми климатическими условиями. Примером может служить эксплуатация месторождения Плато Расвумчорр (карьер «Центральный» ПО «Апатит»).

Месторождение расположено в гористой местности с разностью отметок между вершинами и долинами 400—600 м.

Обильные осадки и интенсивная ветровая деятельность приводят к образованию на уступах карьера снегового покрова мощностью 3—10 м. Вскрыша представлена, в основном, скальными породами, среди которых присутствуют образования с повышенной трещиноватостью и резко пониженной механической прочностью. На карьере применяли бульдозерное отвалообразование одним ярусом высотой до 400 м.

Породы основания отвала представлены плотными и прочными моренными отложениями с ограниченными участками распространения слабых суглинков. На устойчивость отвалов существенное влияние оказывает мощный слой снега, переходящего в лед. Предел прочности льда значительно падает при увеличении скорости нарастания напряжений при длительном действии нагрузки.

Выполненный во ВНИМИ расчет параметров устойчивых отвалов с учетом характера поверхности ослабления (снег или лед, породы из зон повышенной трещиноватости и моренные отложения с низким сопротивлением сдвигу) показал, что отвалы высотой 400 м, отсыпанные под углом естественного откоса, будут оползать. Безопасность работ может быть достигнута одним из двух способов: ведением отвальных работ с помощью механизмов, располагающихся вне призмы возможного обрушения (консольный отвалообразователь, шагающий экскаватор) или путем прекращения работ на участке до затухания деформаций при достижении критической величины смещения отвалов.

Для регламентирования режима формирования и конструкции системы отвальных уступов, сложенных или подстилаемых глинистыми породами, могут использоваться зависимости, подобные представленным на рис. V.20. Эти зависимости получены применительно к условиям формирования конвейерных отвалов Михайловского ГОК КМА.

Регламентирование режима отвалообразования при размещении мерзлых и талых пород на горных склонах обычно производится с учетом скорости развития оползневых деформаций, устанавливаемой эмпирическим путем. Для прогноза во времени деформаций отвалов песчано-глинистых пород и нагорных отвалов, сложенных и подстилаемых талыми глинистыми, мерзлыми или заснеженными породами, следует использовать аппарат структурной механики грунтов.

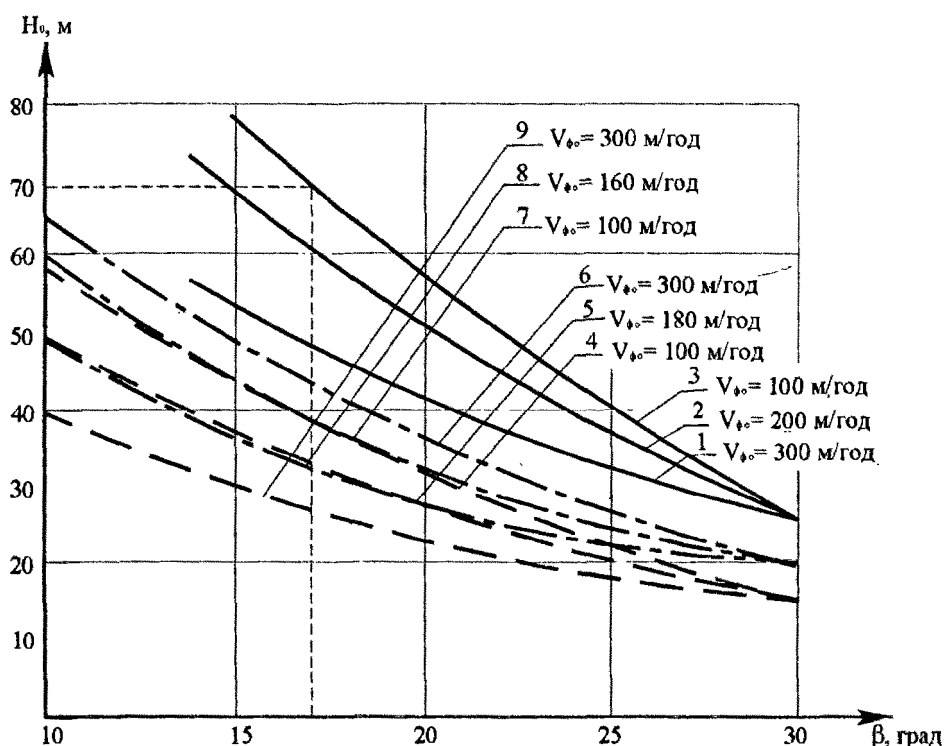


Рис. V.20. Графики зависимости между высотой отвала H_0 и генеральным углом его откоса β при различной скорости подвигания отвального фронта $V_{ф.о.}$: 1, 2, 3 — отвал на прочном основании; 4, 5, 6 — отвал на слабом основании мощностью 4 м; 7, 8, 9 — отвал на слабом основании мощностью 8 м

Повышение эффективности формирования внутренних отвалов возможно путем увеличения их приемной способности при размещении породных масс на основаниях с углом падения более 10—12°. Расширение области применения бестранспортной системы разработки достигается применением подрезки (заоткашивания) отвалов в нижней части под углом, большим угла естественного откоса. Возможность управления состоянием массивов отвалов путем их подрезки в нижней части определяется уплотнением содержащих глинистый материал породных масс и приобретением ими сцепления упрочнения. Высота подрезаемой части возрастает с увеличением общей высоты отвала. На рис. V.21 показана схема экскавации с рекомендуемыми ИГД им. А.А.Скочинского параметрами внутренних отвалов для разреза «Байдаевский» (Кузбасс). Отвал подрезается в нижней части под углом 55°. Предусматривается обязательное рыхление почвы пласта буровзрывным способом. В ряде случаев

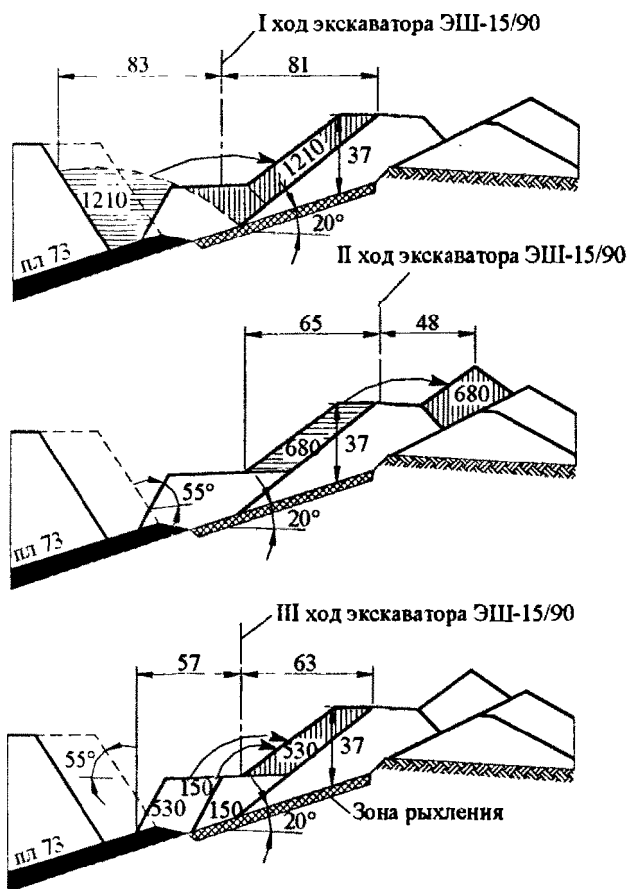


Рис. V.21. Схема экскавации с рекомендуемыми параметрами внутренних отвалов для разреза «Байдаевский» (по К.Е. Винницкому)

для повышения сопротивления сдвигу (сил трения) на контакте отвал — наклонное основание предлагается производить механическое рыхление основания тракторными рыхлителями.

Примером могут служить также внутренние отвалы разреза «Черемховский», которые подрезаются под углом 50—55° на высоту 10—15 м, что позво-

ляет снизить коэффициент переэкскавации.

Вскрышные породы месторождения представлены юрскими и четвертичными образованиями. Юрская угленосная свита имеет три горизонта, из которых два (нижний и верхний) — безугольные и один (средний) — угленосный.

Нижний горизонт, выполненный брекчиевидными конгломератами и переслаивающимися белыми и светло-серыми плотными глинами, имеет мощность от 5 до 40 м. Угленосные отложения среднего горизонта представлены двумя пластами — «Главным» (нижний) и «Малым» (верхний) и разделяющим их междупласть мощностью до 3 м. В междупласть залегают аргиллиты, песчаники, глины и углисто-глинистые сланцы.

Четвертичные отложения представлены глинами, суглинками и супесями мощностью 2—3 м, а в пониженных частях рельефа до 8—10 м и более. Величины водопритокков в действующие выработки колеблются в пределах 20—60 м³/ч.

На разрезах месторождения применяется бестранспортная система разработки (простая или усложненная). Вскрышные работы ведутся экскаваторами ЭШ-6/60, ЭШ-10/60, ЭШ-20/65, ЭШ-14/75, ЭШ-15/90, ЭВГ-35/65, ЭГЛ-15.

По признаку последовательности размещения в выработанном пространстве вскрышные породы месторождения можно разделить на две группы: 1) размещаемые в предотвале (четвертичные отложения и породы верхнеюрского горизонта — лессовидные суглинки, супесь, глинистый песчаник); 2) отсыпаемые в верхнюю часть отвала — породы среднеюрского угленосного горизонта.

Возможность подрезки отвала определяется механическими характеристиками пород первой группы — величинами вторичного сцепления и угла внутреннего трения, которые, как показали результаты испытаний, близки друг другу по сопротивлению сдвигу. Угол внутреннего трения изменяется от 28 до 30°, а вторичное сцепление в зависимости от состава, влажности и уплотняющей нагрузки колеблется в пределах 0,02—0,068 МПа.

Вторичное сцепление пород отвалов устанавливают методом обратного расчета и непосредственно испытаниями предварительно уплотненных пород нарушенного сложения. Учитывая, что породы угленосного горизонта (аргиллиты, песчаники на известковистом цементе) восстанавливают сцепление в меньшей степени, чем суглинки и песчаники на глинистом цементе, а также факт непродолжительности стояния отвала с момента его образования до момента подрезки (рис. V.22, а), для расчета сопротивления сдвигу принят график, полученный для пород верхней части отвала без предварительного уплотнения (см. рис. V.22, б).

Полученные расчетные графики сопротивления сдвигу уплотненных отвальных пород нарушенного сложения для разрезов Черемховского месторождения (см. рис. V.22, в) были использованы для определения максимально допустимых параметров устойчивых отвалов, подрезанных в нижней части.

Расчеты устойчивости показали, что при высоте отвала 50—55 м высота подрезанной части может достигать 20 м, считая от кровли угля, при угле откоса подрезанной части 55° (см. рис. V.22, г). Результаты съемки действительных профилей отвалов соответствуют расчетным данным. Для обеспечения устойчивости подрезанной части отвала необходимо, чтобы высота подрезки отвала была меньше высоты предотвала на 3—5 м.

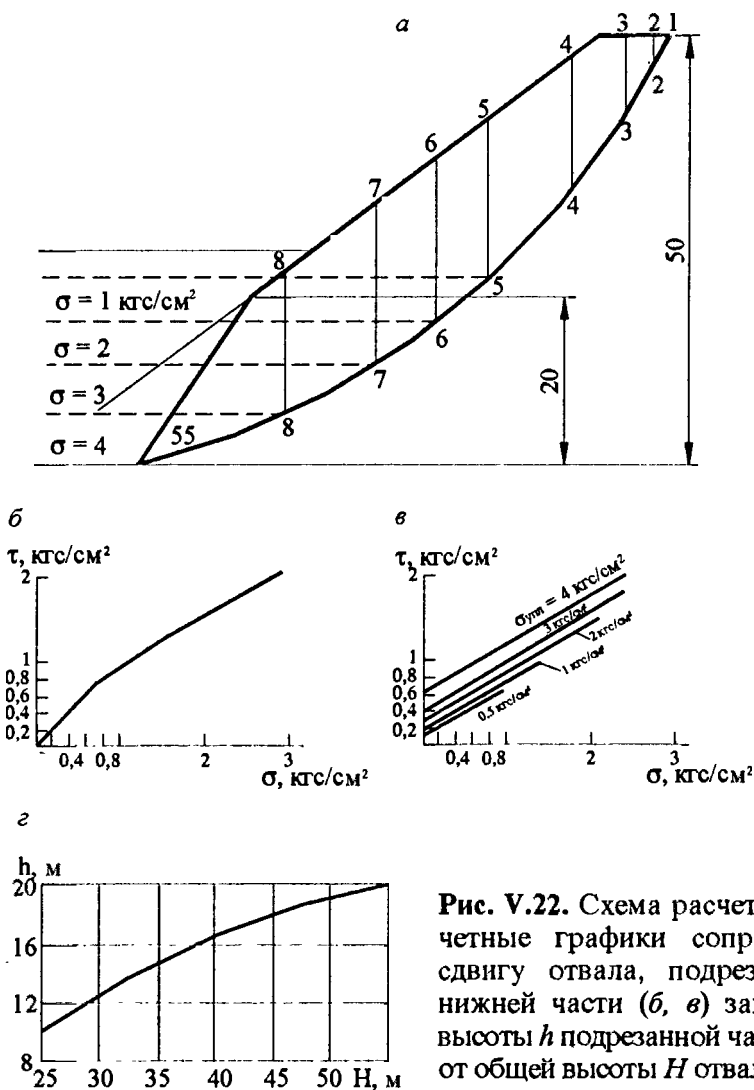


Рис. V.22. Схема расчета (а), расчетные графики сопротивления сдвигу отвала, подрезанного в нижней части (б, в) зависимость высоты h подрезанной части отвала от общей высоты H отвала (г)

Подрезка внутренних отвалов позволила без дополнительных затрат вскрывать ежегодно на Черемховском месторождении 240 тыс. т угля.

Оценку эффективности технологических мероприятий по управлению процессами сдвижения пород отвалов можно составить по приведенной в табл. V.4 классификации, разработанной А.Г. Шапарем.

Представляют интерес разработанные в НИИКМА эффективные методы формирования внешних отвалов в режиме управляемых оползневых деформаций, в основу которых положены результаты натурных наблюдений за деформациями откосов отвалов пластичных пород на прочных основаниях, а также

Классификация способов управляемого сдвижения пород отвалов (по А.Г. Шапарю)

Группа методов	Способ управления сдвижением пород отвалов	Средства для осуществления управления	Условия рационального применения способа	
			Основание отвала	Применяемый комплекс оборудования при производстве вскрышных работ
I	Выемка призмы упора в основании отвала	Эксплуатационное оборудование Средства гидромеханизации Взрывание на сброс или выброс Надувные оболочки	Горизонтальное и наклонное Наклонное и крутое	ЭО, ВО, ВТО, ЭТО ЭТО и ВТО
II	Дополнительная отсыпка пород в отвал, высота которого достигла предельных значений	—	То же	То же
III	Изменение физико-механических свойств отвальных пород или основания отвала	Замачивание Физико-химические воздействия Укладка в основание пластичных пород	— " —	— " —
Примечание: ЭО, ВО, ВТО и ЭТО — соответственно экскаваторно-отвальные, выемочно-отвальные, выемочно-транспортно-отвальные, экскаваторно-транспортно-отвальные комплексы.				

отвалов любого литологического состава на слабых естественных основаниях или гидроотвалах.

Первый метод предусматривает отсыпку отвального яруса двумя слоями с опорным гребнем высотой, равной 1,1—1,5 предельной высоты откоса $H_{пр}$. Верхний слой формируется по челночной схеме. Длина каждого блока отвальной заходки принимается равной 60—100 м. В результате обусловленного пластическими деформациями выполаживания опорного гребня отвальный ярус приобретает контуры, соответствующие физико-механическим свойствам складированных пород, что и обеспечивает безопасные условия работы оборудования. Применение этого способа в условиях карьеров КМА позволяет увеличить высоту отвальных ярусов на слабых основаниях с 7 до 15 м, а и на прочных основаниях — с 10 до 30 м.

Второй метод предназначается для формирования отвальных ярусов высотой до 60 м в режиме быстрых блоковых обрушений приоткосных зон опорного гребня. Формирование отвала производится двумя способами с применением конвейерных отвалообразователей. Нижний слой отсыпают с опорным гребнем до высоты, не превышающей 1,5 $H_{пр}$, и затем разгрузка отвальных масс производится на внешний откос опорного гребня до образования трещин отрыва (заколов). Обрушение пород носит блоковый характер и происходит при высоте опорного гребня $H_{гр} \approx 2,1 H_{пр}$. Отсыпку пород на участке активных деформаций прекращают после выхода поверхности скольжения в середину внутреннего откоса опорного гребня. После отсыпки опорного гребня нижнего слоя в соответствии с приведенным ограничением на всю длину фронта работ отступающими заходками заполняют промежуток между опорным гребнем и откосом верхнего слоя (рис. V.23).

Сущность третьего метода заключается в том, что на основании пород экскаватором отсыпают до высоты (1,2—2) $H_{пр}$ опорный гребень (или опорный породный конус) и вызывают пластические деформации пород слабого основания (оползень выдавливания). Затем производят планировку деформирующегося опорного гребня с размещением пород в пределах отвальной заходки. После планировки экскаватор перемещают на верхнюю площадку опорного гребня и цикл отсыпки пород

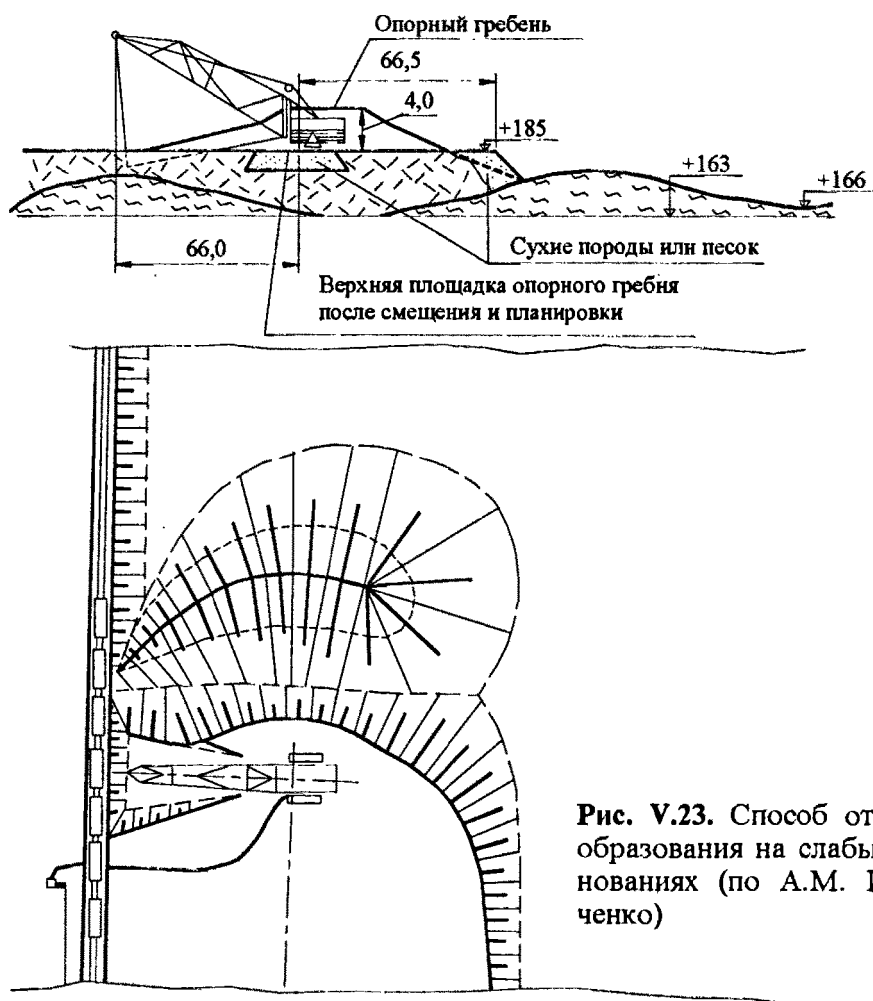


Рис. V.23. Способ отвалообразования на слабых основаниях (по А.М. Иванченко)

повторяется. Этот способ позволяет на 50 % сокращать объем вспомогательных операций и на 10—15 % увеличивать производительность отвального оборудования.

Четвертый метод предназначен для формирования отвальных ярусов с использованием экскаватора-мехлопаты. Опорный гребень создают в виде передового и боковых опорных конусов с опережающим формированием передового упорного конуса до уровня нижнего подступа. Производят подрезку внутренних откосов боковых конусов и укладку породы между этими конусами до создания сплошного опорного гребня. При складировании пород с различными прочностными свойствами в передовой опорный конус укладывают более прочные породы, а в боковые конуса — породы с пониженными прочност-

ными характеристиками (до начала деформации откосов). После этого на слабые породы укладывают более прочные, а породы с пониженными прочностными характеристиками размещают между опорным гребнем и откосом верхнего подступа.

Предложенные способы отвалообразования прошли успешную опытно-промышленную проверку па экскаваторных и конвейерных отвалах Михайловского и Стойленского ГОКов КМА.

Рассмотрим специальные мероприятия по управлению геомеханическими процессами в отвальных массивах.

Укрепление песчано-глинистых пород при помощи набивных свай. Эффективность способа зависит от материала, используемого в набивных сваях. Он должен иметь высокую прочность при сжатии и срезе, водоустойчивость, активно взаимодействовать с породной средой. Как показывают исследования, наиболее высокие технико-экономические показатели имеет композиционное вяжущее вещество на основе цемента, добавок из глинистых пород и негашеной извести. В качестве глинистых добавок целесообразно использовать отвальные породы.

Технология укрепления включает в себя бурение по периферийной части яруса отвала скважин глубиной на 2—3 м больше его высоты и внесение с последующим уплотнением увлажненной композиционной смеси. Через некоторое время вокруг свай образуется зона отвальных пород пониженной влажности и повышенной прочности. Расстояние между сваями в ряду и число рядов определяют с учетом геологической обстановки. Так, с целью повышения емкости двухярусного отвала Яворовского горно-химического комбината было решено повысить несущую способность нижнего яруса. Расчетами установлено, что для повышения высоты верхнего яруса на 4 м требуется одна свая на 500—600 м³ дополнительно отсыпавших пород. При диаметре скважин 23 см размер зоны упрочненных пород от внешнего края свай достигает 12 см, общий диаметр свай составил около 50 см.

Электрохимическое закрепление. Этот способ использовали на Роздольском горно-химическом комбинате с целью обеспечения устойчивости дамб гидроотвалов, возводимых из намытых песчано-глинистых пород.

На оползающем участке длиной 150 м вдоль дамбы гидроотвала № 3 на глубину 3—4 м устанавливались трубчатые элект-

троды диаметром 60 мм (катоды) и 18 мм (аноды), схема расположения электродов концентрическая с центральным катодом. Ряд упрочненных породных свай образовал вдоль дамбы несущую (защитную) полосу, воспринимающую нагрузку расположенных выше ярусов. Обработка пород производилась под напряжением 300 В при напряженности 0,75 В/см. Сила тока составила 1,5—2 А на аноде и 10—12 А на катоде. Время обработки занимало до 15 сут, дозировка электроэнергии на 1 м³ породной сваи — 40 кВт · ч. В результате работ по закреплению деформации дамбы прекратились. Использование аналогичной технологии укрепительных работ обеспечило устойчивость дамбы гидроотвала № 1 комбината.

Для использования при возведении дамб намывного материала пляжной части (взамен привозного грунта) параллельно ранее упрочненной полосой создавали полосу осушения методом электроосмотического осушения при порядном расположении электродов. Время обработки — трое суток, дозировка электроэнергии — 8 кВт · ч/м³. Осушенные породы отсыпались с помощью экскаватора в вышележащий ярус дамбы, располагаемый на упрочненной породной полосе (рис. V.24).

Исследования, проведенные ГИГХС на карьерах Предкарпатского сероносного бассейна, показывают, что критическая высота яруса отвала составляет 17—18 м. Превышение этой высоты вызывает общую деформацию отвала. С целью укрепления отвальных пород, представленных водонасыщенными неогеновыми глинами, применяли сваи из композиционного вяжущего со следующим соотношением компонентов: цементный клинкер — 40 %, известь — 10 %, глина (отвальные породы, подлежащие закреплению) — 50 %.

По минералогическому составу клинкер аллитовый. Сопротивление сдвигу глинистых пород составило 0,03 МПа, влажность 30 %.

Укрепление проводилось на периферийной части отвала с помощью 56 свай диаметром 230 мм, располагаемых в шахматном порядке. Расстояние между сваями составило 2,7 м. Для повышения сцепления отвала с основанием длина свай на 2—3 м превышала высоту I яруса. Прочность свай в отвале определялась из условия их работы на сдвиг. Натурные испытания при помощи гидродомкрата показали, что на 28 сутки сопротивление сдвигу составило 1,15 МПа.

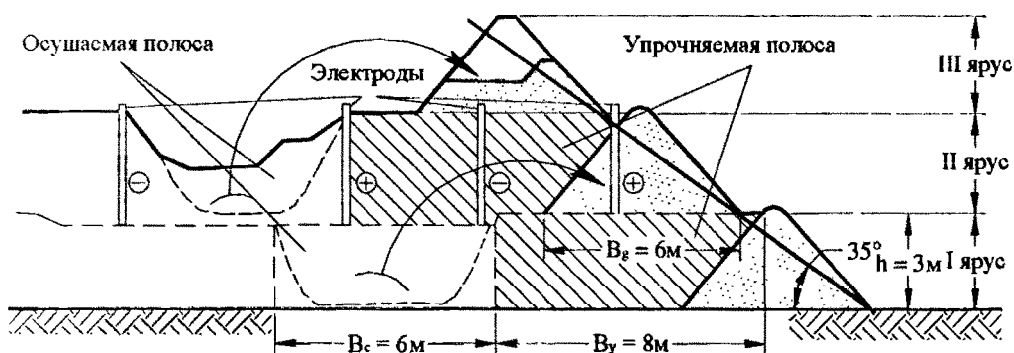


Рис. V.24. Технология возведения дамбы гидроотвала

Вскрытие пород показало, что материал свай обладает достаточной активностью; размер зоны отвальных пород вокруг свай, в которой произошло понижение влажности более чем на 4 %, составил 12 см. Общий диаметр свай из упрочненных пород находился в пределах 50 см.

Электрохимический способ. Применяли для укрепления конвейерного отвала № 5 Михайловского ГОК (КМА) по технологии, разработанной в ГИГХС. Участок отвала находился в аварийном состоянии после оползня планировочного яруса отвала объемом 300 тыс. м³.

Проект предусматривал создание вкрест направлению развития оползня двух породных полос повышенной прочности: шириной 8—17 м и глубиной 15 м, длиной соответственно 152 и 175 м. Электродами служили металлические перфорированные трубы; диаметр анодных электродов 42—50 мм; катодных — 112 мм. Было создано 67 кустов с объемом пород 78,9 тыс. м³. Для закрепления использовали 18—20 %-й водный раствор хлористого кальция и жидкое стекло плотностью 1,05—1,1 т/м³. Электрическое напряжение на электродах составило 300 В, каждый куст обрабатывался 300 ч.

В результате работ в 1,5—2 раза повысилась прочность пород, а их влажность снизилась на 2—7 %.

§ 9. УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ ОБВОДНЕННЫХ МАССИВОВ ПРИ ОСУШЕНИИ

Присутствие воды в карьерах затрудняет условия работы людей и механизмов. Причиной обводненности пород могут быть обильные атмосферные осадки, недалеко расположенные водоемы, наличие проницаемых пород, вмещающих напорные и безнапорные водоносные горизонты. Насыщенные водой породы меняют свои физико-механические свойства и становятся непригодными для разработки и дальнейшей переработки (например, глины при увлажнении набухают и становятся пластичными, прилипают к ковшам выемочно-погрузочных машин, к конвейерным лентам, увлажненные известняки прилипают и забивают бункера, грохота и т. д.).

Осушение (дренаж) карьерных полей предусматривает снижение уровня или напоров водоносных горизонтов. Оно выполняется с целью: сокращения водопритокров в горные выработки, изменения напряженного состояния массива горных пород, обеспечения устойчивости горно-технических сооружений, снижения влажности полезного ископаемого, предотвращения затопления подрабатываемых территорий грунтовыми водами, обеспечения нормальных условий работы горно-транспортного оборудования.

Горные породы по дренируемости разделяют на шесть групп: I — скальные и полускальные породы, устойчивые к воздействию воды, водоотдача их не превышает 0,5 %; II — твердые плотные трещиноватые глинистые породы, способные набухать и размокать на фильтрующих участках уступов, а также при скоплении воды на площадках уступов; III — слабые глинистые породы, интенсивно набухающие при контакте с водоносными породами, водоупорные, устойчивые к размоканию, в откосах уступов обычно не подвержены фильтрационным деформациям; IV — слабые песчано-глинистые породы с высокой пористостью, малой водопроницаемостью (коэффициент фильтрации менее 1 м/сут), склонные к оплыванию; V — несвязные породы с хорошей водопроницаемостью; VI — неуплотненные осадки водоемов.

В естественных условиях породы образуют горно-геологические комплексы, представленные переслаивающимися породами, относящимися к различным группам (комплексы осадочных пород), или породами одной группы с включениями пород других групп (комплексы изверженных и метаморфических пород).

Месторождения полезных ископаемых разделяют на группы А, Б и В по дренируемости и влиянию дренажа на устойчивость бортов карьеров. В группу А включены месторождения, сложенные горно-геологическими комплексами слабых глинистых и несвязных пород. Характерная особенность этих комплексов — перемежаемость слоев различных водоносных пород и глинистых водоупорных слоев, оказывающая существенное влияние на устойчивость и условия дренирования. В зависимости от условий залегания пород месторождения выделяют подгруппы: А-1 — сложены горизонтально залегающими слоями; А-2 — пологозалегающими слоями; А-3 — наклонно- и крутозалегающими слоями пород. В группу Б включены месторождения, сложенные преимущественно горно-геологическими комплексами трещиноватых, хорошо фильтрующих пород. К группе В отнесены месторождения, в сложении которых участвуют в равной степени комплексы групп А и Б.

Выполненный В.А.Мироненко гидрогеомеханический анализ охватывает три главных аспекта влияния подземных вод на устойчивость откосов открытых горных выработок и отвалов — изменение напряженного состояния массива, процессы механического выноса и изменение исходных прочностных свойств пород.

Одной из главных причин крупных оползневых деформаций бортов карьеров является консервация высоких напоров в водоносных пластах лежащего бока, не вскрываемых горными работами. Связанные с этими пластами гидростатические и гидродинамические силы понижают степень устойчивости бортов на десятки процентов и вызывают необходимость предварительного водопонижения в породах лежащего бока даже при относительно ограниченной их водообильности. Проведенные расчеты показывают, что такое водопонижение экономически всегда выгоднее, чем эквивалентное уменьшение генерального угла откоса (увеличение объемов земляных работ) или, тем более, ликвидация последствий оползня.

В откосах отвалов силовое воздействие жидкой фазы наиболее часто проявляется в виде избыточного порового давления в складываемых грунтах или в их основании. Необходимое по условиям устойчивости понижение избыточного порового давления (ускорение фильтрационной консолидации) требует либо селективной отсыпки грунтов, либо специальных дренажных мероприятий в породах основания.

Фильтрационные деформации горных пород в откосах и подошве карьеров весьма многообразны: здесь могут развиваться и механическая суффозия, и выпор, и прорыв, и фильтрационный вынос по трещинам, и оплывание. Однако реальное влияние на условия открытых горных работ оказывают последние два процесса, причем несравненно более широким распространением пользуется оплывание песчаных откосов: оно является экономически наиболее значимым видом фильтрационных деформаций и определяет, в конечном итоге, необходимую степень дренирования карьеров, вскрывающих обводненные песчано-глинистые толщи.

Влияние подземных вод на прочность горных пород связывается, главным образом, с пльвунностью песков и набуханием глин. Интенсивность проявления пльвунности зависит от величины гидродинамического давления в окрестности выработки. Как правило, опасность прорыва пльвунов в карьеры невелика, однако на старых отвалах пылеватых пород могут развиваться деформации, внешне сходные с динамическим разжижением.

Изменение прочности глинистых пород вследствие их набухания проявляется в оползневых деформациях уступов, в ослаблении основания отвалов, а также в оползневых деформациях пород лежащего бока вследствие набухания водоупорных пород под действием гидродинамического давления. Лишь в последнем случае дренажные мероприятия могут быть эффективным средством борьбы с набуханием. Снижение прочности пород возможно также за счет ликвидации «сцепления упрочнения» («цементационного сцепления») или выщелачивания при техногенном изменении состава подземных вод.

Как отмечалось, обводненные толщи глинистых и трещиноватых полускальных пород уплотняются в результате глубокого водопонижения, при этом прочность пород бортового массива увеличивается более чем на 20 %.

Уплотнение слоев раздельно-зернистых пород в связи с их высокой водопроницаемостью ($K_{\phi} \geq 5$ м/сут) рассматривается как условно-мгновенное, т. е. после завершения роста депрессионной нагрузки принимается, что текущая осадка $S_g(t) = S_g^{\infty}$, а степень депрессионного уплотнения $U_d = 1$. Слои глинистых пород подвергаются уплотнению в пределах «активных» зон, мощность которых h_a определяется с учетом величины начального градиента напора. Увеличение сопротивления сдвигу для этих зон устанавливается через величину степени депрессионного уплотнения по экспериментальным зависимостям

$$\tau = f(\sigma_n, U_d),$$

$$\text{где } U_d = \frac{S_g(t)}{S_g^{\infty}}.$$

Развитие во времени осадок трещиноватых карбонатных пород происходит в пределах слоя преимущественно за счет ползучести минерального скелета и связано с высокой водопроницаемостью пород, определяющей быстрое завершение фильтрационной консолидации. Опережение водопонижительных работ $\Delta t_{\text{вл}}$ по отношению к горным работам (т. е. к моменту формирования откосов в рассматриваемых слоях) обеспечивает повышение прочности пород ($\tau = \tau_{\text{ос}}$) и улучшает условия устойчивости откосов.

Дренажные мероприятия на карьерах обычно соответствуют этапам ведения горных работ — строительству и эксплуатации горного предприятия. На первом этапе выполняют работы по отводу водотоков за пределы карьерных полей, ограждению выработок от затопления атмосферными водами, заблаговременному снижению напора (уровня) подземных вод. В эксплуатационный период поддерживают достигнутый сниженный напор (уровень) подземных вод или продолжают дальнейшее их снижение.

Обеспечивают дренаж при помощи следующих средств: водопонижающих скважин, оборудованных глубинными насосами; подземных дренажных выработок с фильтрами и колодцами; самоизливающих и поглощающих скважин; иглофильтровых установок; прибортового дренажа; дренажных зумпфов, траншей, канав. Перечисленные средства дренажа обладают как достоинствами, так и рядом технико-экономических недостатков, ограничивающих их применение.

Использование водопонижительных скважин наиболее эффективно при наличии в геологическом разрезе устойчивых скальных пород, высоких напорах, большой мощности и хорошей водопроницаемости дренируемых пород. Сооружение скважин не требует значительных капитальных затрат, а их эксплуатация отличается технической простотой и возможностью оперативно реагировать на изменения гидрогеологической обстановки путем изменения интенсивности откачки. К недостаткам этого способа дренирования относят малую эффективность при использовании в породах с $k_f > 5$ м/сут в несвязных породах и менее 1 м/сут в трещиноватых, а также наличие большого числа насосов и обслуживающего персонала.

Реальное направление снижения стоимости эксплуатации водопонижительных скважин — создание скважин большого (0,5—1,0 м) диаметра, имеющих высокую водозахватную способность, что позволяет увеличить расстояние между выработками и сократить число действующих насосов. Скважины большого диаметра получили распространение в практике осушения карьеров Германии. При осушении рудников Северо-Уральского бокситорудного района (СУБР) широко применяются многозабойные водопонижающие скважины — ряд скважин, «ответвляющихся» от общего ствола. Вскрытие большого числа трещин и карстовых полостей в карбонатных породах приводит к значительному росту дебита дренируемых водоносных горизонтов.

Подземный (шахтовый) способ осушения включает в себя создание группы дренажных штреков, проводимых из специальных стволов, шурфов и штолен. Вначале штреки проводят на участках въездной и разрезной траншей, а в период эксплуатации карьера дренажную систему расширяют впереди продвижения фронта горных работ. В зависимости от гидрогеологических условий дренажные штреки предназначаются:

- для непосредственного дренирования вскрываемых ими пород;
- для заложения из них осушительных устройств на выше- и нижележащие водоносные горизонты;
- одновременно для дренирования вскрываемых штреками пород, а также выше- и нижележащих водоносных горизонтов.

Классическим примером подземного способа осушения карьерных полей может служить Байдаковский карьер Днепровского бурогоугольного бассейна (рис. V.25).

Достоинствами подземного дренажа являются: высокая степень централизации водоотлива; возможность использования в проницаемых и слабопроницаемых породах ($k_f = 1—5$ м/сут); относительно низкая стоимость эксплуатации. К недостаткам подземного дренажа, снижающим его перспективы, следует отнести: значительные затраты по его устройству и поддержанию; длительные сроки возведения; отсутствие возможности гибкого реагирования на изменения гидрогеологических условий.

Самоизливающие скважины применяют для снятия напоров в подошве карьера и в прибортовой зоне, а также в почве дренажной выработки.

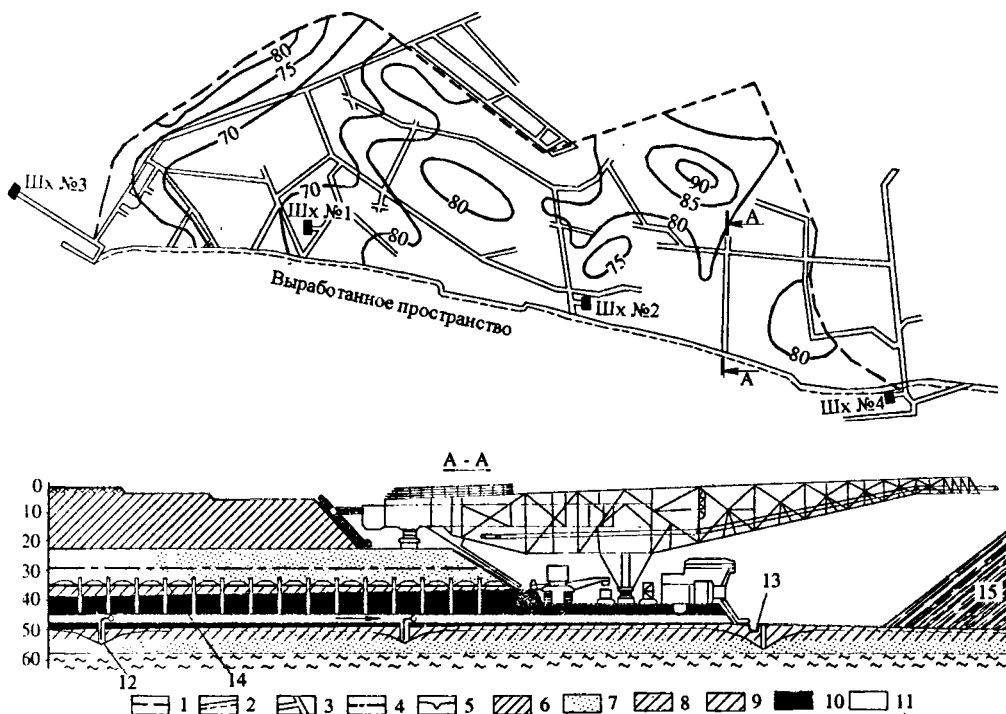


Рис. V.25. Подземный способ осушения Байдаковского карьера (по А.П. Бондаренко, А.Я. Гуркину, К.А. Исмаилову и П.М. Патиченко):

1 — граница карьера на конец отработки; 2 — граница карьера на 1 января 1961 г.; 3 — дренажные штошки; 4 — статический уровень над- и подугольного водоносных горизонтов; 5 — динамический уровень над- и подугольного горизонтов; 6 — суглинки; 7 — пески; 8 — пески углистые; 9 — глины; 10 — уголь; 11 — каолин; 12 — дренажный колодец; 13 — дренажные каналы; 14 — забивной фильтр; 15 — отвал

Поглощающие скважины можно использовать только при соблюдении определенных соотношений параметров дренируемого горизонта и поглощающего пласта (проводимость первого намного меньше, чем второго).

Для осушения пород применяют забивные и сквозные фильтры, установку глубоких иглофильтров, а для пород со слабой водоотдачей используют эффект электроосмоса.

Забивной фильтр представляет собой шпур (скважину), пробуренный до встречи его с водоносным горизонтом, диаметром 35—45 мм, в который вставляется трубчатый фильтр с перфорацией в верхнем конце. Вода из осушаемого массива попадает через отверстия фильтра в дренажную выработку (канаву) и самотеком направляется в водосборник.

Длина забивных фильтров обычно не превышает 12—15 м. Расстояние между фильтрами в зависимости от водопритока и водоотдачи осушаемых пород составляет 25—50 м и более. Радиус действия забивных фильтров — до 100 м.

При слабоосушаемых породах на карьерах распространено применение системы иглофильтров, которые используются в строительный период, когда основная система осушения еще не введена в эксплуатацию. Иглофильтровые установки состоят из центральных и вакуум-насосов, коллектора металлических труб диаметром 100—150 мм и длиной до 100 м и иглофильтров, устанавливаемых через 2—3 м на глубину погружения до 4—5 м. Шаг переноса установки обычно составляет 40—70 м и может быть определен по формуле В.А. Мироненко:

$$l = \frac{K_{\phi} H^2}{2q}, \text{ м,} \quad (\text{V.12})$$

где K_{ϕ} — коэффициент фильтрации, м/сут; H — разность отметок площадок размещения иглофильтров и водоупора, м; q — расход подземных вод на 1 м установки (обычно $q = 0,3 \pm 0,6 \text{ м}^3/\text{ч}$).

Иглофильтровые установки располагаются на рабочих площадках уступов, легко переносятся и быстро монтируются. Их целесообразно применять для осушения обводненных протяженных участков карьерного поля (рис. V.26).

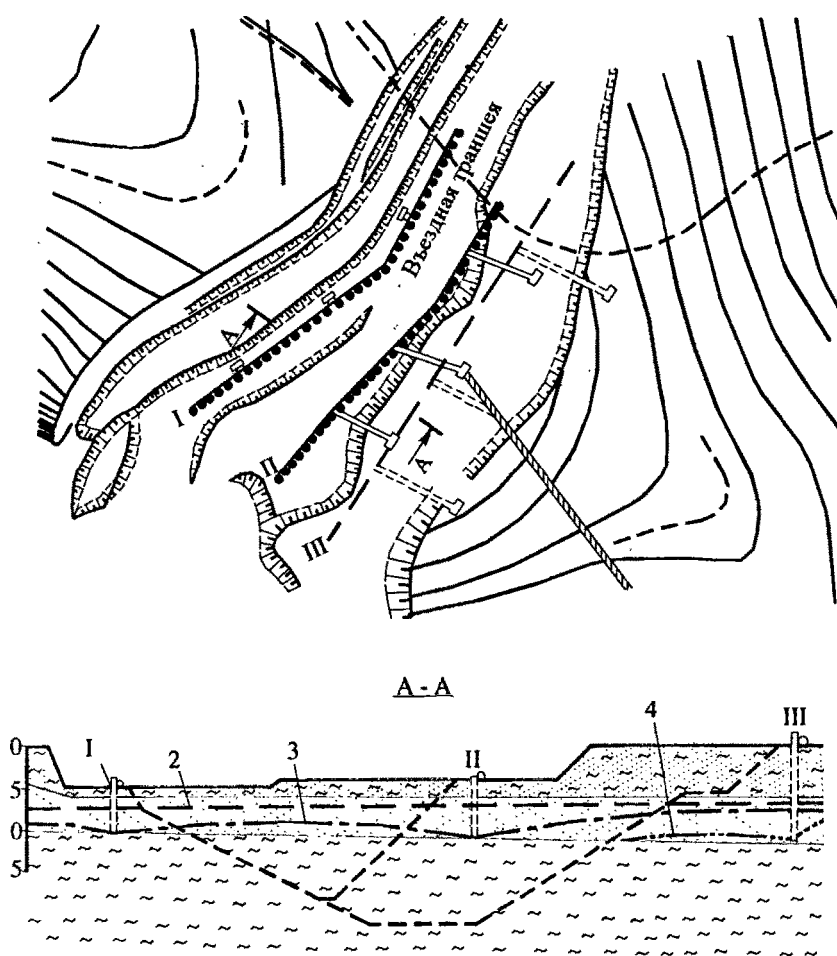


Рис. V.26. Осушение участка въездной траншеи эжекторными иглофильтрами:
 I — насосные станции эжекторных установок; 2 — статический уровень воды; 3 — уровень воды при работе I и II линий ЭИ-2,5 первой очереди; 4 — то же, при работе I и III линий ЭИ-2,5; I — первая линия ЭИ-2,5 первой очереди; II — вторая линия ЭИ-2,5 первой очереди; III — третья линия ЭИ-2,5 второй очереди

Прибортовой дренаж в виде дренажной пригрузки с водоотводной канавкой является эффективным средством предотвращения фильтрационных деформаций на нерабочих откосах. Качественное выполнение его требует применения ручного труда и наличие местных строительных материалов определенного гранулярного состава.

Открытый дренаж состоит из дренажных траншей, канав, иглофильтровых установок и понижающих колодцев. Дренажные траншеи закладывают на бровке карьера или на его уступах для осушения водоносных горизонтов, находящихся выше

полезного ископаемого, при сравнительно небольшой глубине их залегания. Так, например, дренажная траншея глубиной 15 м была пройдена на Михайловском железорудном карьере для защиты разрезной траншеи от водоносного горизонта, приуроченного к сеноман-альбским пескам; мощность его — 3—5 м; приток воды в траншею — 30 м³/ч. На рис. V.27 изображена схема осушения вскрышных пород при помощи дренажных траншей, примененная на Соколовском железорудном карьере. Осушению подвергались неогеновые пески мощностью 2—3 м с коэффициентом фильтрации 2—6 м/сут. Траншеи глубиной 4—5 м закладывали впереди вскрышного уступа и по мере их подработки заменяли новыми.

Самотечные горизонтальные скважины, пробуренные из карьера, используются на буроугольных карьерах Германии для дренажа бортов. Опыт применения этого вида осушения накоплен на Лебединском карьере КМА. Установлено, что по сравнению с вертикальными скважинами коэффициент «заслона» при использовании горизонтальных скважин, расстояние между которыми равно их длине, составляет более 90 %.

Использование водонепроницаемых (глинистых и цементационных) завес целесообразно при сравнительно неглубоко (до 30 м) залегающих водообильных породах. Это мероприятие особенно важно в случаях, когда использование обычных методов дренирования приводит к региональному истощению водоносных пластов, нарушению нормальных условий водоснабжения района или загрязнению подземных вод.

Последовательность введения в работу дренажных устройств, располагаемых в плане и в высотном отношении по какой-либо схеме, определяет систему дренажа, при этом выбор системы зависит от гидро- и инженерно-геологических условий эксплуатации карьера (табл. V.5). Выделяют опережающую, параллельную и совместную систему дренажа. В опережающей системе к дренажным работам приступают до начала ведения горных работ, и в дальнейшем осушительные мероприятия проводят с опережением во времени. Эта система целесообразна на месторождениях с простыми гидрогеологическими условиями. При параллельной системе дренажные мероприятия проводят одновременно с ведением горных работ в карьере;

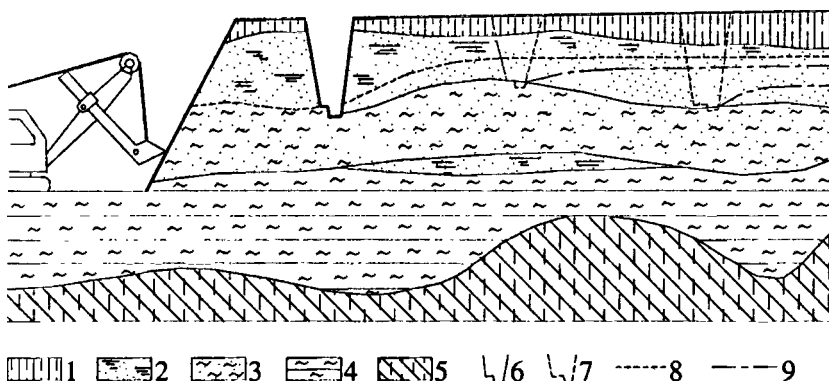


Рис. V.27. Осушение вскрышных пород дренажными опережающими траншеями: 1 — суглинки; 2 — пески водоносные; 3 — глины; 4 — глины сланцеватые; 5 — опоки; 6 — дренажная траншея первой очереди; 7 — дренажные траншеи второй и третьей очереди; 8 — пониженный уровень подземных вод траншей первой очереди; 9 — пониженный уровень дренажными траншеями второй и третьей очереди

система применяется на месторождениях с простыми и средней сложности гидрогеологическими условиями. В совместной системе к дренированию приступают до начала ведения горных работ, а во время строительства и эксплуатации карьера эти мероприятия проводят как с опережением горных работ, так и одновременно с подвиганием фронта работ. Система применяется на месторождениях со сложными и очень сложными гидрогеологическими условиями. Схему расположения дренажных устройств (дрен) в плане и разрезе, привязанную к участкам горных работ, называют схемой осушения. По расположению дрен в плане различают однолинейные, двухлинейные, сетчатые, одноконтурные, двухконтурные и кустовые схемы осушения (рис. V.28). Они могут иметь постоянное положение или быть скользящими, изменяющимися в соответствии с подвиганием фронта горных работ (рис. V.29).

Проектирование систем дренажа карьерного поля базируется на сформулированных В.А. Мироненко принципах, согласно которым следует:

- обосновывать необходимость и целесообразность осушения водоносных горизонтов и намечать пределы осушения;
- включать в перечень систем дренажа, принимаемых для технико-экономического сопоставления, все возможные рациональные системы;

Таблица V.5

Классификация месторождений по условиям дренирования карьерных полей (ВНИМИ)

Категория месторождения	Характеристика гидро- и инженерно-геологических условий эксплуатации карьера	
	Группа А — карьером отрабатываются рыхлые песчаные и мягкие породы	Группа Б — карьером отрабатываются полускальные породы, не склонные к размоканию и набуханию
I — простые	Притоки подземных вод в карьер не превышают 200 м ³ /ч. Горные работы могут выполняться с применением средств открытого водоотлива; на стадии строительства карьера возможно временное использование водопонижающих скважин с суммарным дебитом не более 400 м ³ /ч	Притоки подземных вод в карьер не более 500 м ³ /ч. Горные работы выполняются с применением средств открытого водоотлива или нескольких водопонижающих скважин с суммарным дебитом до 500 м ³ /ч
II — сложные	Притоки подземных вод в карьер от 200 до 1000 м ³ /ч. Горные работы возможны при применении средств глубинного дренажа для сокращения водопритоков в карьер, ограничения фильтрационных деформаций пород или обеспечения общей устойчивости бортов карьера (за счет снижения нескрытых водопритоков)	Притоки подземных вод в карьер от 500 до 3000 м ³ /ч. Горные работы возможны при применении глубинного дренажа для сокращения водопритоков в карьер или обеспечения общей устойчивости бортов карьера

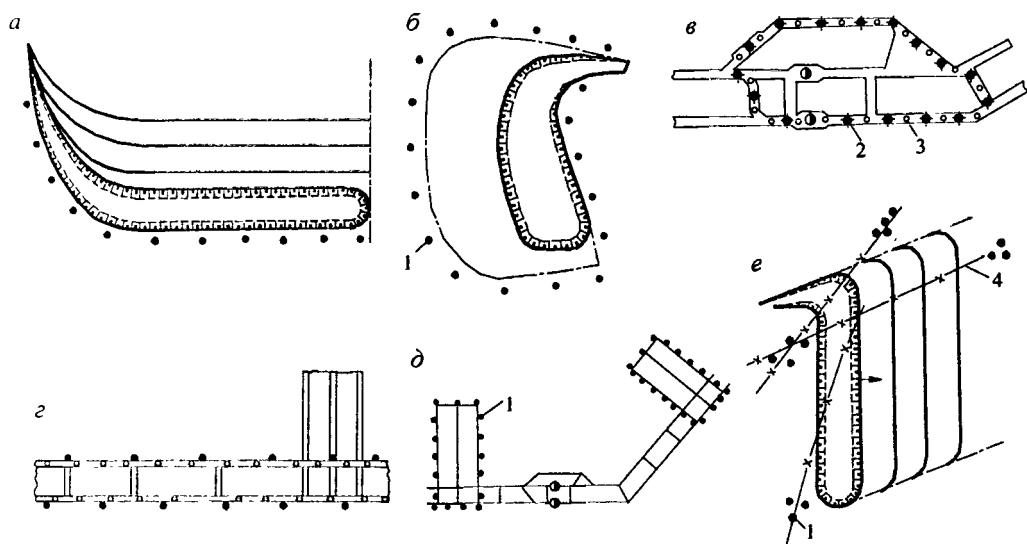


Рис. V.28. Стабильные схемы осушения:

а — однолинейная схема осушения карьера; *б* — одноконтурная схема осушения карьера; *в* — одноконтурная схема осушения околоствольного двора; *г* — двухлинейная схема осушения штреков главных направлений; *д* — двухконтурная схема осушения выемочных участков; *е* — кустовая схема осушения карьера;

1 — водопонижающие скважины; 2 — сквозные фильтры; 3 — восстающие скважины или понижаящие колодцы; 4 — линии тектонических нарушений

- выполнять для каждой из рассматриваемых систем дренажа фильтрационный расчет;
- увязывать систему дренажа и водоотвода с требованиями водоснабжения региона, прилегающего к карьеру;
- обеспечивать взаимную увязку горной и дренажной частей проекта дренирования для месторождений со сложными гидрогеологическими условиями.

Основным этапом проектирования дренажных систем являются фильтрационные расчеты, выполняемые с целью:

- определения общего притока вод к карьеру на различные моменты времени;
- обоснования необходимости дренажа, типа и количества дренажных устройств, расположения их в плане и разрезе, режима работы;
- установления положения уровней подземных вод в зоне действия дренажных устройств во времени.

Исходными данными для расчета служат: сведения об орг-гидрографии района; материалы о геологическом и гидрогеологическом строении района; фильтрационные параметры;

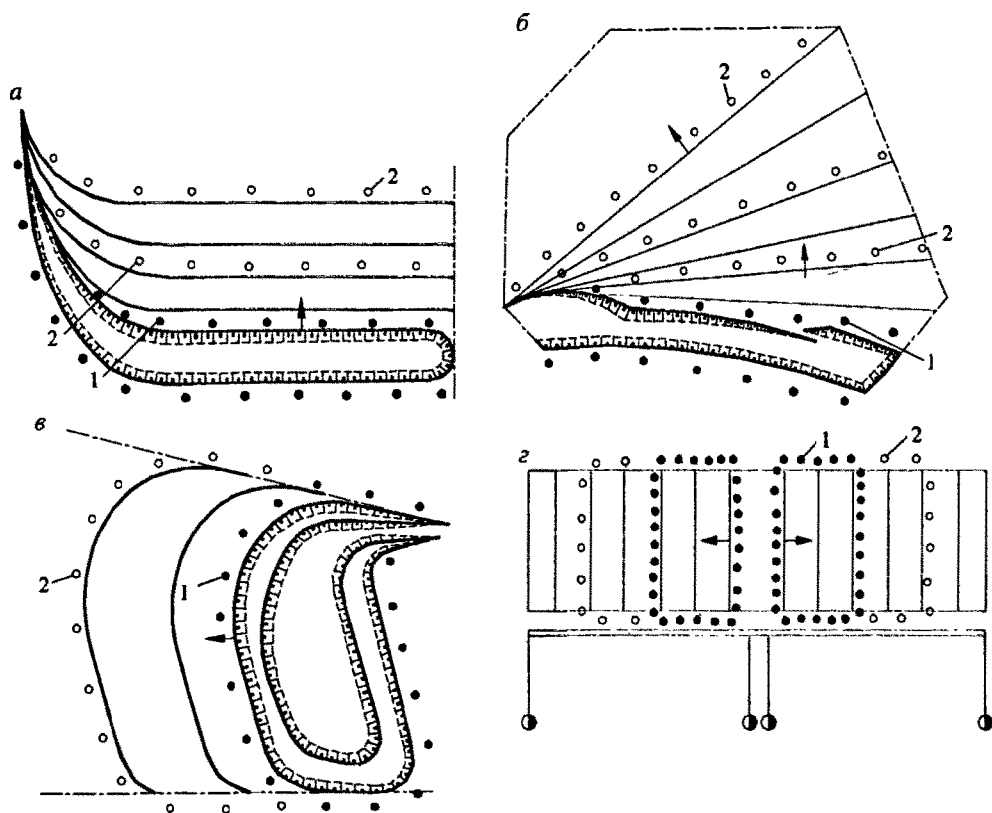


Рис. V.29. Скользящие схемы осушения:

а — скользящих и параллельных рядов на карьере; б — скользящих веерных рядов на карьере; в — скользящих контуров на карьере; г — скользящих контуров на выемочных участках;

1 — водопонижающие скважины первой очереди; 2 — то же, второй и последующих очередей

данные об условиях питания и разгрузки водоносных горизонтов; инженерно-геологическая характеристика пород; сведения о горных работах.

На основании анализа этих данных составляется природная гидрогеологическая схема области фильтрации, устанавливаются ее границы и краевые условия в природной обстановке.

Дренаж нерабочего борта карьера. Для обеспечения общей устойчивости борта карьера применяют дренирование пород горизонтальными скважинами, подземную систему, самоизливающиеся скважины. Для обеспечения устойчивости пород в пределах промежутка высачивания применяют горизонтальный прибортовой дренаж — отсыпку гравийно-щебеночной призмы в сочетании с водоприемной канавой, оборудуемой при значительных расходах дренажными трубами.

При отсутствии дренажного материала или значительных колебаниях отметок кровли водоупора для дренирования используют горизонтальные скважины, пробуриваемые перпендикулярно или под углом к линии простирания борта. В ряде случаев для осушения нерабочих бортов используют открытые траншеи, барражи, подземные системы осушения, поглощающие и самоизливающие скважины.

Дренаж рабочего борта карьера. Цель мероприятия — обеспечение устойчивости отдельных рабочих уступов, для чего применяют открытый (поверхностный) и глубинный дренаж.

Открытый дренаж целесообразен в следующих случаях: при неглубокозалегающих водоносных горизонтах; оплывание не превышает предельно допустимого значения; величина притоков меньше критических; породы имеют низкую проницаемость.

Глубинный дренаж следует применять: при больших притоках; возможности возникновения недопустимых деформаций уступов; существенном увеличении влажности полезного ископаемого. Осуществляют дренаж при помощи систем водопонижающих скважин по основным водоносным горизонтам, а также при помощи водосбросных скважин, используемых для приема и откачки атмосферных вод с поверхности откосов.

Рассмотрим основные системы дренажа карьерных полей.

Дренаж карьерных полей на месторождениях подгруппы А-1. В связи с практической неосуществимостью полного дренажа гравитационной воды устанавливают пределы допустимого высачивания. Перспективным способом дренажа пород вскрышной толщи и полезного ископаемого являются горизонтальные скважины.

Дренаж карьерных полей на месторождениях подгрупп А-2 и А-3. Особенностью этих месторождений является возможность полного стока к дренажам пластово-поровых и пластово-трещинных вод по наклонному водоупору и полного устранения высачивания воды в откосах рабочих уступов (при отработке месторождения в нисходящем порядке).

На месторождениях, сложенных плотными породами, в результате разработки может происходить интенсивное набухание и разуплотнение глинистых пород, если не производить снижения напоров в породах лежачего бока. На возникновение в этом случае оползневых деформаций влияют величина напора, расстояние от почвы разрабатываемого пласта до водоносного слоя, литологический состав пород лежачего борта.

Для дренажа пород висячего бока и пласта полезного ископаемого в период эксплуатации при подвигании рабочего борта по падению пласта заградительный дренаж осуществляют линейной системой водопонижающих скважин. Число скважин, определяемое фильтрационным расчетом, примерно обратно пропорционально углу падения слоев. При малых углах (менее 5°), а также при работе по восстанию пласта полезного ископаемого для полного перехвата потока подземных вод целесообразна подземная система осушения — штрек, пройденный по пласту. Для дополнительного осушения могут использоваться дренажные штреки и горизонтальные скважины, пройденные из карьера.

Снижение напоров водоносных слоев лежачего бока пласта в период эксплуатации обеспечивают средствами глубинного дренажа. При отсутствии водоупорных слоев между породами висячего и лежачего боков может быть использована система водопонижающих скважин или штреков, дренирующая породы висячего бока (совместный дренаж). При отсутствии дренажа пород висячего бока или неприменимости этих систем осуществляют дренаж с применением самоизливающих или водопонижающих скважин, пробуренных с подошвы карьера параллельно фронту работ.

При крутозалегающих слоях используют также систему подземных дренажных выработок.

Дренаж карьерных полей на месторождениях групп Б и В. Особенности дренажа — слабая изменяемость пород в откосах под влиянием воды, различный характер трещиноватости пород, изменчивость их водообильности и проницаемости.

На месторождениях группы Б открытый дренаж целесообразен в большинстве случаев при наличии устойчивых полускальных пород. Для месторождений, на которых отмечается временная зависимость величин притоков от количества атмосферных осадков, рекомендуются мероприятия по организации поверхностного стока.

Открытый дренаж, иногда с локальным глубинным, необходим в породах, содержащих большое число водоносных зон, гидравлически слабо связанных друг с другом. При встрече участков повышенной обводненности проводят локальное глубинное водопонижение колодцами с подошвы карьера.

Обоснованием для применения глубинного дренажа является:

- наличие зон с резко повышенной обводненностью или проницаемостью;
- регистрация высоких напоров в прибортовой зоне;
- возможность полного осушения вскрыши и полезного ископаемого малым числом водопонижающих скважин, пробуренных в подошву карьера;
- необходимость снижения влажности полезного ископаемого;
- наличие подземных выработок для дренирования и централизации водоотлива.

Выбор систем дренирования на *месторождениях группы В* производят по аналогии с рассмотренными, применяемыми при однородных водоносных комплексах. Группу представляют месторождения, вскрываемые в большинстве своем глубокими карьерами, что предопределяет специфические особенности дренажа: создание нескольких дренажных этажей, раздельное осушение верхней и нижней толщ вскрываемых пород, необходимость предварительного глубинного дренирования, более широкое применение открытого дренажа.

Обеспечению устойчивости внутренних отвалов песчано-глинистых пород способствует организация водоотвода по подошве карьера и дренажи основания отвалов, а иногда и дренирование отсыпаемых пород.

Рассмотрим основные системы дренажа основания отвалов.

1. При залегании водоносного слоя непосредственно в почве пласта полезного ископаемого или небольшой мощности водоупорного слоя, отделяющего слой от разрабатываемого пласта, осуществляют систематический дренаж в виде системы канав-осушителей и канав-собирателей. Канавы-осушители проводят в выработанном пространстве вдоль фронта отвалов с уклоном к канавам-собирателям или коллектору. Канавы-собиратели располагают перпендикулярно или под углом к канавам-осушителям на наиболее низких участках и обеспечивают сток воды к водосборникам. При бестранспортной системе дренажные канавы проводят вслед за добычным экскаватором и засыпают дренирующим материалом или укладывают в них трубы.

2. При залегании напорного водоносного горизонта ниже отрабатываемого пласта на 3—4 м и более дренаж осуществляют трубчатыми самоизливающими колодцами или колодцами с

насосами. Располагают их в выработанном пространстве параллельно отвалам. По мере подвигания фронта работ возводят новые, а старые соединяют магистральными канавами и засыпают фильтрующим материалом.

3. При наличии мощного напорного горизонта под основанием отвалов производят снижение его уровня при помощи водопонижающих колодцев и самоизливающих скважин, располагая их в подошве карьера рядами параллельно фронту отвала. По мере продвигания фронта отвала от скважин проводят водоотводные трубы, обеспечивающие сток воды.

4. Для дренажа основания отвалов, представленного водоносными твердыми породами, применяют дренажные канавы или водопонижающие скважины.

5. Если в снижении уровней нет необходимости, то ограничиваются организацией водоотвода по подошве карьера. Перед засыпкой канав отвалом их обычно заполняют дренирующим материалом. Для дренажа тела отвала, сложенного однородными песчаными и пылеватыми грунтами или смешанными породами с преобладанием песков, которые отсыпаны на основание из глинистых или водонепроницаемых полускальных пород, в дополнение к средствам дренажа основания целесообразно применение дренажных насыпей, пластового дренажа и водопонижающих скважин. Пластовый дренаж применяют при наличии во вскрыше хорошо фильтрующих пород и возможности их селективной отсыпки. Если пластовый дренаж невозможен и неэкономичен, прибегают к сооружению в подошве карьера дренажных насыпей из гравия или щебня с укладкой в них фильтровых труб. Водопонижающие скважины применяют в качестве аварийного средства дренажа.

Для ускорения консолидации глинистых пород отвалов большой высоты (> 30 м) целесообразно устройство в основании сплошных песчаных подушек мощностью 50—80 см.

Дренаж внешних отвалов связан с организацией стока талых и атмосферных вод путем планировки поверхности отвала и мелиорации его основания. При необходимости снижения гидростатического или порового давления выполняют мероприятия, описанные ранее.

Интересен опыт подготовки территории внешнего отвала Стойленского ГОК КМА, где песчаная подушка намылась на слабое основание.

Скоротечный характер и сложность ликвидации последствий деформаций откосных сооружений гидроотвалов и хвостохранилищ обуславливают необходимость предъявления повышенных требований к дренажу массивов приоткосных и внутренних зон. Виды дренажа откосов ограждающих дамб: постельный (фильтрующая подушка на слабом основании); наклонный (пригрузка внешних откосов призмами из крупноблочных материалов для предотвращения оплывания); песчаные диафрагмы в теле глинистых дамб; песчаные диафрагмы в сочетании с системой песчаных свай в основании; песчаные диафрагмы в сочетании с системой сбросных скважин; в песчаных упорных призмах — системы водопоглощающих скважин, горизонтальный трубчатый дренаж, закладные дрены и горизонтальные дренажные скважины.

Разработанная специалистами МГГУ и трестом «Энергогидромеханизация» технология создания системы намывных дренажных элементов во внутренних зонах гидроотвалов, сложенных тонкодисперсными грунтами, обеспечивает ускорение водооборота за счет форсирования консолидации намывных массивов. Благодаря наличию сети дренажных элементов, создаваемых с использованием песка, золошлаков ТЭЦ, отходов обогащения и других фильтрующих материалов, значительно сокращаются пути фильтрации поровой воды в слабоводопроницаемых намывных толщах. В приоткосной и промежуточной зонах вода отжимается к дренажным элементам и затем через откосные сооружения поступает во внешние дренажные канавы и пруды-аккумуляторы. В ядерной (прудковой) зоне формирование дренажных элементов обеспечивает ускоренное поступление воды к шандорным колодцам. Объем воды V_w , отжимаемой из пор слоев тонкодисперсных грунтов, определяется через уменьшение их пористости в ходе уплотнения под действием дренажных элементов:

$$V_w = \Delta n V = (n_0 - n_k) V, \quad (V.13)$$

где V — общий объем тонкодисперсных грунтов, м^3 ; n_0 — начальная пористость; n_k — пористость на расчетный момент.

Характеристики пористости определяются из соотношений:

$$n_0 = \frac{\varepsilon_0}{1 + \varepsilon_0};$$

$$\varepsilon_0 = \frac{(1+W)\Delta}{\gamma} - 1; \quad (V.14)$$

$$n_k = \frac{\varepsilon_k}{1 + \varepsilon_k};$$

$$\varepsilon_k = \varepsilon_0 - \frac{\Delta h(t)}{h}(1 + \varepsilon_0),$$

где ε_0 — начальный коэффициент пористости (для неуплотненного грунта); W — влажность, доли ед.; γ и Δ — соответственно плотность и плотность минеральных частиц тонкодисперсного грунта, т/м³; $\Delta h(t)$ — осадка слоя на расчетный момент t .

На рис. V.30 представлены графики зависимостей объемов отжимаемой воды V_w от мощности слоев тонкодисперсных грунтов h_n и скорости намыва V (м/год) при различной площади секций гидроотвалов применительно к условиям Старо-Оскольского района КМА. Создание системы дренажных элементов во внутренних зонах гидроотвалов способствует улучшению водооборота и позволяет сократить затраты на подпитку гидроустановок свежей водой в объемах, измеряющихся миллионами кубических метров. Поэтому применение специальной технологии формирования гидроотвалов имеет большое значение с позиций охраны водных ресурсов горно-промышленных районов.

Регулирование поверхностного стока дождевых, талых и технических вод производится в пределах карьера (площадок уступов, откосов, подошвы) и полосы вокруг него. Ширина полосы определяется геоморфологическим строением района, климатическими условиями, инфильтрационной способностью покровных пород, составом и условиями залегания водоносных пород, соотношением между величинами притоков к карьере и количеством профильтровавшихся вод, наличием или отсутствием заградительного дренажного контура. Основные мероприятия по регулированию стока — устройство нагорных и водоспускных канав, планировка территории вокруг карьера и площадок уступов. Канавы проводят вокруг карьера в пределах полосы необходимого осушения и на каждом уступе, сложенном водонепроницаемыми или слабопроницаемыми породами. На откосах уступов через 200—300 м и следует сооружать ливневые стоки.

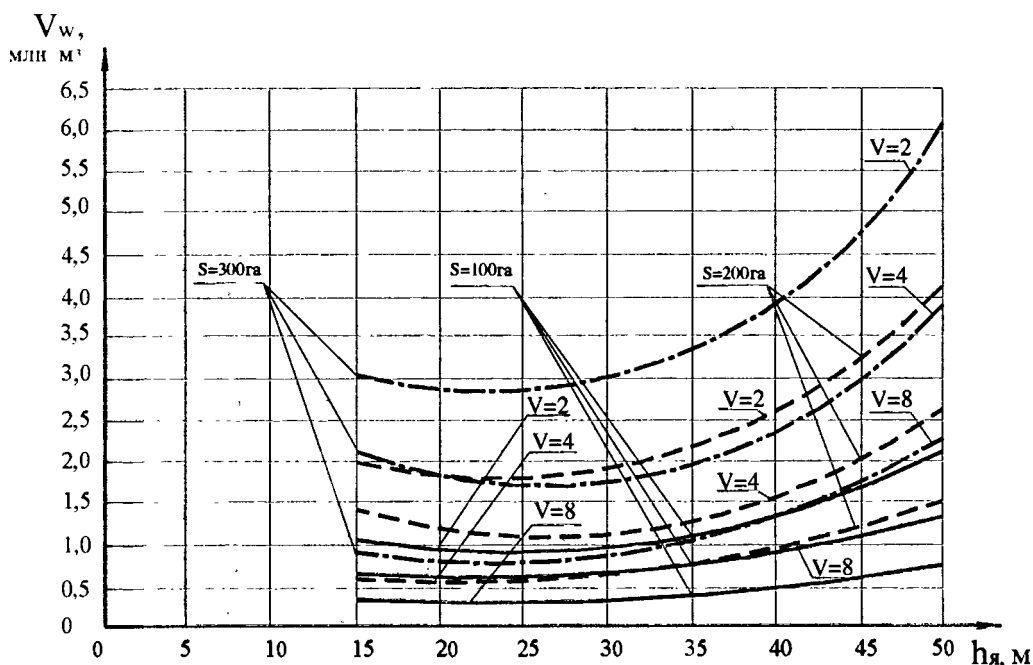


Рис. V.30. Графики зависимости $V_w = f(h_a, V)$ для намывных массивов с дренажными элементами

В случае выхода на поверхность легкорастворимых пород их следует изолировать водонепроницаемыми покрытиями, используя для этой цели пластичные глины.

К отводу и осушению поверхностных водоемов и водотоков прибегают в случаях, когда поступление вод из них обусловливает значительное обводнение карьера. Расстояние, на которое отводится река или водоем, определяется проницаемостью покровных отложений, геоморфологическими особенностями местности, рациональной степенью уменьшения влияния инфильтрации на условия дренирования водоносного горизонта. В ряде случаев прибегают к кольматации дна реки или водоема глинистой пульпой. Иногда целесообразно забетонировать участок прилегающего к карьере русла реки, предварительно отведя ее во временное русло. Целесообразность перечисленных мероприятий устанавливают путем сопоставления их технико-экономических показателей с соответствующими показателями дренажных мероприятий.

§ 10. ПОСЛЕДУЮЩЕЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТРАБОТАННЫХ КАРЬЕРОВ И ОТВАЛЬНЫХ НАСЫПЕЙ

Представляется интересным и полезным для российского читателя опыт Германии по рекультивации отработанных карьеров и переформированию техногенных ландшафтов в связи со значительными достижениями немецких специалистов в этой области и реальным состоянием инженерно-геологического и геомеханического обеспечения восстановления и последующего использования нарушенных открытыми горными работами территорий в крупнейших горно-промышленных регионах России — КМА, Кузбасса, Канско-Ачинского бассейна и др.

Систематическое описание состояния рекультивационных работ во всех буроугольных бассейнах Германии дано в фундаментальной коллективной монографии (1998 г.) под редакцией проф. Вольфрама Пфлуга (1068 стр., 95 авторов). Рассмотрены Рейнский, Лаузитцкий, Среднегерманский, Хельмшгадтский и Веттерауский буроугольные бассейны.

Объемы вскрышных и добычных работ при разработке буроугольных месторождений Германии в 1996 г. характеризуются данными табл. V.6.

Сведения о рекультивированных и подлежащих восстановлению территориях по буроугольным бассейнам Германии приводятся в табл. V.7.

Рейнский буроугольный бассейн имеет общую площадь 2500 км² и расположен внутри треугольника, образуемого городами Кёльн—Аахен—Монхенгладбах. Мощность продуктивной толщи изменяется в диапазоне 30—80 м при коэффициенте вскрыши до 5,6 т/т. Вскрышная толща представлена переслаивающимися гравелистыми, песчаными и глинистыми отложениями. В пределах карьерных полей имеются тектонические нарушения, количество которых возросло по мере отработки эксплуатируемых к настоящему времени месторождений. Открытая разработка угля в настоящее время осуществляется тремя мощными карьерами: «Газвейлер», «Хамбах» и «Инден». Общее количество ежегодно добываемого этими карьерами

Таблица V.6

Объемы вскрышных и добычных работ в 1996 г.
(данные Немецкого союза бурогольной промышленности)

Регион	Вскрышные породы, млн т	Полезные ископаемые, т/т
Рейнланд	556,04	102,97
Лаузитц	314,77	62,95
Средняя Германия	36,58	16,62
Хельмштадт	12,02	3,87
Гессен	0,51	0,13

Таблица V.7

Соотношение нарушенных и восстановленных земельных площадей
по германским бурогольным бассейнам (состояние на 31.12.1996 г.,
данные Немецкого союза бурогольной промышленности)

Регион	Принимаемые в учет нарушенные территории, га	Рекультивированные территории по видам использования, га				Прочие *	Производствен- ные площади, га
		Всего	С.-х.	Лес	Водоемы		
Рейнланд	26466,4	17373,3	8265,1	7160,3	806,6	1141,3	9093,1
Лаузитц	77557,8	40660,4	8707,7	24664,5	3183,1	4105,1	36897,4
Средняя Германия	50022,1	26139,1	10499,7	10506,5	2575,6	2557,3	23883
Хельмштадт	2491,5	1455,7	594,5	532,9	55,5	272,8	1035,8
Гессен	3508,6	3333,4	1789,8	768,7	667,0	107,9	175,2
Бавария	1803,0	1798,0	119,0	953,0	683,0	43,0	5,0
<i>Всего</i>	161849,4	90759,9	29975,8	44585,9	7970,8	8227,4	71089,5
* Жилищное строительство, не горючее производство, свалки, дороги и т. д.							

угля составляет около 100 млн т. Оконтуренные запасы (около 6 млрд т) обеспечивают при современной производительности устойчивую работу карьеров в течение 60—70 лет.

За последние 10 лет существования ГДР (до 1990 г.) были нарушены территории площадью 300 км², из них 150 км² рекультивировано (данные В. Штрассе). Закрывшие более 70 % карьеров и сокращение добычи бурого угля в Восточной Германии после воссоединения страны требуют значительных усилий для преобразования территорий в Среднегерманском и Лаузитцском бассейнах.

Рассмотрим инженерно-геологические и геомеханические задачи применительно к условиям Среднегерманского и Лаузитцкого бассейнов, где осуществляются наиболее масштабные рекультивационные работы (см. табл. V.7).

Лаузитцкий буроугольный бассейн расположен в пределах двух земель — Бранденбурга и Саксонии. Буроугольной ассоциацией земли Бранденбург опубликована научно-методическая работа по вопросам регионального планирования рекультивации отработанных и закрывающихся карьеров. Особый интерес представляет собой опыт создания водоемов в выработанном пространстве карьеров, заполняемых подземными водами.

В ходе реструктуризации угольной промышленности Восточной Германии в Лаузитце с 1990 по 1997 гг. были закрыты 11 карьеров и продолжена эксплуатация трех карьеров в Бранденбурге («Вельцов-Зюд», «Коттбус-Норд» и «Ёншвальде») и двух в Саксонии («Нохтен» и «Рейхвальде»). В закрытых карьерах запланировано до 2019 г. создать водоемы с суммарной площадью зеркала воды около 7000 га и объемом воды более 1 млрд м³ (данные только по Бранденбургу).

Среднегерманский буроугольный бассейн расположен в пределах Саксонии, Саксонии-Ангальт и Тюрингии. Мощность угольного пласта 10—12 м при коэффициенте вскрыши, меньшем, чем в Лаузитцском бассейне. Из 22 (до 1990 г.) в настоящее время продолжается эксплуатация двух карьеров — «Профен» и «Объединенный Шлеенхайн».

В российской специальной литературе 90-х гг опубликованы работы В. Фёрстера, В. Штрассе, Х. Чешлока, С. Гесса и других, посвященные геомеханическим проблемам рекультивации карьеров для их последующего использования в качестве

водоемов, создания лесных массивов и строительства различных сооружений на отвальных насыпях,

В связи с необходимостью последующего использования нарушенных и восстанавливаемых территорий Х. Чешлоком выделяются три группы объектов (карьерные поля; прилегающие к ним территории; зоны влияния подземных объектов горного производства), для которых необходимо решение соответствующих инженерно-геологических и геомеханических задач.

Для карьерных полей главная задача состоит в создании безопасных откосов и их систем (бортов, отвалов). Надежное моделирование для геомеханических расчетов, технические возможности и экономичность обеспечения безопасности и восстановления объектов должны рассматриваться как элементы единого комплекса проблем. Это особенно важно в случаях, когда в связи с прекращением горных работ не достигаются первоначально запланированные конечные контуры карьеров. При этом остаются крутые откосы уступов и бортов, неблагоприятно ориентированные по отношению к поверхностям ослабления массива. Стабилизация откосных сооружений осуществляется с помощью таких инженерных мероприятий, как планировка и террасирование (создание берм). Лишь в редких случаях стабилизационные мероприятия проводятся с использованием мощной карьерной техники.

Так, выработанное пространство закрытого карьера «Мюхельн» (месторождение Гейзельталь Среднегерманский бассейн) планируется использовать в качестве водоема, заполняемого подземными водами. Для стабилизации бортового массива, смещавшегося по фиксированной поверхности скольжения, в нижней части борта создавалась упорная призма из вскрышных пород, доставлявшихся железнодорожным транспортом из других участков карьера. Призма формируется посредством смыва породной массы со специально оборудованных наклонных площадок, где расположены напорные водоводы.

Отделом механики грунтов АО «МИБРАГ» проведены расчеты устойчивости северного борта западного поля карьера «Мюхельн» для различных положений уровня воды в выемке (отметки зеркала воды от +39 м до +98 м) и первоначального состояния борта (до начала работ по формированию упорной призмы и снятия отвала на борту карьера). Расчетная схема и

результаты расчетов приведены на рис. V.31. Расчеты выполнены методом Янбу для фиксированной, выявленной натурными исследованиями, поверхности скольжения применительно к шести вариантам расположения вертикальной трещины отрыва. Проведенные кафедрой геологии МГГУ расчеты устойчивости борта с использованием методов ВНИМИ дали результаты, отличающиеся от данных немецких специалистов не более чем на 5 %.

Следует отметить, что применяемая на карьере «Мюхельн» технология формирования упорной призмы может быть усовершенствована за счет размыва гидромонитором расположенного на борту внешнего отвала. Замена колесной доставки пригрузочного материала гидромеханизированной позволяет сократить затраты на стабилизацию борта и улучшить его устойчивость за счет снижения нагрузки от отвала.

Гидромеханизированная технология применялась также для выполаживания откосов на карьере «Нахтерштедт/Шаделебен» (Среднегерманский бассейн). Общий объем перемещенных на этом карьере в 1994—1997 гг. для выполаживания бортов породных масс составил около 17 млн м³, в том числе гидромеханизированным способом — 8 млн м³.

Состояние бортовых массивов в пределах остаточных выемок карьеров обычно достаточно хорошо изучено. Значительно сложнее оценить геологическое строение отвальных насыпей.

В то время, как в регионе Лейпциг-Галле (Среднегерманский бассейн) преобладают отвалы смешанных связных пород, в регионе Лаузитца преимущественно расположены отвалы сыпучих грунтов с однородным составом. Для региона Лаузитца характерны деформации оседания — оплывание отвалов.

Надежность геомеханического моделирования, наряду с геологическими и гидрогеологическими условиями, определяется «технологическим прошлым», поставленными задачами обеспечения безопасности и направлениями последующего использования отработанных карьеров. При этом особое внимание уделяется выбору представительных показателей физикомеханических свойств. Следует также учитывать изменение во времени состояния пород бортовых массивов и отвальных грунтов.

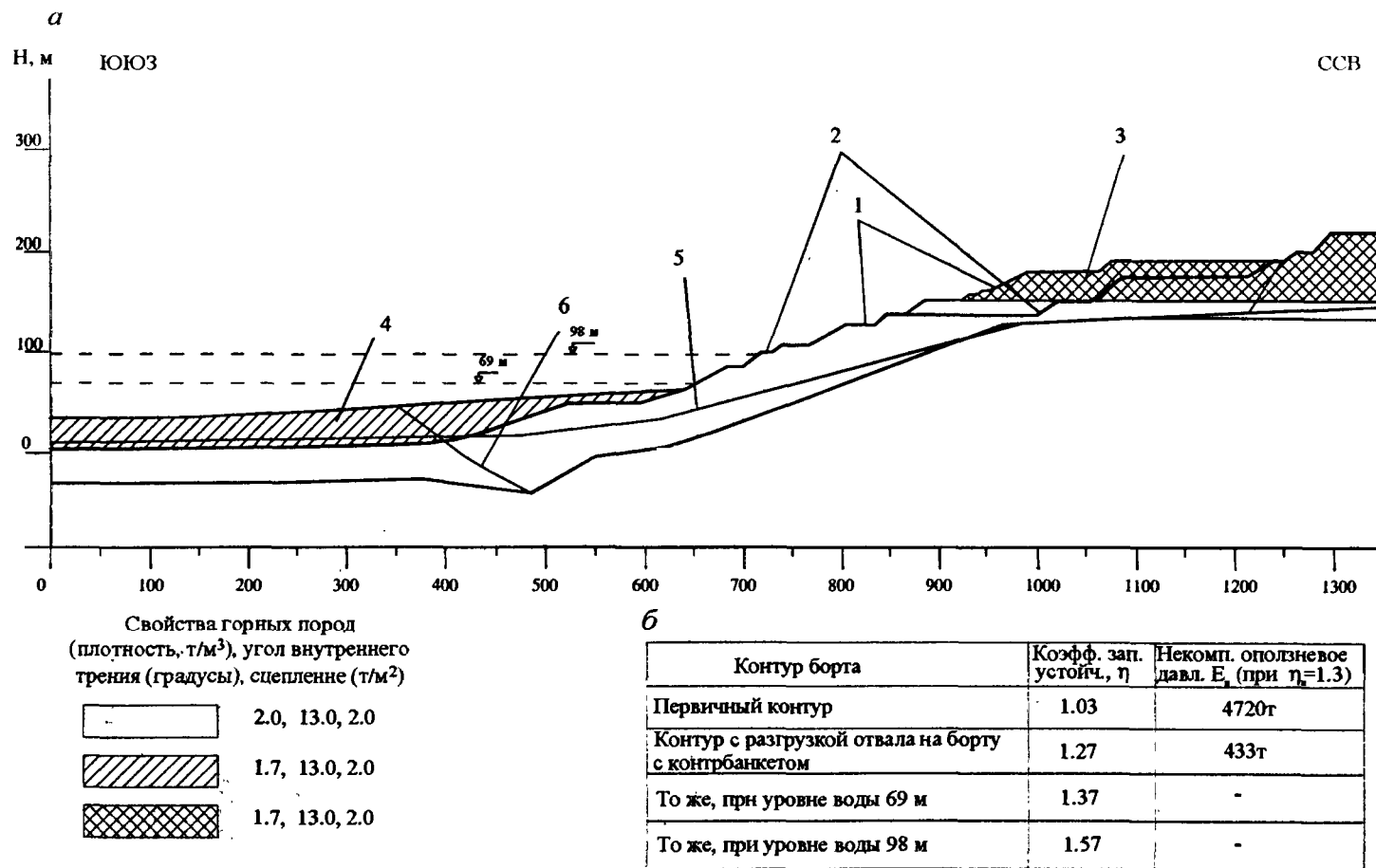


Рис. V.31. Расчетная схема (а) борта карьера «Мюхельн» и результаты расчета устойчивости (б):

1 — первоначальный контур борта с внешним отвалом; 2 — выположенный контур с уменьшенной отвальной нагрузкой; 3 — отвал на борту карьера; 4 — контрбанкет; 5 — кривая депрессии в бортовом массиве; 6 — кривая скольжения

Упрощенное снижение прочностных характеристик может приводить к значительному ухудшению экономических показателей мероприятий по стабилизации карьерных откосов. Поэтому необходимо лабораторное изучение физико-механических свойств пород ненарушенной структуры и техногенных отложений отвалов во взаимосвязи с поставленными задачами, реализуемым проектом и особенностями региона. Ориентированность только на требования действующего промышленного стандарта DIN является недостаточной.

Основой для создания геомеханических расчетных моделей являются: геологические материалы (разрезы, изолинии мощности пластов, геометрия фиксированных поверхностей скольжения, породный состав отвалов и т. д.); гидрогеологическая информация (данные о колебании уровней, карты гидроизогипс и гидроизопьез, гидродинамические характеристики); результаты исследований физико-механических свойств пород (расчетные показатели плотности, влажности, пористости, сопротивления сдвигу); данные о технологии (планы горных работ, планы изогипс почвы угольных пластов, способ отвалообразования, геометрические параметры откосов).

Плотность укладки пород в отвалах изменяется в широких пределах: от рыхлого сложения до среднеплотного и плотного. Рыхлое сложение сохраняется длительное время и незначительно уменьшается только за счет дополнительной уплотняющей нагрузки. На смешанных отвалах очень сложно учитывать неоднородность грунтов при установлении расчетных показателей по конкретным участкам техногенных массивов. Как отмечает Х. Чешлок, для отвалов сыпучих, смешанных и связных грунтов характерны диапазоны содержания тонкозернистых частиц ($< 0,005$ мм) соответственно $< 15\%$, $15\text{—}40\%$, $> 40\%$.

На состояние отвальных массивов существенное влияние оказывает подъем уровня подземных вод. Темпы этого подъема определяются гидрогеомеханическими условиями объекта и принятой концепцией затопления карьерной выемки.

В связи с неоднородностью отвальных массивов они характеризуются сложной пространственно-временной картиной развития осадок. Территории отвалов с учетом значительных прогнозных осадок используются лишь для размещения легких зданий и транспортных коммуникаций ограниченной протя-

женности. Преобладающими направлениями использования отвалов являются сельско- и лесохозяйственное.

По мнению В. Фёрстера, значительные по площади отвальные территории в течение длительного времени не могут использоваться для проведения строительных работ. Примером может служить бывший округ Коттбус, где доля отвальных площадей составляет примерно треть горного отвода. В середине 80-х годов была произведена оценка возможности прокладки государственных железных дорог через отвалы. Было установлено, что для отвальных массивов, наряду с развитием осадок, характерны процессы разжижения грунтов, возникающие при высоком положении уровня воды, свойственном для объектов Лаузитца. Поэтому для обеспечения нормативных показателей состояния и свойств грунтов под постелью дорожного полотна необходимо производить уплотнение слоя мощностью до 4 м.

В. Фёрстером выделяются три вида осадок отвалов.

1. Осадки под действием собственной массы. Для условий Лаузитца такие осадки стабилизируются за периоды до 10 лет и равняются 1—1,5 % высоты отвалов.

2. Осадки при повышении уровня подземных вод, зависящие от напряженного состояния. По лабораторным данным, они составляют до 0,1—0,15 % мощности поверхностной зоны отвала.

3. Осадки под действием внешней нагрузки. Надежные значения этих осадок трудно определить, используя лишь лабораторные исходные данные. Поэтому в Средней Германии (карьер «Эспенхайн») и в Лаузитце (карьер «Ёншвальде») проводились опытные отсыпки и измерения смещений с помощью геодезических методов, глубинных реперов и горизонтальных инклинометров.

Схема на рис. V.32 иллюстрирует строение техногенного массива отвала, рассматриваемого в качестве основания для строительства различных сооружений. При этом значение имеет не только подъем уровня вод, но и водонасыщенность во время разработки, транспортировки, формирования отвала и в результате уплотнения. Неоднородность искусственного основания определяет возможность неравномерных осадок сооружений.

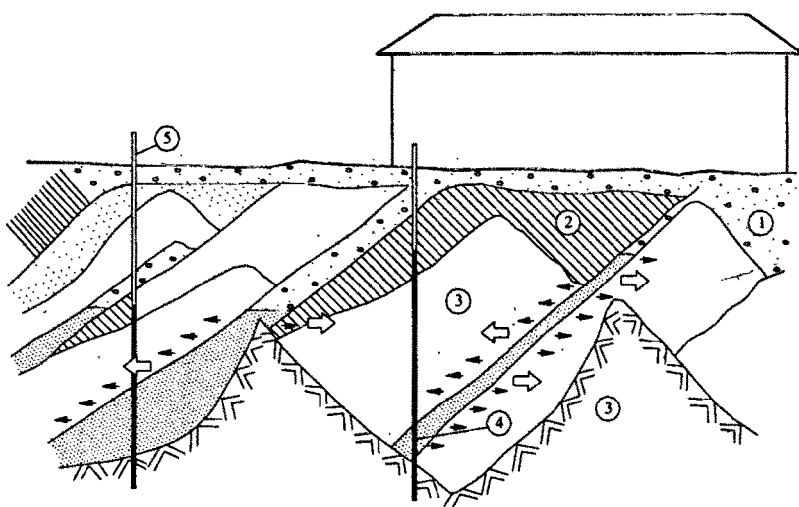


Рис. V.32. Схема строения отвала как искусственного основания:

1 — планировочный слой; 2 — отвальный материал для заполнения межконусного пространства; 3 — отвальные конуса (гребни); 4 — сыпучие слои в теле отвала (как правило, водопроводящие); 5 — пьезометры в теле отвала

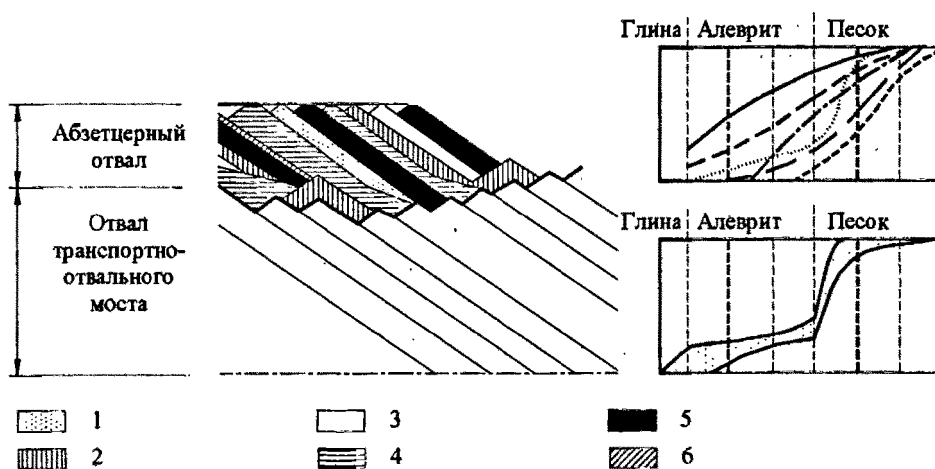


Рис. V.33. Строение отвала под центральным хранилищем Крёберн:

1—3 — песок: крупнозернистый, 2— среднезернистый, 3 — мелкозернистый (алеврит); 4 — глина; 5 — пылеватый суглинок; 6 — фильтрующая зола

Интересен опыт мониторинга осадок семидесятиметрового отвала на отработанном карьере «Эспенхайн» (Среднегерманский бассейн), расположенном к югу от Лейпцига. Отвал используется в качестве основания центрального хранилища отходов (свалки) Крёберн.

На рис. V.33 показана схема строения отвала. В работе С. Гёсса, Й. Бурхерта, У. Рёссгера описывается четыре метода измерения осадок отвала.

1. Классические и GPS (спутниковые) геодезические измерения.

2. Измерения в фасонных трубах с помощью инклинометров.

3. Гидростатические измерения в трубах из специальной стали.

4. Электрическая система постоянных измерений с помощью датчика перемещений.

В настоящее время проходит испытания телевизионный модульный зонд для исследования стенок буровых скважин. Сфера применения перечисленных методов измерения рассчитана на определенные конструктивные элементы и соответствует различным уровням сооружения.

На площади 48,85 га планируется примерно за 27 лет разместить 12,1 млн т бытовых отходов при конечной высоте хранилища 48 м. Принципиальная схема конструктивных элементов хранилища дана на рис. V.34. Система изоляции хранилища является многослойной (шесть слоев) и реализует многобарьерную концепцию. В основании отвала находится дренажный туннель, где сосредоточены многочисленные измерительные устройства, относящиеся к измерительной системе 3-го уровня.

Для основания хранилища в Крёберне прогнозировались осадка до 2,4 м и соответственно повышение нагрузки на отдельные конструктивные элементы систем изоляции и осушения. К концу 1998 г. зарегистрированы суммарные осадки до 80 см, близкие к прогнозным. Результаты измерений также подтверждают прогнозируемую стабилизацию оседаний, достигнутую благодаря формированию в ходе земляных работ профилирующего слоя под техническим барьером и системы герметизации основания. Используемая в дренажном тоннеле система наблюдений работает надежно и обеспечивает постоянный контроль за состоянием его элементов.

В 1999 г. опубликованы «Рекомендации по строительству на отвалах связных пород смешанного состава буроугольных карьеров Среднегерманского бассейна», включающие в себя текстовую часть и приложения. В двух книгах обобщен многолетний научно-практический опыт освоения отвальных массивов ведущими производственными и научно-исследовательскими организациями Германии (Лаузитцское и Среднегерманское общество по управлению имуществом горных предприятий —

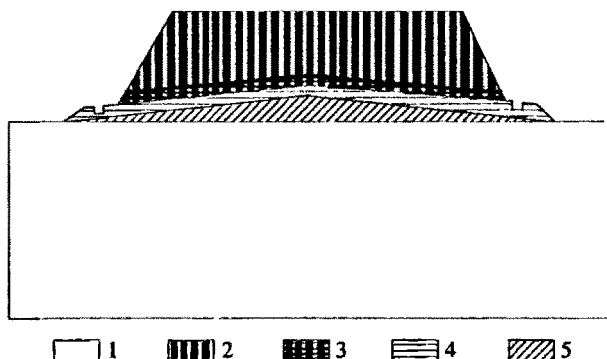


Рис. V.34. Принципиальная схема конструктивных элементов центрального хранилища:

1 — вскрышные породы; 2 — хранилище (свалка); 3 — технический барьер; 4 — система изоляции основания хранилища; 5 — профилирующий слой

LMBV (ЛМБВ), Технический университет «Фрейбергская горная академия», университет в Карлсруэ, фирма «Специальный центр по механике грунтов» и др.).

В работе рассмотрены следующие вопросы:

- выбор участков производства работ;
- цели и методы инженерно-геологического изучения техногенных массивов отвальных насыпей (полевые и лабораторные);
- прогноз осадок;
- принципы возведения сооружений на отвалах;
- способы искусственного изменения свойств техногенных отложений;
- рекомендации по контролю состояния техногенных оснований.

В немецкой геотехнической практике накоплен ценный опыт использования широкого комплекса методов зондирования для определения свойств песчано-глинистых отложений. В табл. V.8 указаны области применения различных методов зондирования.

Развитие осадок техногенных массивов оценивается через изменения пористости насыпного материала. Приводятся натурные (полученные с помощью горизонтальных инклинометров) и расчетные значения осадок на опытном участке Крёберн (отвал карьера «Эспенхайн»), Расхождения натурных и расчетных данных не превышали 15 %.

При застройке отвалов особое внимание уделяется взаимодействию между отвалом и сооружением. При этом учитываются следующие факторы: для сооружения — вид сооружения, строительная конструкция, статическая система, собственные и транспортные нагрузки, цель и длительность эксплуатации, вид

Области применения методов зондирования
(«Рекомендации по строительству на отвалах
связных пород...» ЛМБВ, 1999)

Методы зондирования	Достигаемая глубина, м	Относительное содержание глинистых частиц, %			Расположение зонда	
		< 10	10—30	> 30	выше уровня воды	ниже уровня воды
Статическое	25—40 (< 20 МПа)	×	×	×	×	×
Динамическое	10—15	×	0		×	0
Радиометрическое	25—40	×	×	×	×	×
Виброзондирование	10—20	×	0	е	×	0
Крыльчатое (вращательный срез)	15—20		0	×		×
<i>Примечание.</i> × — высокая информативность, рекомендуется; 0 — ограниченная информативность; е — метод расшифровки (интерпретации результатов) находится в стадии разработки.						

фундамента, требования безопасности, системы контроля, возможности регулирования; для отвала — состояние уплотнения, мощность породных масс, вид и свойства рыхлых пород, технология отвалообразования и структура отвалов, динамика грунтовых вод, улучшение качества техногенного грунта.

Несущая способность отвалов из грунтов смешанного состава в Среднегерманском бассейне характеризуется:

- малыми модулями деформации (<10МПа), т. е. большими деформациями при нагрузке;
- относительно непрерывными, но не монотонными мульдами оседания;
- постепенно затухающими осадками.

Риск возведения сооружения на отвалах для грунта смешанного состава определяется согласно техническим нормам оценки оснований, а также требованиям к строительству на отвалах (ТЕV-85) (табл. V.9, табл. V.10). В табл. V.11 приводится градация

Соответствие типов сооружений степени (категории) риска («Рекомендации по строительству на отвалах связных пород...», ЛМБВ, 1999, текстовая часть)

Тип сооружения	Категория риска
Застройка жилыми зданиями нормальной этажности и магистральными дорогами с временным покрытием на отвалах:	A
подъем грунтовых вод закончен:	B
случай считается достаточно опробованным	
подъем грунтовых вод не закончен:	C
необходимо иметь в виду значительные дополнительные нагрузки даже у простых сооружений имеющегося опыта недостаточно для полного предупреждения повреждения сооружений	
Скоростные участки дороги:	От C до D
даже при законченном подъеме грунтовых вод имеющегося опыта недостаточно	
Сооружения:	D
особо чувствительные к оседаниям	
создающие большие нагрузки на основания (например, электростанции, башенные сооружения, большие емкости), а также установки с большой гидравлической нагрузкой (например, плотины и дамбы)	
еще не опробованы, поэтому считается, что на отвалах они вряд ли могут быть реализованы	

Таблица V.10

Определение степени риска

Степень риска	Критерии		
	Опыт с подобными типами сооружений на отвалах	Пригодность территории в зависимости от состояния отвала	Расходы на строительство и эксплуатацию
A	Достаточный	Пригодна	Завышены
B	Достаточный	Условно пригодна	Сильно завышены
C	Малый	Плохо пригодна	Очень сильно завышены
D	Отсутствует	Почти непригодна	Требуется принятие особых мер

Градация риска при застройке карьерных отвалов («Рекомендации по строительству на отвалах связных пород ...», ЛМБВ, 1999, текстовая часть)

Конструкции и их чувствительность к деформациям	Влияние грунтовых вод (подъем) в зоне отвала			
	внутренней		приоткосной	
	нет	есть	нет	есть
Жилые здания, этажность:				
до 5	A	C	B	D
6—10	C	D	C	D
Промышленные цеха из металлоконструкций с возможной перестройкой (реконструкцией):				
без крана	A	B	A	B
с краном	B	B	B	C
Промышленные здания из металлоконструкций без возможной перестройки:				
без крана	A	C	B	D
с краном	C	D	C	D
Общественные дороги, покрытия:				
временные	A	C	A	C
постоянные	B—C	C—D	B—C	C—D
Мосты, статически определены:				
регулируемые	A	B	A	B
нерегулируемые	C	C-D	C	D
Инженерные коммуникации:				
временные	A—B	B	C—D	C—D
стационарные	C—D	C—D	D	D

риска для сооружений или конструкций в зависимости от их расположения на отвале и ситуации с грунтовыми водами. Соотношение типов сооружений и степени риска приводится в табл. V. 9.

Способы улучшения качества техногенного грунта разделяются по принципу действия или по области применения в зависимости от гранулярного состава отложений. Способы, базирующиеся на механических (в первую очередь динамических) принципах действия, благодаря их эффективности и незначительной нагрузке на окружающую среду, имеют наибольшую сферу применения и технически совершенны. В химических методах преобладает внесение традиционных связующих (известь, цемент). Инъекции, как правило, требуют дорогостоящей техники и технологии. Из экологических соображений предпочтение отдается инертным веществам. Для использования химикатов (например, жидкого стекла, смол) требуются специальные разрешения.

Эффективным способом подготовки насыпных оснований как в немецкой, так и в отечественной практике следует признать предварительное нагружение техногенных массивов. При приложении пригрузки ($q = \alpha \cdot c$) несущая способность основания увеличивается в соответствии с формулой Прандтля-Рейснера и графиком $P_{пр}^{кр} = f(\alpha, c, \varphi)$. Пригрузка насыпным фильтрующим материалом обеспечивает возможность предварительного уплотнения основания. Создание в основании вертикальных дрен приводит к увеличению (более чем вдвое) осадок уплотняемого слоя (рис. V.35). Аналогичные результаты совместного влияния песчаных подушек и вертикальных дрен описаны в работах М.Ю. Абелева, посвященных строительству на слабых грунтах. На рис. V.36 дана схема контроля при создании предварительной нагрузки,

Отечественный опыт строительства на насыпных грунтах с наибольшей полнотой рассмотрен в монографии В.И. Крутова, которая освещает вопросы инженерно-геологических изысканий, проектирования и строительства на таких территориях. В работе приводятся примеры возведения зданий на отвалах раздельнозернистых пород и лёссовидных суглинков. Для насыпей несвязных пород отмечается положительный эффект уплотнения насыпного материала под фундаменты с помощью трамбовок (падающих грузов). Подготовка оснований из влажных насыпных глинистых грунтов поверхностным уплотнением тяжелыми

а

б

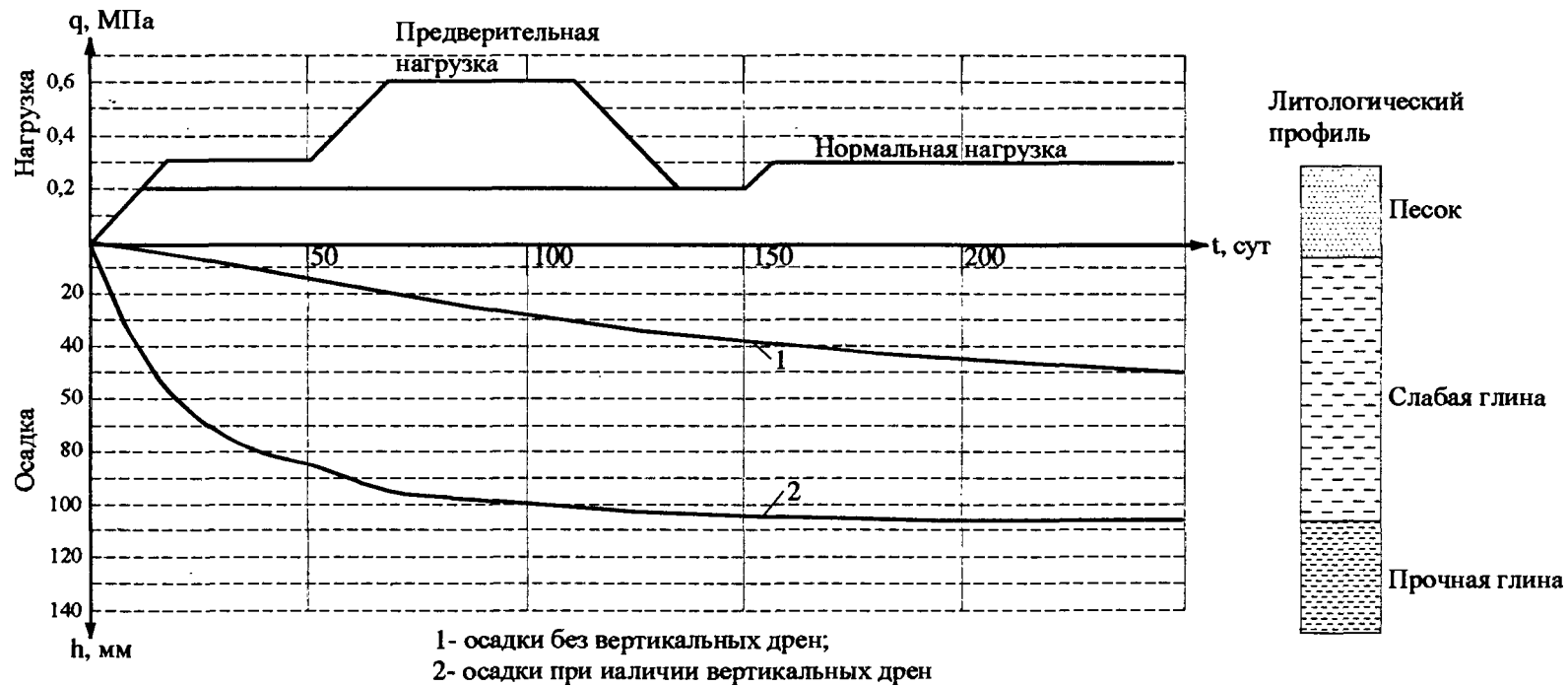


Рис. V.35. Упрочнение насыпных оснований:

а — распределение внешней нагрузки и развитие осадки во времени; б — литологическая колонка

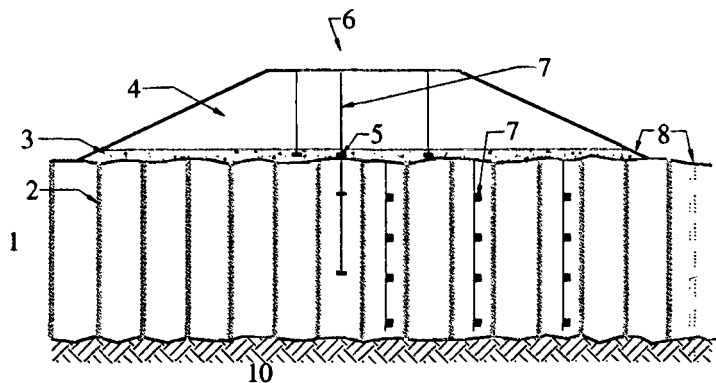


Рис. V.36. Схема контроля при уплотнении насыпного основания предварительной нагрузкой:

1 — слабое насыпное основание; 2 — вертикальные дренажи; 3 — дренажный слой; 4 — пригрузка; 5 — датчик давления; 6 — геодезический измерительный пункт; 7 — пьезометры; 8 — горизонтальные и вертикальные инклинометры

трамбовками также рассматривается в качестве достаточно эффективного способа обеспечения равномерной сжимаемости и повышения несущей способности искусственных оснований.

Технология отвалообразования оказывает наиболее существенное влияние на плотность породы в массиве. При отсыпке породы драглайнами удары рассредоточиваются по большей поверхности, поэтому драглайновые отвалы отличаются большей плотностью по сравнению с конвейерными, где основная масса породы скатывается по откосу без ударов. Расчеты осадок экскаватора ЭШ-15/90 показывают, что на драглайновых отвалах они на 30—40 % меньше, чем на конвейерных.

Рассмотрим технологическую схему отсыпки отвалов экскаватором ЭШ-15/90, согласно которой (рис. V.37) он будет разгружать ковш над откосом отвала в точках, равномерно расположенных по дуге окружности, определяемой радиусом его действия. Двигаясь вдоль откоса отсыпаемого верхнего яруса отвала, драглайн покроет густой сетью ударов всю поверхность откоса. В процессе отсыпки постепенно изменяется положение откоса по высоте и сеть ударов будет повторяться, распределяясь по наклонным слоям, расположенным на разных глубинах отвала. Подобная схема отвалообразования позволяет уплотнять ударными нагрузками весь массив отвала и этим обеспечивать значительное улучшение проходимости тяжелых машин, которые будут работать на данном ярусе отвалов.

Рис. V.37. Схема уплотнения драглайнового отвала падающей породой:

1—3 — последовательные положения экскаватора

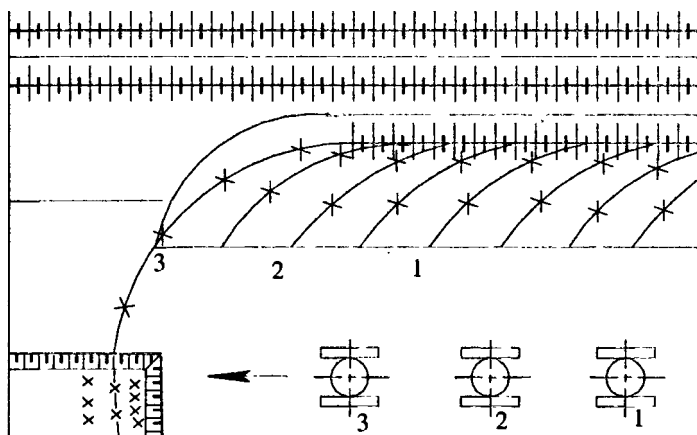
Для российской и зарубежной горно-технической практики важным является

также обеспечение проходимости тяжелых транспортных машин при их перемещении по отвальным массивам. В обзоре Л.Н. Загоруйко и Е.З. Шуберта обобщены результаты расчета несущей способности отвальных насыпей и расчеты осадок под действием различных типов горного оборудования (бульдозеров, экскаваторов, отвалообразователей). Отмечается, что результаты измерения общих осадок отвалов после их отсыпки в процессе уплотнения под действием собственной массы, зондирования отвалов, измерения напряжений и местных деформаций позволяют не только повысить точность прогнозов проходимости машин, но также определять, какими средствами, на какую глубину и до какой степени следует доуплотнять породу, чтобы улучшить условия проходимости и повысить коэффициент использования тяжелых горных машин,

В марте 1977 г. на разрезе «Назаровский» (Канско-Ачинский бассейн) был произведен перегон экскаватора ЭШ-100/100 в забой на расстояние 3 км.

Общая масса экскаватора более 10 тыс. т, удельное давление на грунт при передвижении 2,65, под опорной рамой 0,18 МПа.

Литологический состав пород трассы перегона состоял из растительного слоя мощностью до 0,5 м и суглинков с включением линз песчано-гравийных отложений мощностью 7—21 м. Уровень грунтовых вод колебался от 6,7 до 10,5 м. Усредненные показатели пород по пяти пробуренным скважинам приведены в табл. V.12.



**Результаты испытаний пород основания трассы
перегона экскаватора (по данным ВНИИМ)**

Показатели	Скважины				
	1	2	3	4	5
Сцепление, т/м ²	4,4	3,6	4,9	3,8	3,5
Угол внутреннего трения, градусы	16	11	14	21	14,5
Средняя плотность, т/м ³	1,94	1,96	1,96	1,91	1,93

На трассе перегона был снят растительный слой на ширину 50 м, трасса спланирована бульдозерами и проморожена на глубину 1,9—2 м. Участок, примыкающий к бетонной части монтажной площадки, на расстоянии 115 м был покрыт щебенкой толщиной 0,5 м. Цикл шагания первоначально составил 4,5—5 мин при длине шага 2—2,3 м.

3 марта экскаватор по техническим причинам был остановлен и простоял 26 мин. За это время осадка его составила: в первую минуту — 5 мм, в последующие 5 мин — 10 мм, 10 мин — 10 мм, 10 мин — 5 мм.

Экскаватор по ряду причин простоял на трассе 13 сут; маркшейдерские наблюдения показали, что осадка составила 44 мм. На трассе вокруг опорной рамы экскаватора поднятий и вспучивания не наблюдалось. Максимальная скорость передвижения экскаватора составила 380 м/сут.

На всем протяжении трассы при передвижении экскаватора вокруг опорной рамы на расстоянии 1,8—2 м в породе появлялись трещины шириной 10—35 мм и глубиной 0,8—1 м. Такие же трещины наблюдались параллельно опорным башмакам; осадка составила 14—16 мм. При остановках экскаватора на ночь в течение 12 ч опорная рама проседала на 13—37 мм. Во время перегона экскаватора мерзлый слой породы ненарушенной структуры на трассе был поломан подобно льду.

Для ориентировочной оценки условий проходимости тяжелых машин на разрезах предложена четырехбалльная система, разделяющая проходимость по степени трудности, скорости передвижения, дополнительным затратам труда и времени на

вспомогательные работы. Отличные, хорошие, средние и плохие условия проходимости характеризуются следующими признаками:

- отличная проходимость — максимальная (паспортная) скорость передвижения машины обеспечивается без дополнительных затрат времени на вспомогательные работы;
- хорошая проходимость — средняя скорость передвижения машины обеспечивается при выполнении небольшого объема вспомогательных работ по планировке площадки;
- средняя проходимость — передвижение машины на пониженной скорости обеспечивается с предварительным или одновременным выполнением вспомогательных работ по планировке и уплотнению трассы; работа на одном месте сопровождается просадками и невозможна без проведения мероприятий по их ликвидации;
- плохая проходимость — передвижение машин сопровождается просадками, требующими немедленного проведения специальных мероприятий по их ликвидации; работа на одном месте невозможна из-за просадок и перекосов машин.

В соответствии с этим разделением на разрезах стран Восточной Европы и СНГ проходимость тяжелых машин на целиках в сухой летний период хорошая, а на отвалах в то же время — средняя. В периоды распутиц и в дождливое летнее время проходимость по целикам и отвалам снижается на один балл; при этом особенно усложняются условия на глинистых породах. Проведение мероприятий по ликвидации или предупреждению просадок машин обеспечивает проходимость их в усложнившейся обстановке.

На основе инженерно-геологических исследований отвалов карьеров КМА М.А. Дергилевым и его соавторами рассмотрены возможности строительства промышленных зданий и сооружений на отвальных насыпях, сложенных смешанными песчано-глинистыми породами (с преобладанием глинистого материала). В табл. V.13 приводятся результаты расчетов фундаментов сооружений на отвале «Берложен» Михайловского ГОК (давность отсыпки этого отвала — около 20 лет).

**Результаты расчетов фундаментов сооружений, размещаемых
на отвале «Берложен» Михайловского ГОК (по М.А. Дергилеву и др.)**

Виды сооружений	Тип фундамента	Ширина подошвы фундамента, м	Деформация оседания, см	Нагрузка, МПа	Глубина заложения фундамента, м	Применяемые мероприятия	Класс ответственности сооружений
Автогаражи для индивидуального пользования	Ленточный	0,5	$\frac{3,75^*}{15}$	$\frac{0,136^{**}}{0,220}$	— 2,5	Уплотнение трамбовками на глубину 0,5 м до $\gamma_{см} = 1,65 \text{ т/м}^3$; отвод талых и ливневых вод	III
Автогаражи для промышленного транспорта	Свайные с ростверками	4,2	$\frac{10,5}{12}$	—	— 1,65	То же	II

* В числителе — прогнозируемая, в знаменателе — допустимая;
 ** В числителе — расчетная, в знаменателе — допустимая.

Вопросам подготовки отработанных карьеров для использования их в качестве водоемов посвящено значительное количество работ немецких авторов. Наибольшие затруднения при создании водоемов встречаются на отработанных карьерах Лаузитцкого бассейна, где во вскрышной толще преобладают песчаные породы. При подтоплении выработанного пространства сложенные этими породами внутренние отвалы подвержены деформациям типа оплывания-проседания, создающими угрозу для людей и стабильности создаваемых техногенных ландшафтов (рис. V.38).

В 1997 г. Обществом по управлению имуществом горных предприятий (LMBV) изданы рекомендации по основам расчета для создания водоемов. В составлении этого документа принимали участие специалисты двух фирм и Дрезденского технического университета. Эти рекомендации носили предварительный характер и рассматривались как основа для составления технических инструкций по конкретным объектам.

Детальное освещение проблематики оценки угрозы возникновения оползней оплывания-проседания и защиты отвалов от их распространения дается в научно-методической работе (1998 г.), состоящей из двух книг (текстовой части и приложений) и выполненной коллективом авторов под руководством проф. В. Фёрстера и проф. Г. Гудехуза. В текстовой части рассматриваются:

- оценка склонности отвального материала к разжижению;
- количественная оценка опасности возникновения деформаций отвальных откосов при статическом и динамическом нагружении;
- оценка надежности предотвращения деформаций отвальных откосов с помощью мероприятий по уплотнению техногенных отложений;
- защита отвальных откосов от волноприбойных явлений во внутренних водоемах;
- защита от оползней и их последствий;
- мониторинг техногенных массивов,

К. Эннрихом выполнено исследование динамики оползней оплывания-проседания и образования вызываемых ими волн во внутрикарьерных водоемах. В работе К. Эннриха определяется высота набегания «оползневых волн» и предпринимается попытка

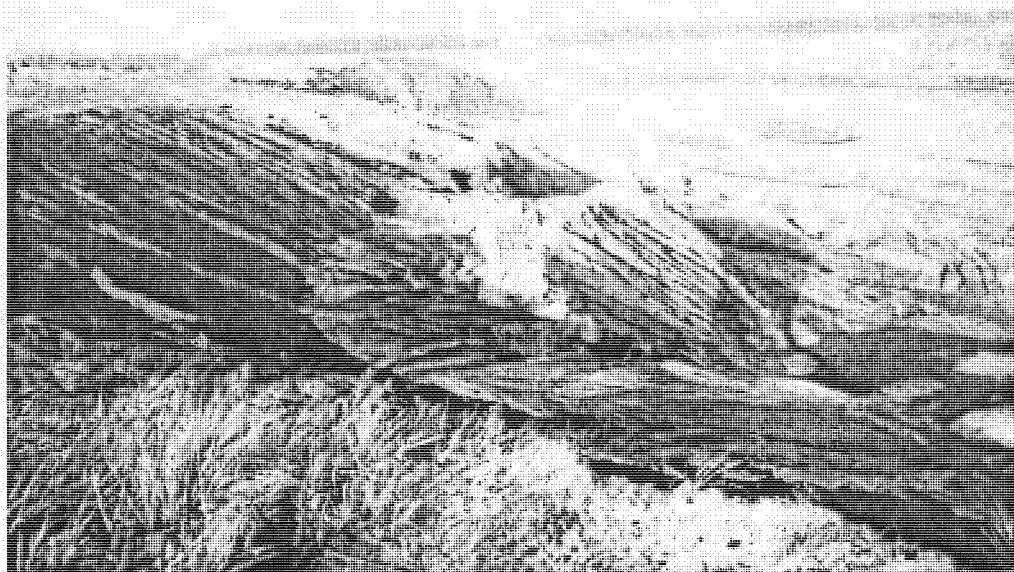


Рис. V.38. Оползень оплывания-проседания на отвале карьера «Шпрееталь» (Оберлаузитц, Германия)

дать ответы на вопросы о наличии опасности возникновения оползня, захваченном им объеме породных масс, величине возможных перемещений контуров откосов, виде возникающих в результате оползня вол. Приводятся дифференциальные уравнения, описывающие развитие оползня во времени, производится их упрощение и предлагается путь к их численному решению. Результаты исследования параметров, представленные в виде таблиц, номограмм и зависимостей (уравнений), пригодны для практического применения.

В приложении излагаются методы определения расчетных характеристик породных масс и примеры расчетов по перечисленным направлениям.

Величина коэффициента запаса устойчивости откосов устанавливается экспертами с учетом геотехнических характеристик и последующего использования территорий. Практика показывает, что эта величина может приниматься равной $1,3+1,5$. Длительная устойчивость откосов отработанных карьеров с водоемами внутри оценивается с учетом волноприбойных эффектов. Предпосылка для этого — разработка специфического

для данного региона прогноза волновых процессов, основанного на учете региональной розы ветров. Конструкция устойчивых откосов создается за счет механического и гидромеханического выполаживания, формирования упорных призм из фильтрующих материалов.

Предпосылки для возникновения деформаций проседания-оплывания следующие: наличие частиц преимущественно окатанной формы ($0,09 \text{ мм} < d < 1,0 \text{ мм}$), рыхлое (неустойчивое) сложение, уровень воды в отвале более $1/5$ его высоты. Возможность деформаций откосов оценивается с помощью недренированных трехосных испытаний водонасыщенных образцов.

Следует исключить возможность оплывания откосов еще до проведения мероприятий по их формированию. Это связано с затратами, которые могут превысить затраты при формировании откоса.

Необходимо устранить опасность проседания территорий отвалов и отработанных карьеров. Для подготовки отвальных территорий следует уплотнять насыпной материал. За последнее время специалистами горной промышленности совместно с учеными Технического университета «Фрайбергская горная академия», Технического университета в Дрездене и университета в Карлсруэ разработаны и опробованы различные методы уплотнения, используемые в горном деле, в частности технологии уплотнения взрывом (рис. V.39)* и виброуплотнения (рис. V.40)*, с помощью которых создаются «скрытые дамбы» в приоткосной зоне отвала. «Скрытые дамбы» — участки массива с повышенной плотностью грунтов, исключаяющей спонтанное разжижение. В стадии разработки также находятся технологии стабилизации отвалов, предусматривающие закачку воды под высоким давлением и инъецирование горного воска. Апробацию проходит технология воздушных импульсов, по механизму воздействия сравнимая со взрывом, которую можно применять для уплотнения на основе использования буровой техники.

С учетом количества и площадей подлежащих восстановлению объектов технология уплотнения взрывом наиболее надежна и экономична. Однако ее применение зависит от влажности

* Фотографии из фонда Института геотехники ТУ «Фрайбергская горная академия».

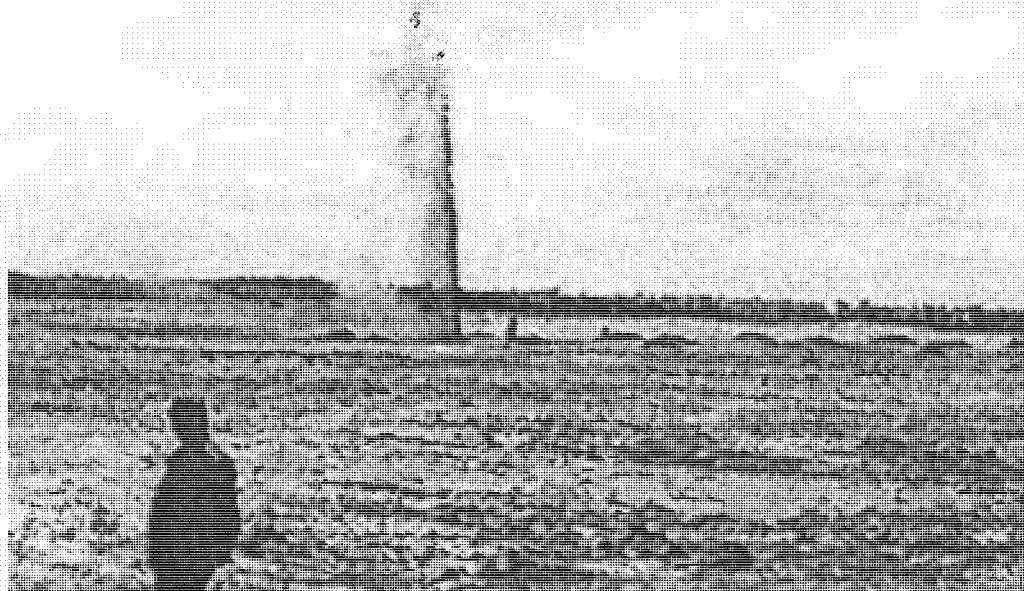


Рис. V.39. Уплотнение энергией взрыва отвального массива (Оберлаузитц, Германия)

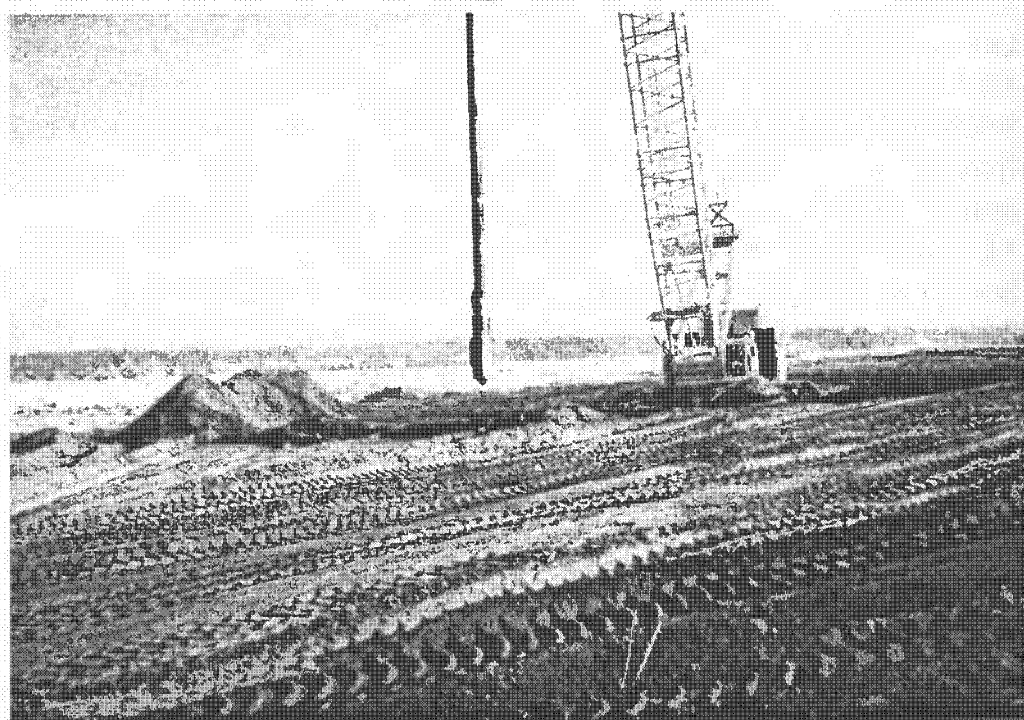


Рис. V. 40. Виброуплотнение отвального массива (Оберлаузитц, Германия)

отвальных грунтов, а недостаток — невозможность применения вблизи жилья и охраняемых объектов. При использовании этой технологии под воздействием огромной силы взрывов, производимых одновременно на разных глубинах, вода отжимается из пустот (пор и т. д.), а затем происходит уплотнение под действием вышележащих пород. Постепенно появляется так называемая «скрытая дамба», обеспечивающая стабильность приоткосной зоны. Уплотнение взрывом имеет явные экономические преимущества, однако оно может инициировать деформации откосов, поэтому необходима тщательная экспериментальная проверка.

Виброуплотнение менее опасно, его можно применять в водонасыщенных отвалах вблизи охраняемых объектов.

Для создания «скрытой дамбы» в данном случае требуется более значительная масса материала и планировка поверхности. С этим связаны и большие, чем при уплотнении взрывом, материальные затраты.

Для подтверждения эффективности таких восстановительных мероприятий необходима упорядоченная система оценки степени безопасности тремя методами: 1) измерение в приоткосной зоне порового давления (лабораторные исследования на извлеченных неповрежденных замерзших образцах); геодезические измерения смещений (инструментальные наблюдения, прессиометрические испытания); измерение скорости движения частиц (пенетрационные испытания); 2) анализ оползневых смещений (комбинированное зондирование); 3) определение положения участков специальных исследований (измерение деформаций под влиянием волн во внутреннем водоеме, тесты на разжижение грунтов).

Восстановление закрытых карьеров с 1992 г. проводится при значительной финансовой поддержке федерального правительства, что существенно повлияло на развитие бывших угледобывающих регионов, так как определило их перспективу на ближайшие десятилетия. Наряду с устранением негативных последствий горного производства для человека и экосистемы появляются предпосылки формирования экономической структуры в рассматриваемых регионах, а также создания рабочих мест.

Последующее использование земельных участков, бывших в употреблении, привлекает инженеров по геотехнике, инжене-

ров-строителей, инженеров-технологов и горных инженеров, ученых-геологов, региональных плановиков и градостроителей, а также торговцев недвижимостью, банки, страховые компании, законодательные органы, органы власти, дающие согласие, и законодателей по охране окружающей среды. Центральная роль отводится собственнику земельного участка или инвестору, соответственно.

Изменения в универсальном возврате земельных участков в оборот делают возможным собственное экономическое развитие земельных участков, бывших в употреблении. Однако, целью выгодной санации и повторного включения этих земельных участков в оборот должно быть максимальное приближение к уровню безопасности «чистого поля».

Возврат земельных участков промышленных объектов и бывших карьеров в оборот по масштабам преобразований носит региональный характер. Эти задачи, связанные с проблемами защиты окружающей среды и развития той или иной Федеральной земли, служат целям организации работы, проживания и отдыха в обжитых регионах. Универсальный характер успешной реализации проектов предусматривает наличие подрядчика, разработчика, коммерсанта, агента по недвижимости и владельца земельного участка как партнеров геотехников, обеспечивающих структурную перестройку в качестве экспертов.

ГЛАВА VI

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ФОРМИРОВАНИЯ НАМЫВНЫХ МАССИВОВ И ИХ ПОСЛЕДУЮЩЕГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

§ 1. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЕ СВЕДЕНИЯ

Намывные горно-технические сооружения предназначены для складирования разрабатываемых гидромеханизированным способом вскрышных пород, отходов переработки угля, руд и строительных горных пород, а также для аккумуляции и осветления воды, используемой в системе оборотного водоснабжения. К ним относятся гидроотвалы вскрышных пород, хвостохранилища обогатительных фабрик, шламоохранилища.

Устойчивость откосных сооружений (дамб) гидроотвалов и хвостохранилищ и безаварийность их строительства, эксплуатации, консервации и ликвидации определяются классом ответственности и капитальности, а также способом намыва. Классификация способов намыва дана в табл. VI.1.

Намывные горно-технические сооружения с учетом их расположения по отношению к населенным пунктам и промышленным объектам, рельефа местности, наличия водохранилища, надежности пород основания подразделяются на особо ответственные, ответственные и сооружения III класса ответственности.

Класс капитальности гидроотвалов, хвосто- и шламоохранилищ определяется высотой подпорных сооружений (дамб, плотин), емкостью хранилища и типом пород основания в соответствии со СНиП 2.06.01—86 «Гидротехнические сооружения. Основные положения проектирования» и Рекомендациями по проектированию и строительству шламонакопителей и хвостохранилищ металлургической промышленности ВНИИ ВОДГЕО Госстроя СССР.

Класс капитальности постоянных сооружений может быть повышен на одну или две единицы, если аварии на гидроотвалах грозят затоплением населенных пунктов и предприятий. Класс капитальности временных сооружений также может быть повышен на единицу, если авария временного сооружения может вызвать повреждения или значительные задержки возведения постоянных сооружений объектов I и II категорий. Класс капитальности гидротехнических сооружений может быть понижен на единицу, когда дамба первичного обвалования располагается на надежном основании, имеет небольшие

Классификация способов намыва

Способ укладки пород	Подразделение	Размещение намывного пульпопровода	Способ выпуска пульпы из пульпопровода	Порядок заполнения емкости отвала	Перемещение фронта работ
Низко-опорный (А)	—	На опорах высотой до 1,5 м	1. Рассредоточенный, одновременно из многих выпусков, отходящих от намывного пульпопровода 2. Сосредоточенный — из торца пульпопровода	а — односторонний намыв б — двусторонний намыв в — кольцевой намыв; производится больше чем по двум сторонам или по всему периметру гидроотвала	а ₁ — параллельное а ₂ — веерное а ₃ — смешанное б ₁ — параллельное б ₂ — веерное б ₃ — смешанное
Эстакадный (Б)	—	На эстакадах высотой свыше 1,5—2 м			
Безэстакадный (В)	В ₁ В ₂	На гидроотвале при непрерывной крановой переукладке намывного пульпопровода На дамбах без переукладки пульпопроводов, располагаемых в пределах яруса намыва			

размеры, а водозаборные устройства и другие сооружения просты по конструкции, работают при малых напорах и гидроотвал намывается с большими перерывами.

Строительство, эксплуатация, консервация гидротехнических сооружений — стадии существования сооружений.

Ликвидация гидротехнических сооружений — комплекс горно-технических, инженерно-строительных и мелиоративных работ, обеспечивающих прекращение существования гидротехнического сооружения посредством его полного или частичного удаления либо рекультивации.

Рекультивация гидротехнических сооружений — комплекс работ, направленных на восстановление продуктивности и народнохозяйственной ценности нарушенных земель, а также на улучшение условий окружающей среды в соответствии с интересами общества; осуществляется в два этапа: горно-технической и биологической рекультивации.

Безопасность гидротехнических сооружений — состояние гидротехнических сооружений, позволяющее обеспечивать защиту жизни, здоровья и законных интересов людей, окружающей среды и хозяйственных объектов.

Обеспечение безопасности гидротехнических сооружений — разработка и осуществление мер по предупреждению аварий гидротехнического сооружения.

Критерии безопасности гидротехнического сооружения — предельные значения количественных и качественных показателей состояния гидротехнического сооружения и условий его эксплуатации, соответствующие допустимому уровню риска аварии гидротехнического сооружения.

Оценка безопасности гидротехнического сооружения — определение соответствия состояния гидротехнического сооружения и квалификации работников эксплуатирующей организации нормам и правилам, регламентирующим безопасность гидротехнических сооружений.

Гидродинамическая авария — полное разрушение или местный прорыв напорного фронта ограждающих сооружений с вытеканием технических вод и жидких отходов за пределы хранилища, вызванные техногенными и/или природными факторами.

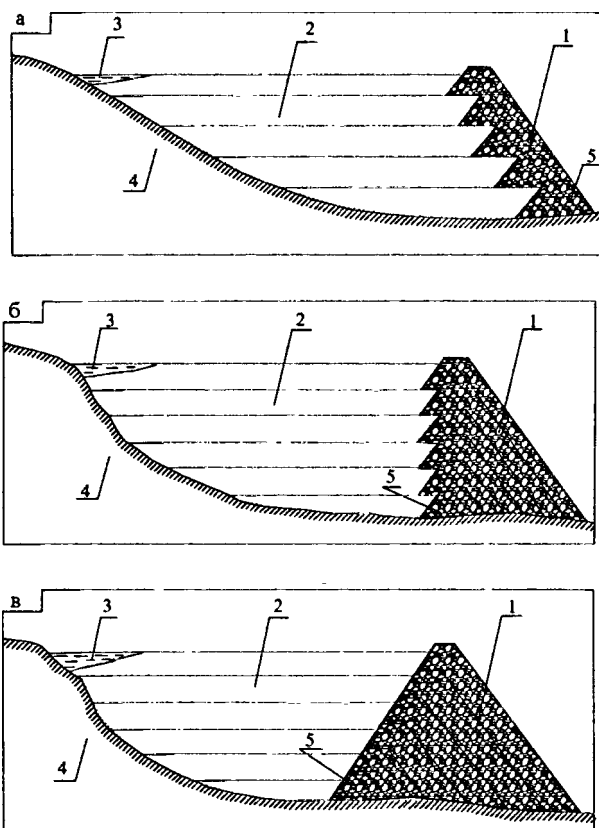
Чрезвычайная ситуация — обстановка на определенной территории, сложившаяся в результате аварии гидротехнического сооружения, которая может повлечь или повлекла за собой человеческие жертвы, ущерб здоровью людей или окружающей природной среде, значительные материальные потери и нарушения условий жизнедеятельности людей. В соответствии с «Положением о классификации чрезвычайных ситуаций природного и техногенного характера», утвержденным Постановлением правительства РФ от 13.09.96 № 1094, чрезвычайные ситуации подразделяются на локальные, местные, территориальные, региональные, федеральные и трансграничные в зависимости от количества пострадавших людей, размера материального ущерба, границы зоны распространения поражающих факторов.

В течение последних 25 лет вопросами формирования и обеспечения безопасности намывных горно-технических сооружений занимается Международный комитет по хвостохранилищам и отстойникам, в который входят представители 16 стран с развитой горно-добывающей промышленностью (в том числе Россия). Комитет издает специальные бюллетени по анализу аварийных ситуаций на хвостохранилищах, их мониторингу и мероприятиям по обеспечению безопасности. Комитет входит в состав Международной комиссии по высоким плотинам (International Commission on Large Dams — ICOLD). Подход ICOLD к оценке степени риска состоит в накоплении информации об авариях хвостохранилищ различных типов, ее статистической обработке и выявлении наиболее значимых факторов, способствующих аварийным ситуациям. Хвостохранилища подразделяются по способу возведения головной дамбы (рис. VI.1):

- в сторону верхового откоса (upstream method);
- центральная отсыпка (central line);
- наращивание в сторону низового откоса (down stream method).

Создание базы данных по авариям позволяет подбирать объекты-аналоги и учитывать негативный опыт при проектировании новых хвостохранилищ. Следует также отметить, что при паспортизации аварий в бюллетене ICOLD за 2001 г. не указывается способ намыва, роль которого нельзя игнорировать (особенно при намыве разнородных материалов).

Рис. VI.1. Классификация хвостохранилищ по способу возведения ограждающих дамб:
 а — наращивание в сторону верхового откоса; б — центральная отсыпка; в — наращивание в сторону низового откоса;
 1 — дамбы; 2 — намывные отложения; 3 — прудок-отстойник; 4 — основание намывного массива; 5 — дамба первоначального обвалования



На рис. VI.2 приводятся базирующиеся на анализе 185 происшествий графические материалы, иллюстрирующие влияние различных факторов на возникновение аварий и несчастных случаев на хвостохранилищах (Лоу, Клон, 1996).

Основными факторами безопасности намывных горно-технических сооружений следует считать:

а) при строительстве:

- физико-географические условия района строительства (орогидрография, климат);
- сейсмичность района строительства;
- коэффициент запаса устойчивости дамб первичного обвалования;
- геологический разрез основания;
- литологические типы и физико-механические свойства пород основания;
- гидрогеологические условия территории строительства.

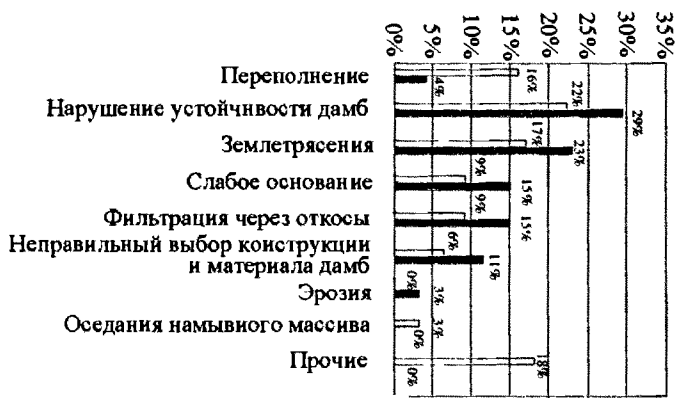
б) при эксплуатации:

- литологический тип, гранулярный состав и физико-механические свойства укладываемых в намывное сооружение пород;
- технология намыва и приемная способность гидроотвала;

а



б



в

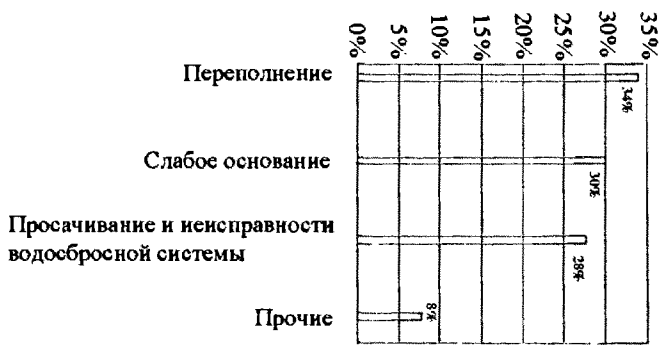


Рис. VI.2. Аварии и несчастные случаи на намывных массивах:

а — причины аварий на обычных водохранилищах в 1900—1975 гг. (источник НРС, 1984); **б** — распределение аварий в зависимости от способа наращивания дамб хвостохранилищ; **в** — причины аварий и несчастных случаев на хвостохранилищах

- плотность укладки пород (степень уплотнения намывного массива по зонам);
- тип водосбросной системы (расположение прудка-отстойника, водосбросных колодцев, насосных станций и др.);
- материал и конструкция дамб;
- способ наращивания дамб;
- коэффициент запаса местной и общей устойчивости откосных сооружений.

в) при консервации:

- плотность укладки пород (несущая способность различных зон гидроотвала);
- наличие и объем прудка-отстойника;
- коэффициент запаса местной и общей устойчивости откосных сооружений;
- осадки намывного массива (текущие и остаточные);
- площадь водосбора и наличие поверхностных стоков с территории сооружения.

г) при рекультивации:

- несущая способность намывного массива и ее динамика во времени (по зонам);
- форма техногенного рельефа с учетом направлений рекультивации;
- наличие и объем прудка-отстойника;
- коэффициент запаса устойчивости откосных сооружений с учетом направления рекультивации.

Оценить надежность гидротехнических сооружений можно на основе показателей риска возникновения аварий, устанавливаемых по результатам анализа риска. Анализ риска включает в себя: идентификацию опасности; частотную характеристику события и изучение его последствий.

По степени опасности возможные события делятся на аварийные ситуации и собственно аварии. Оценка степени риска каждого опасного события (отказа, аварии) включает в себя частоту, с которой может происходить это событие, и ожидаемые последствия этого события. По ожидаемым последствиям опасные события делятся на две группы: 1) события, угрожающие жизни и здоровью людей (персонала промышленного объ-

екта и местного населения); 2) события, ведущие только к материальному ущербу (для данного промышленного объекта, других промышленных объектов и окружающей среды).

Для событий первого типа приемлемый риск устанавливается на основе сравнения возможного ущерба от опасного события с учетом его частоты и дополнительных затрат на проведение мероприятий, направленных на снижение степени риска. Необходимый уровень надежности гидроотвальных сооружений при отсутствии угроз жизням и здоровью людей рассчитывается по формуле

$$[(Z_{г.о.} + Y_{г.о.} + Y_{о.с.})_{ав.с.} + B(Z_{г.о.} + Y_{г.о.} + Z_{п.п.} + Y_{п.о.} + Y_{о.с.})_{ав.}] \times \\ \times (1 - N) = Z_{п.н.}, \quad (VI.1)$$

где $Z_{г.о.}$ — затраты на ликвидацию аварийной ситуации (аварии) на гидроотвальном сооружении; $Y_{г.о.}$ — ущерб от временного выхода из строя гидроотвального сооружения; $Y_{о.с.}$ — ущерб окружающей среде и затраты на ликвидацию ущерба; B — вероятность перехода аварийной ситуации в аварию; $Z_{п.п.}$ — затраты на ликвидацию аварии на прочих промышленных объектах, пострадавших во время аварии; $Y_{п.о.}$ — ущерб от временного выхода из строя прочих промышленных объектов, пострадавших при аварии; $N = 1 - R$ — надежность, R — степень риска; $Z_{п.н.}$ — затраты на проведение мероприятий, направленных на снижение степени риска.

Оптимальной считается надежность, при которой разность между экономией от уменьшения строительных затрат и расходами, связанными с возможными авариями на гидротехнических сооружениях, будет максимальной. Для гидротехнических сооружений оптимальная надежность в зависимости от проектной мощности и стоимости сооружений, находящихся в зоне потенциально возможного затопления, обычно составляет 0,90—0,98.

Для событий первого типа приемлемый риск устанавливается по допустимым для каждой категории лиц максимальным уровням опасности на одного человека в год, т. е.

$$(1 - N)B_{л}K_i / S_i \leq H_i, \quad (VI.2)$$

где $B_{л}$ — вероятность перехода аварийной ситуации в угрожающую для жизни людей; i — номер категории лиц; K_i — чис-

ло пострадавших (травмированных, погибших) при одной аварии (устанавливается на основании опыта или экспертных оценок); S_i — численность лиц данной категории, которые могут пострадать при аварии; H_i — допустимый уровень опасности для одного человека в год (в зависимости от категории лиц составляет 10^{-4} — 10^{-6} на человека в год).

При наличии потенциальной угрозы затопления населенных пунктов необходимый уровень надежности составляет 0,99—0,999 и выше.

На стадии проектирования гидроотвалов оценка надежности производится на основе опыта строительства и эксплуатации аналогичных сооружений в данном регионе. При этом предполагаемые степени риска возникновения аварийных ситуаций и аварий вычисляются по формулам:

$$\begin{aligned} R_{ав.с.} &= N_{ав.с.} T_{сл} / (T_1 + T_2 + \dots + T_n); \\ R_{ав.} &= N_{ав.} T_{сл} / (T_1 + T_2 + \dots + T_n); \\ B &= N_{ав.} / N_{ав.с.} \end{aligned} \quad (VI.3)$$

где $N_{ав.}$ и $N_{ав.с.}$ — число аварий и аварийных ситуаций на аналогичных объектах; n — число аналогичных объектов; T_n — фактический срок эксплуатации n -го объекта; $T_{сл}$ — предполагаемый срок эксплуатации проектируемого объекта.

Если вычисленный по формулам (VI.3) расчетный уровень риска оказывается выше требуемых, рассчитанных по формулам (VI.1) и (VI.2), то необходимо внесение в проектные решения изменений, направленных на повышение коэффициентов запаса и снижение степени риска возникновения аварийных ситуаций.

В процессе эксплуатации гидротехнических сооружений после проведения инженерно-геологических исследований или по данным мониторинга их состояния необходимо производить оценки риска. Уточненные оценки риска получают на основе статистического моделирования с использованием полученных экспериментальным путем значений величин, входящих в расчеты. Для проведения статистического моделирования устойчивости откосов рекомендуются методы линеаризации случайных функций и метод Монте-Карло. Более предпочтительным является последний, так как при его использовании упрощается учет количества проведенных измерений, сложных за-

конов распределения измеряемых параметров и физических ограничений, накладываемых на случайные параметры.

Статистическое моделирование методом Монте-Карло проводится в два этапа. На первом этапе устанавливаются потенциально возможные линии скольжения с минимальными коэффициентами запаса. Для каждой из этих линий на основании серий расчетов 50—100 реализаций определяются средние значения коэффициента запаса $K_3^{\text{ср}}$ и приближенные оценки их среднеквадратических отклонений σ_{K_3} . Для второго этапа моделирования отбираются те линии, у которых отношение $(K_3^{\text{ср}} - 1)/\sigma_{K_3}$ имеет наименьшие значения. Для каждой из этих линий проводится статистическое моделирование с заданным количеством реализаций. Необходимое количество реализаций K_p зависит от требуемой надежности. Рекомендуемые значения K_p зависят от требуемой степени надежности: при $N \leq 0,95$ достаточно 1000 реализаций; при $N = 0,96—0,99$ необходимо 2000—10000 реализаций; при $N \geq 0,99$ (при наличии угрозы затопления населенных пунктов) K_p должно составлять 20000—100000 и более реализаций.

Если полученные при моделировании оценки надежности не достигают требуемого уровня, но близки к ним, а коэффициент запаса превышает нормативный, то необходимо выполнить дополнительные определения физико-механических характеристик пород и напряженного состояния массива, а затем провести повторное моделирование. Если при повторном моделировании оценки надежности все равно оказались ниже требуемого уровня или при первом моделировании уровень надежности оказался существенно ниже требуемого, то необходимо срочное проведение мероприятий по укреплению гидроотвальных сооружений.

Расчет нормативного значения коэффициента запаса устойчивости гидротехнических сооружений производится по формуле:

$$\eta = K_n K_{lc} / K_c, \quad (\text{VI.4})$$

где K_n — коэффициент надежности по ответственности (назначению) сооружения, учитывающий капитальность и значимость

последствий при наступлении тех или иных предельных состояний (принимается в зависимости от класса сооружения: I — 1,25; II — 1,20; III — 1,1; IV — 1,10); $K_{\text{с}}$ — коэффициент сочетания нагрузок, принимаемый по СНиП 2.06.01—86 (при расчетах для основного сочетания нагрузок и воздействий в период эксплуатации сооружения — 1,0; то же, для строительства и ремонта — 0,95; для особого сочетания нагрузок и воздействий — 0,90); $K_{\text{с}}$ — коэффициент условий работы, учитывающий тип сооружения, конструкции или основания, приближенность расчетных схем (СНиП 2.06.05—84), принимается при использовании методов расчета, удовлетворяющих условиям $\sum M = 0$, $\sum Y = 0$, $\sum X = 0$, и упрощенных методов, соответственно $K_{\text{с}} = 1$ и $K_{\text{с}} = 0,95$.

В табл. VI.2 приводятся значения нормативных коэффициентов надежности и соответствующих им нормативных рисков для земляных плотин. Следует отметить, что фактические риски для дамб накопителей промышленных отходов значительно выше ($n \cdot 10^{-2} \div n \cdot 10^{-3}$).

Таблица VI.2

**Сопоставительные значения нормативных рисков
и обеспечивающих их коэффициентов
надежности земляных плотин**

Класс ответст- венности	Коэффици- ент надеж- ности K_n по СНиП 2.06.01—86	Нормативные коэффициенты надежности		Нормативные риски, ед./год	
		Особое со- четание на- грузок $K_{\text{с}}^{\text{ос}}$	Основное со- четание на- грузок $K_{\text{с}}^{\text{осн}}$	Верхний предел $R^{\text{осн}}$	Нижний предел $R^{\text{ос}}$
I	1,25	1,41	1,56	$5 \cdot 10^{-5}$	$3 \cdot 10^{-5}$
II	1,20	1,35	1,50	$5 \cdot 10^{-4}$	$4 \cdot 10^{-4}$
III	1,15	1,30	1,44	$4 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-3}$
IV	1,10	1,24	1,38	$6 \cdot 10^{-3}$	$5 \cdot 10^{-3}$

§ 2. ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ОТКОСНЫХ СООРУЖЕНИЙ ГИДРООТВАЛОВ И ХВОСТОХРАНИЛИЩ

Устойчивость дамб при наращивании с целью увеличения вместимости гидроотвалов и хвостохранилищ обеспечивается усилением откосных сооружений в сочетании с проведением дренажных мероприятий, повышение высоты ограждающих дамб гидроотвалов тонкодисперсных и смешанных грунтов влечет за собой формирование неконсолидированных толщ в приоткосных зонах. Поэтому возникает необходимость выполнения выполаживания внешних откосов путем создания берм и формирования пригрузки. Выбор конструкции ограждающих дамб хвостохранилищ зависит от условий устойчивости обводненного массива, материала откосных сооружений (водоупорного или водопроницаемого с противофильтрационными экранами), вида складироваемых отходов (гранулометрического состава и степени токсичности), а также (аналогично гидроотвалам) от механических свойств и геологического строения основания.

В связи с формированием приоткосных зон хвостохранилища из раздельнозернистых материалов влияние конструкции дамб на состояние намывного массива оценивалось преимущественно с учетом развития фильтрационных процессов.

При формировании дамб гидроотвалов характер их взаимодействия с намывными массивами тонкодисперсных грунтов приобретает большое значение с позиций оценки условий уплотнения (упрочнения) грунтов приоткосных зон и разработки мер по ускорению этих процессов.

Рассмотрим примеры управления состоянием приоткосных зон гидроотвалов.

Так, на внешнем откосе песчаной упорной призмы гидроотвала «Березовый Лог» отмечались деформации в форме оплывания, интенсивность которого зависела от темпов намыва. Конечная высота упорной призмы составила 74 м. С целью снижения сдвигающих сил от вероятной поверхности скольжения было произведено выполаживание внешнего откоса путем создания бермы шириной до 100 м в ходе перемещения фронта

намыва (рис. VI.3). В качестве дренажных устройств применяли горизонтальные дрены (двухъярусный трубчатый дренаж) и в ограниченном объеме — гравийно-щебеночные призмы, а также поглощающие вертикальные скважины. На основании натурных данных о свойствах глинисто-меловых линз кварцитная пригрузка низового откоса была заменена намывной песчаной подушкой. Расчеты и натурные наблюдения показали, что использование перечисленных мероприятий по управлению состоянием намывных массивов обеспечило значительное ($\eta > 1,4$) повышение коэффициента запаса устойчивости откоса при увеличении высоты гидроотвала с 58 до 74 м.

Влияние изменения конструкции за счет создания берм, пригрузки, а также дренажных мероприятий в приоткосной и внутренних зонах гидроотвала на устойчивость ограждающих дамб иллюстрируется результатами расчетов устойчивости северной упорной призмы гидроотвала «Березовый Лог», имеющей максимальную высоту. К моменту завершения намыва гидроотвала (1988 г.) коэффициент запаса устойчивости η дамбы составлял 1,85 и при максимальном снижении кривой депрессии в пределах призмы оползания на 45 м к 1999 г. возрос до 2,5. В период максимального развития намывных работ коэффициент запаса устойчивости этого откоса составлял около 1,4.

Наличие глинисто-меловых линз мощностью до 6 м в теле песчаной упорной призмы гидроотвала позволило оценить эффективность послойного намыва и разработать новую конструкцию ограждающих дамб для гидроотвалов разрезов Кузбасса с использованием в качестве «натурной модели» объекта в бассейне КМА. Применительно к условиям гидроотвалов разрезов «Бачатский», «Краснобродский», «Кедровский», «Новосергеевский» (Кузбасс) рассматривались следующие варианты формирования ограждающих дамб при гидравлическом складировании:

- полускальных пород на естественном или намывном глинистом основании — с пригрузкой низового откоса ограждающей дамбы;
- глинистых грунтов — с пригрузкой низового откоса дамбы полускальными породами вскрыши и (или) созданием дренажных линз в пляжной зоне при соответствующем расположении дамб наращивания.

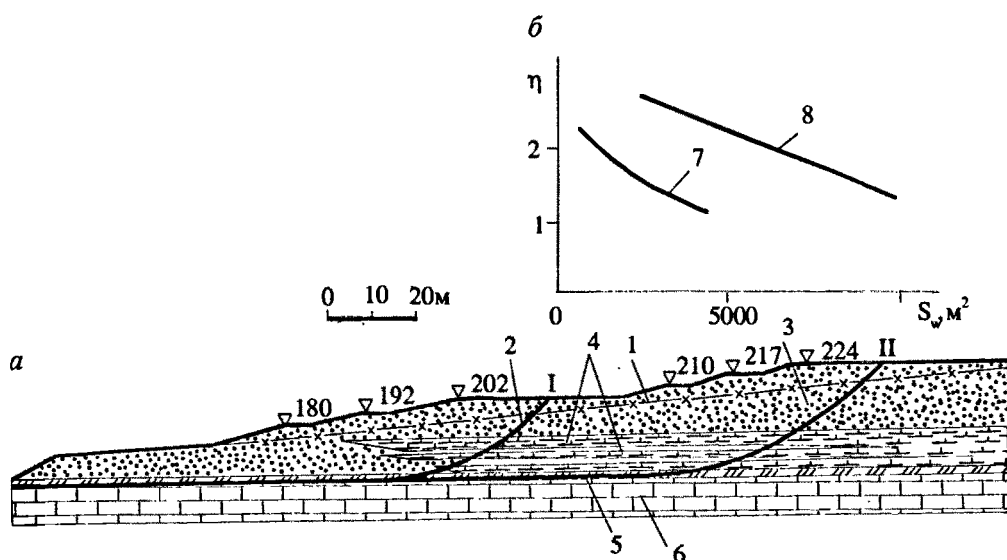


Рис. VI.3. Профиль северной упорной призмы гидроотвала «Береговой Лог» (а) и зависимости коэффициента запаса ее устойчивости η от площади эпюры давления воды S_w по вероятным кривым скольжения (б):

1 — депрессионная кривая; 2 — датчики пьезометры; 3 — намывной песок; 4 — глинисто-меловые линзы; 5 — суглинки основания; 6 — коренной мел; 7, 8 — зависимости для определения η соответственно по кривым I и II

Усиление ограждающих дамб контрбанкетами (отсыпкой «сухих» вскрышных пород) применяют также на хвостохранилищах ГОКов Кривбасса, Соколовско-Сарбайского и на ряде предприятий цветной металлургии. Выполненные на разрезах «Бачатский» и «Краснобродский» промышленные испытания гидравлического транспортирования и складирования полускальных вскрышных пород выявили ряд важных преимуществ гидравлического способа. В целях обоснования параметров гидроотвалов полускальных пород проводились расчеты уплотнения естественных и намывных глинистых оснований при различных темпах намыва и расчеты устойчивости ограждающих дамб.

Зависимости удельных объемов пригрузки $V_{пр}$ (m^3/m) от высоты дамбы H_d и темпа намыва полускальных пород v_n ($m/год$) выражаются следующей формулой:

$$V_{пр} = 0,25 \left(0,01 + \sqrt[6]{(v_n / H_d)} H_d^3 \right), \quad (VI.4)$$

где H_d — высота дамбы из полускальных пород на намывном глинистом основании.

Эта формула получена С.М. Марченко и Н.Н. Медниковым в результате обработки кривых $V_{\text{пр}} = f(H_d, v_n)$, построенных по данным расчетов устойчивости дамб при их наращивании на намывных суглинках. При расчетах устойчивости дамбы гидроотвала полускальных пород, размещаемого на основании из суглинков естественного залегания средней мощностью $h_0 = 6$ м, установлено, что в этом случае

$$V'_{\text{пр}} = \lambda_0 V_{\text{пр}},$$

где λ_0 — поправочный коэффициент, зависящий от первоначальной мощности намывных суглинков h_c (при $h_c = 0$, $\lambda_0 = 0,38$; при $h_c = 16$ м, $\lambda_0 = 1$).

Для повышения вместимости гидроотвалов Кузбасса при обеспечении нормативного коэффициента запаса устойчивости упорных призм специалистами МГГУ предложено осуществлять расчленение пляжной зоны по вертикали фильтрующими насыпными или намывными линзами и пригрузку низовых откосов фильтрующим материалом. Линзы разделяют глинистую толщу пляжной зоны на слои и ускоряют консолидацию намывного массива благодаря сокращению пути фильтрации поровой воды.

Насыпные дренажные линзы создавались на гидроотвале № 3 разреза «Кедровский», где полная реализация этого мероприятия позволит использовать территорию пляжной зоны для размещения сухого отвала с минимальной дальностью транспортирования вскрыши. Установлено, что для достижения нормативного коэффициента запаса устойчивости ($\eta = 1,3$) и обеспечения несущей способности ($P_{\text{доп}} = 0,15$ МПа) намывной массив мощностью до 50 м необходимо разделять по вертикали не менее чем двумя линзами при расположении нижней и верхней линз соответственно на глубине 20—25 и 5—10 м. Предложенная Ю.В. Кириченко конструкция насыпных дренажных элементов предусматривает создание рассредоточенных в плане и профиле дренажных линз, гидравлическая связь между которыми осуществляется с помощью соединительных дренажных призм. Такая конструкция позволяет за период между сезонами намыва создавать в пределах пляжных и части промежуточных зон дренажные элементы минимального объема.

На гидроотвалах разрезов «Бачатский» и «Новосергеевский» дренажные линзы в пляжных зонах целесообразно создавать из намывных отходов углеобогащения на крутонаклонных сепараторах. Применительно к условиям гидроотвалов «Бековский» и «Прямой Ускат» выполнены расчеты устойчивости дамб с целью выбора их конструкции, обеспечивающей повышение фактического объема гидроотвала.

Составленный Сибгипрошахтом проект гидроотвала «Бековский» предусматривал формирование дамбы высотой до 73 м при помощи системы призм из полускальных пород с глинистыми экранами, укладываемых на намывные глинистые грунты. Значительный разнос промежуточных призм (расстояние между их осями составляет 50 м) определяет пологий генеральный угол откоса дамбы (около 7°). Для увеличения полезного объема гидроотвала рассматривались варианты пригрузки низового откоса дамбы полускальными вскрышными породами с формированием насыпных дренажных линз и создания намывных дамб наращивания в сочетании с намывными дренажными линзами. Реализация первого варианта требует значительных затрат на организацию железнодорожного отвала у низового откоса дамбы. Рекомендуемая в соответствии со вторым вариантом конструкция дамбы показана на рис. VI.4. На гидроотвале начато формирование откосных сооружений из намывных отходов углеобогащения. В результате расчетов, выполненных с использованием данных комбинированного зондирования приоткосной зоны, выбрана конструкция дамбы, обеспечивающая общую и местную устойчивость системы откосов с увеличением объема гидроотвала по сравнению с проектным на 5 млн м^3 .

Аналогичная конструкция дамбы гидроотвала «Прямой Ускат» обеспечивает увеличение срока его службы при размещении дополнительного (по сравнению с проектом Кузбассгипрошахта) объема гидровскрыши около 4 млн м^3 . Откосные сооружения из намывных отходов углеобогащения можно формировать на значительной части дамбы (по ее длине) без монтажа перекачной станции благодаря существенному превышению (около 15 м) горизонта установки землесоса над верхней площадкой дамбы.

Создание дренажных линз обеспечивает ускорение консолидации тонкодисперсных грунтов пляжных зон и повышение удерживающих сил (сопротивление сдвигу) по поверхности

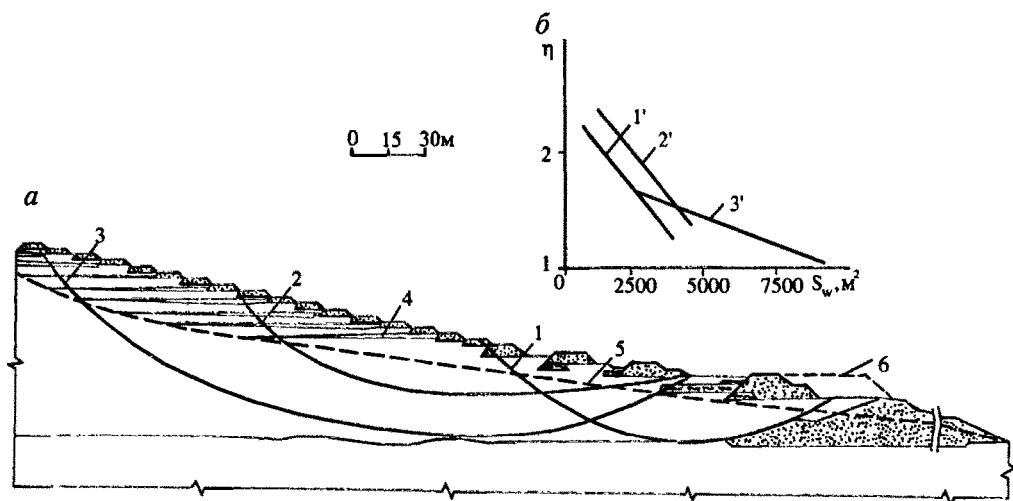


Рис. IV.4. Рекомендуемая конструкция дамбы гидроотвала «Бековский» (а) и зависимости (кривые 1'—3') коэффициента запаса устойчивости η от площади эпюры давления воды S_w (б) по вероятным кривым скольжения; 1—3 — вероятные кривые скольжения; 4 — дренажные линзы; 5 — кривая депрессии; 6 — контур пригрузки

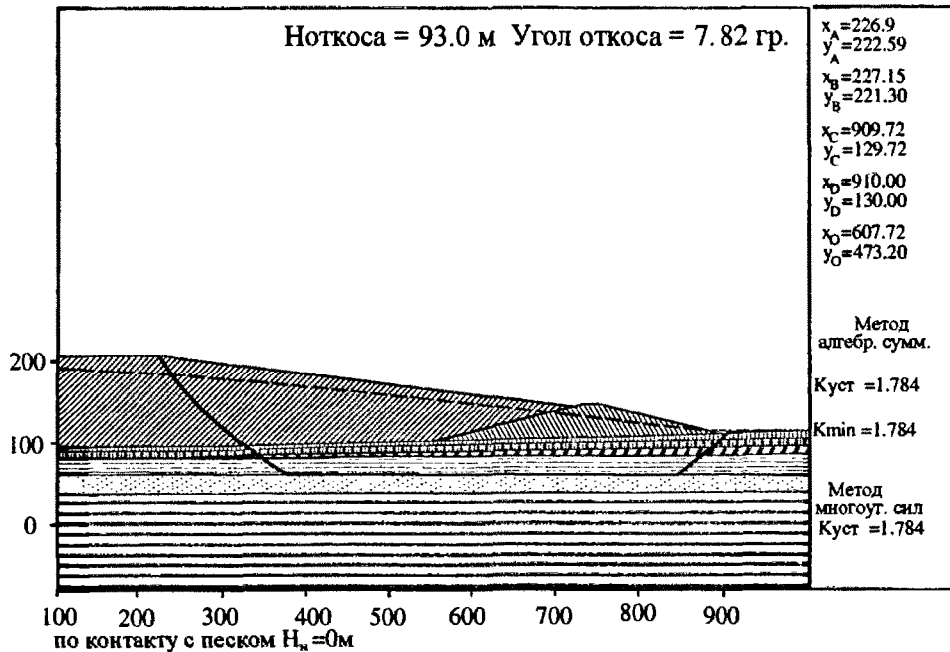
скольжения. Увеличение вместимости гидроотвалов определяет значительный экономический эффект за счет исключения затрат на вывоз вскрыши колесными видами транспорта или сокращения дальности доставки гидровскрыши.

В качестве важнейшего мероприятия при гидроотвалообразовании рассматривается дренаж упорных призм.

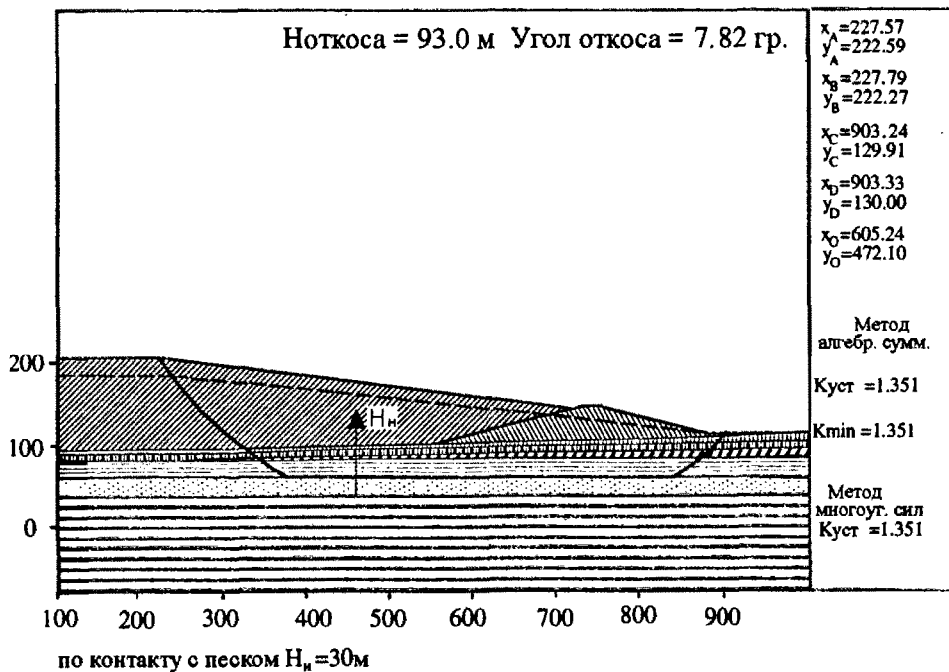
Проектом комплекса сооружений для защиты от подтопления и загрязнения р. Саксагань фильтрационными водами хвостохранилища СевГОКа предусматривалось строительство противofильтрационной завесы (ПФЗ) глубиной до 50 м с большими капитальными затратами. При экспертизе проекта было установлено, что главная цель строительства ПФЗ не будет достигнута. Поэтому фирмой «НОВОТЭК» (г. Белгород) был предложен альтернативный водоохранный вариант, предусматривающий устройство в аллювиальных отложениях долины р. Саксагань вдоль ее русла горизонтального трубчатого дренажа и расширение системы существующих горизонтальных дрен.

Кафедрой геологии МГГУ проводились исследования влияния водоохранных мероприятий на устойчивость ограждающих откосных сооружений хвостохранилища СевГОКа. Расчетный профиль основной дамбы с депрессионной кривой в намывном

а



б



В

Обозначение	Наименование грунтов	Плотность, γ , т/м ³	Угол внутр. тр., ф, град.	Сцепление, С, т/м ²
	Хвосты намывные	2,15	23,0	0,3
	Скальная пригрузка	2,091	31,0	0,05
	Суглинки насыпные	1,997	15,0	1,9
	Суглинки лессовидные	1,85	21,0	2,0
	Суглинки кр. коричневые	1,88	17,0	3,2
	Глины кр. бурые	2,12	17,0	6,0
	Песок кварцевый	2,062	25,0	0,05

Г

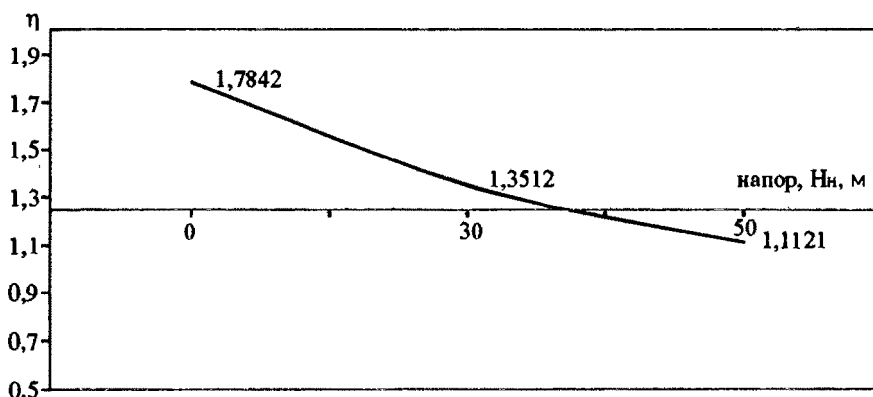


Рис. IV.5. Схема расчета устойчивости откосных сооружений хвостохранилища: а, б — расчетные схемы; в — исходные данные; г — график для определения η

массиве при различном положении уровня напорного водоносного горизонта в полтавско-харьковских песках основания и сведения о физико-механических свойствах даны на рис. VI.5, а—в. Установлено, что для обеспечения нормативного коэффициента запаса устойчивости $\eta = 1,25$ необходимо снижение напора водоносного горизонта в основании дамбы H_n на 38 м (см. рис. VI.5, г).

§ 3. ОБОСНОВАНИЕ МЕРОПРИЯТИЙ ПО УПРАВЛЕНИЮ СОСТОЯНИЕМ ВНУТРЕННИХ ЗОН НАМЫВНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Мероприятия по управлению состоянием тонкодисперсных техногенных отложений следует проводить не позднее достижения $2/3$ проектной высоты сооружения с тем, чтобы заблаговременно, к моменту завершения намыва сооружения обеспечить доступ рекультивационного оборудования в его внутренние зоны. В качестве исходных используются материалы инженерно-геологического районирования намывных территорий.

Инженерно-геологическое районирование позволяет сравнивать участки намывных массивов и определять вид и сроки их дальнейшего использования. Районирование предусматривает выделение в пределах исследуемых территорий однородных в инженерно-геологическом отношении таксонометрических единиц определенного уровня.

Для эффективного использования территорий гидроотвалов необходимо иметь надежную информацию о состоянии гидроотвала и уметь прогнозировать поведение намывных оснований во времени. В частности, при использовании территорий гидроотвалов под сухие отвалы или при рекультивации большее значение имеют несущая способность намывных масс и изменение ее во времени.

Комплекс показателей, полученных при полевых и лабораторных исследованиях техногенных отложений, позволяет выполнить инженерно-геологическое районирование намывных территорий. Материалы районирования, наряду с инженерно-геологическими картами и разрезами, включают в себя также для различных по мощности ($h_{я}$) и составу зон намывного массива таблицы значений во времени осадок $S(h_{я}, t)$ и допустимых внешних нагрузок на намывное основание $P_{доп}(h_{я}, t)$. Инженерно-геологическое районирование выполняется с целью решения следующих практических задач: повышения вместимости сооружения при гидравлической укладке складироваемых материалов; формирования на территории заполненного гидроотвала «сухих» отвалов; рекультивации намывных территорий.

При этом состояние намывного массива оценивалось для условий так называемого «пассивного отдыха», т. е. уплотнения тонкодисперсных отложений после завершения их формирования без проведения специальных мероприятий по повышению плотности и прочности этих материалов.

Московским государственным горным университетом, трестом «Энергогидро-механизация» и Украинским отделением Гидропроекта предложен способ возведения намывного основания, отличительной чертой которого является расчленение толщи тонкодисперсных грунтов системой гидравлически связанных намывных фильтрующих элементов—призм, линз и подушек, ускоряющих процесс уплотнения слабоводопроницаемых грунтов (рис. VI.6, а). Способ внедрен впервые на гидроотвале «Березовый Лог», при подготовке которого и рекультивации намыто около 18 млн м³ фильтрующих материалов (песков, отходов обогащения железистых кварцитов, золошлаков ТЭЦ). Фильтрующий материал укладывали путем безэстакадного пионерно-торцевого намыва (см. рис. VI.6, б). Из песков намыты дренажные призмы, разделяющие секции 1, 2, 3 гидроотвала и отсечные призмы, оконтуривающие отдельные рекультивационные карты. План размещения дренажных элементов в пределах намывного массива гидроотвала показан на рис. VI.7.

Широкомасштабному внедрению разработанной технологии предшествовала опытно-промышленная проверка, предусматривающая перекрытие песчаной призмой ядерной зоны мощностью свыше 45 м, сложенной глинисто-меловыми грунтами. Объем опытных намывных работ по укладке песка в ядерную зону составил 750 тыс. м³. Геометрические параметры призмы следующие: длина — 500 м, ширина — 70 м, максимальное превышение над поверхностью ядерной зоны—3 м; проникновение песчаных грунтов в неконсолидированную толщу — до 22,5 м. На рис. VI.8, а приводится аэрофотоснимок гидроотвала на этапе формирования первой дренажной призмы. Аэрофотоснимки на рис. VI.8, б, в отражают этапы намыва второй и третьей дренажных и отсечных призм в пределах 1-й и 2-й секций гидроотвала.

Намыву плавающей дренажной призмы предшествовало зондирование глинисто-меловых пород со льда с помощью комбинированного зонда, представляющего собой прибор вращательного среза и датчик для измерения порового давления.

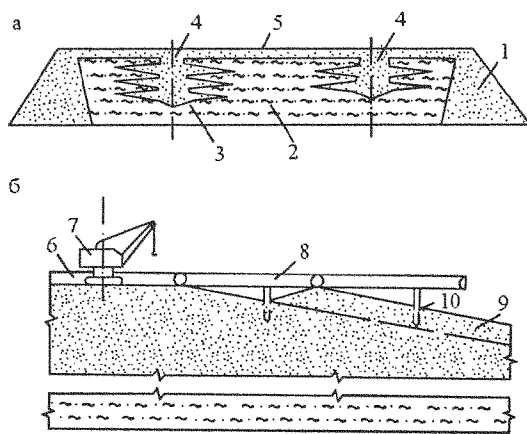


Рис. VI.6. Способ возведения намывного основания:

а — конструкция намывного основания; б — схема намыва фильтрующего материала;

1 — упорные призмы; 2 — намывной массив тонкодисперсных грунтов; 3 — линзообразные прослойки из фильтрующего материала; 4 — «плавающее» ядро дренажной призмы; 5 — фильтрующая подушка; 6 — пульпопровод; 7 — кран для наращивания пульпопровода; 8 — концевой участок пульпопровода; 9 — зона наибольших осадок; 10 — свайные опоры

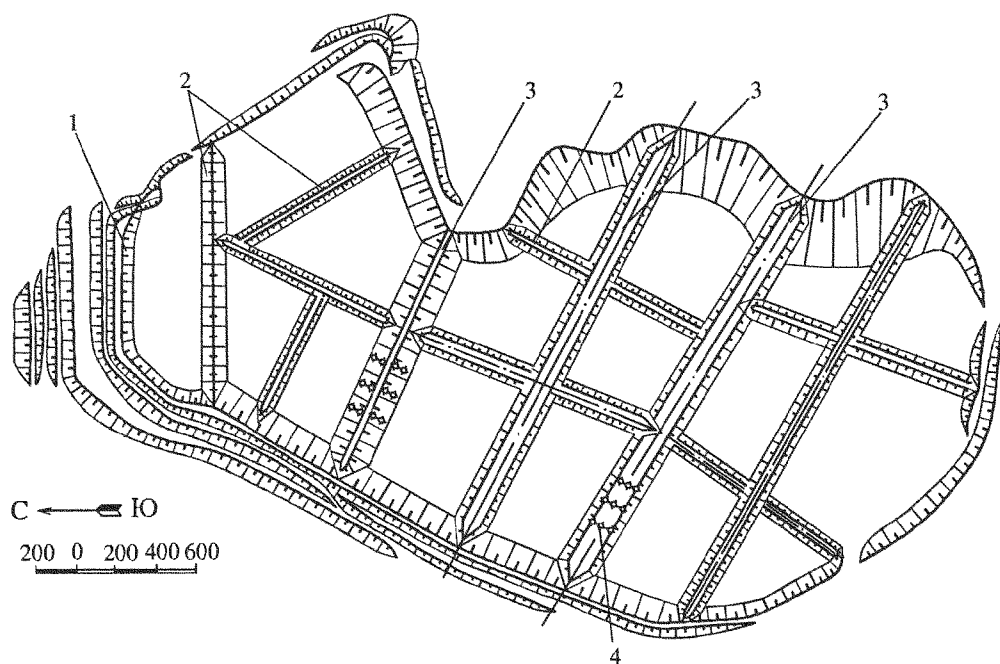


Рис. VI.7. Схема расположения дренажных призм на гидроотвале «Березовый Лог»:

1 — откосные сооружения гидроотвала; 2 — отсечные дренажные призмы; 3 — разделительные дренажные призмы; 4 — створы реперов

Данные зондирования позволили установить зависимость между мощностью слоя намыва песка, несущей способностью глинисто-меловых пород и скоростью наращивания пульпопроводов. При намыве по пионерно-торцевой схеме пульпопровод наращивали трубами длиной 30 м с помощью крана и бульдозера.

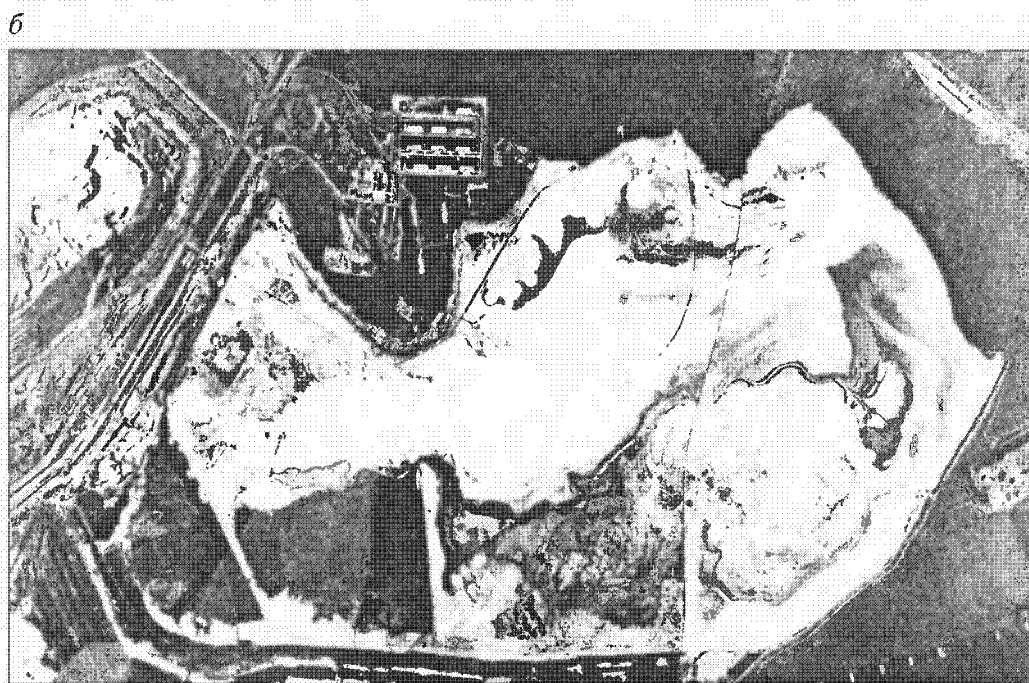
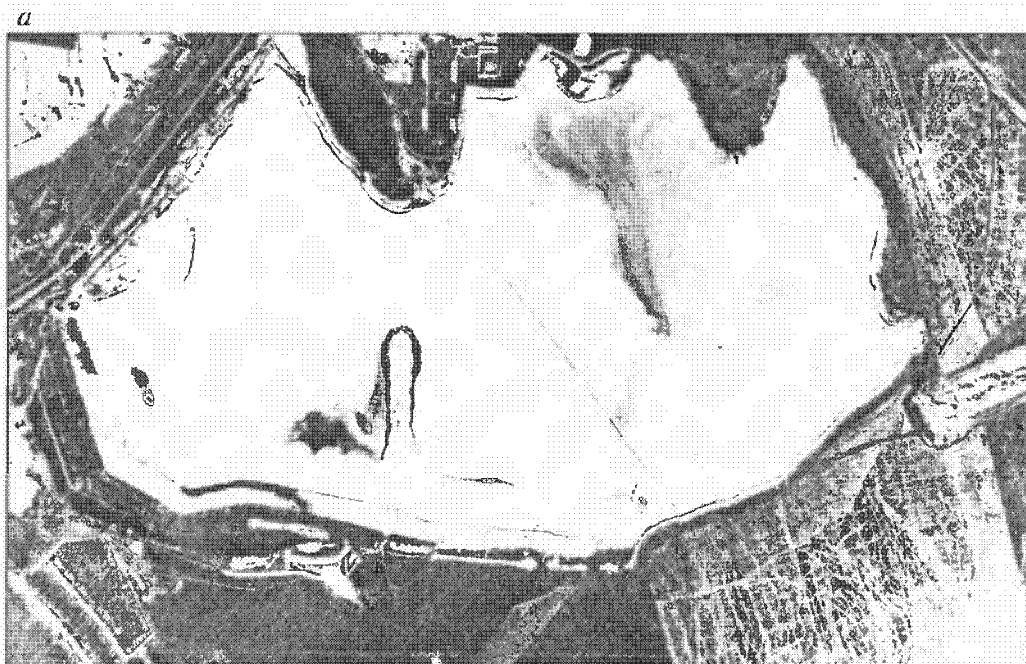
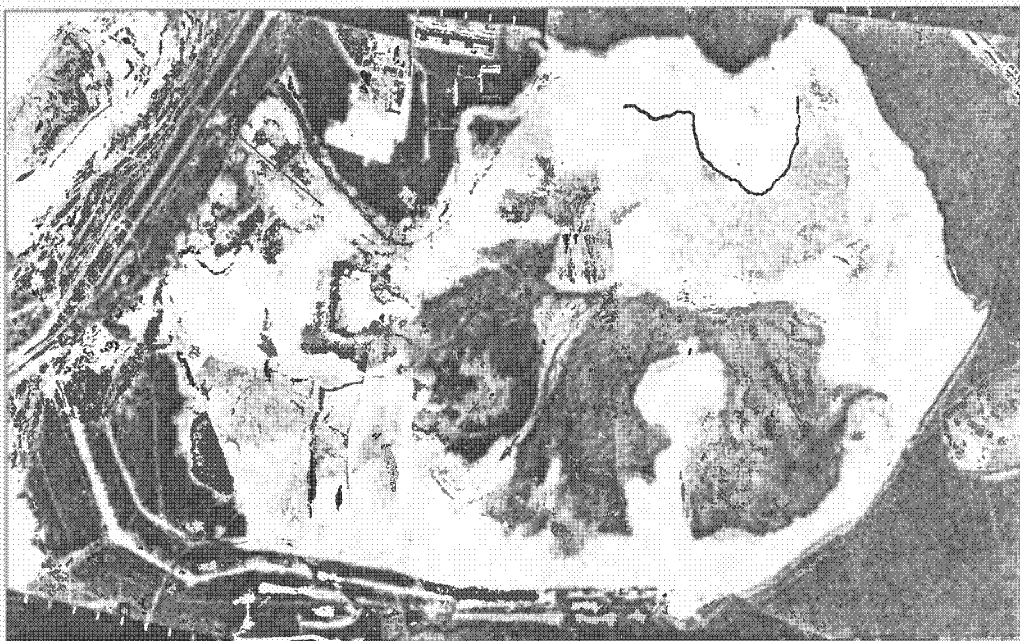
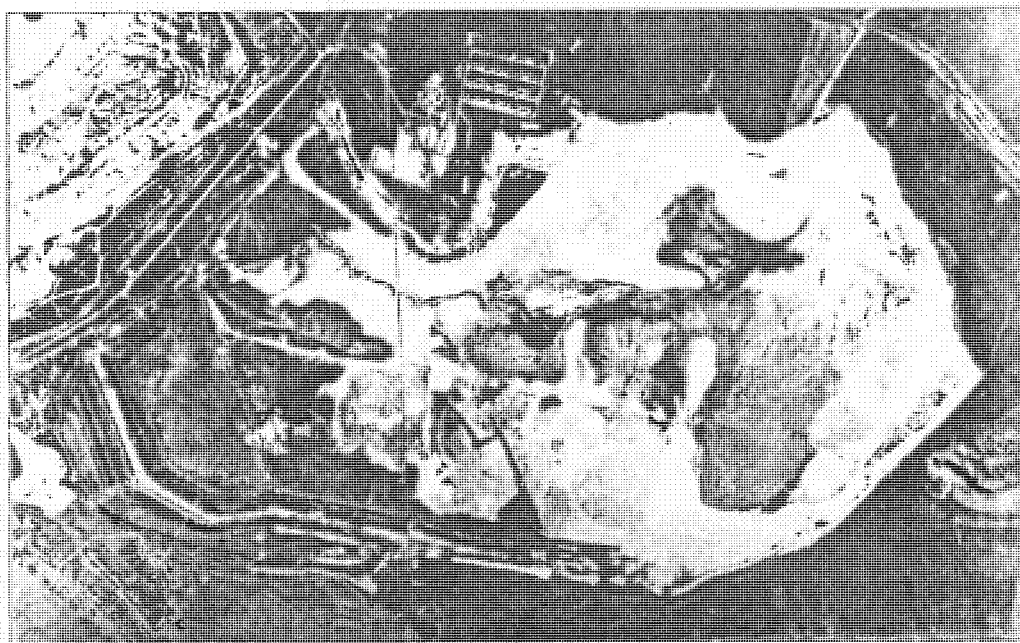


Рис. VI.8. Намыв дренажных элементов на гидроотвале «Березовый Лог»:
a — формирование I дренажной призмы (1976 г.); *б* — продолжение намыва I и начало намыва II дренажных призм, намыв чернозема на участке I секции (1979 г.); *в* — продолжение формирования I, II и начало намыва III дренажных призм, намыв отсечных призм в I и II секциях (1981 г.); *г* — рекультивированная территория гидроотвала (1983 г.)

8



2



Окончание рис. VL8

Концевой участок намывного пульпопровода, работающий в зоне наибольших осадок намывной поверхности, монтировали на свайных опорах с применением шаровых шарниров. Длину этого участка (число звеньев инвентарных труб) устанавливали в зависимости от мощности и несущей способности неконсолидированной толщи. В процессе намыва на дренажной призме через 100 м устанавливали реперы для контроля за ее осадками. В ходе намыва фиксировали выдавливание глинисто-меловых пород в боковых и торцовых зонах призмы. Намыв сопровождался осадками поверхности, имеющими различный по интенсивности характер. Вновь формирующаяся при намыве песчаная пригрузка вызывала образование ряда видимых циркообразных террас с уклоном в сторону движения пульпы.

В отличие от весьма динамичного характера осадок конуса намыва осадки сформировавшейся призмы имели спокойный характер и фиксировались лишь инструментально.

Необычными деформациями отмечался намыв дренажной призмы в зимний период при подаче песчаной пульпы на мерзлый слой, придающий поверхности неконсолидированной толщи временную, однако достаточно высокую несущую способность. В летний период продвижение конуса намыва сопровождалось более или менее упорядоченными осадками, что создавало условия для формирования призмы из однородного материала без перемешивания с глинисто-меловыми породами. В зимний период накопление значительных масс песка на корке мерзлого грунта с последующим внезапным ее разрушением сопровождалось зацементированием некоторой части тонкодисперсных грунтов и прорывом их сквозь слой песка на поверхность по периферии конуса с образованием своеобразных грифонов, которые действовали, не замерзая, в течение 3-х мес. после окончания намыва. Температура воздуха в этот период достигала — 25 °С.

Пьезодинамометрами конструкции Гидропроекта, установленными в неконсолидированной толще под призмой и сбоку от нее, фиксировали наличие и последующее рассеивание избыточного давления воды в порах грунта. Повторный намыв призмы сопровождался новым ростом и последующим снижением избыточного давления.

Безопасность работ по намыву плавающей дренажной призмы обеспечивалась строгой регламентацией действий обслуживающего персонала.

Специальной инструкцией в качестве основной меры безопасности предусматривалось расположение людей и оборудования вне зоны интенсивных деформаций.

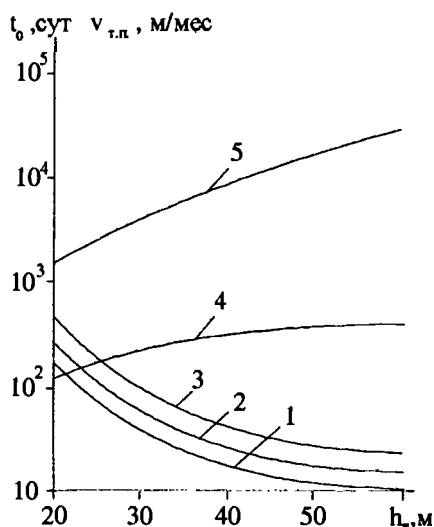
Реализация предложенной технологии базировалась на результатах инженерно-геологического районирования территории гидроотвала «Березовый Лог». Оси дренажных призм, разделяющих ядерную зону на секции, приурочены к границам инженерно-геологических участков и подучастков. С учетом установленной зондированием и прогнозными расчетами необходимости форсирования консолидации глинисто-меловых грунтов в центральной части второй секции по рекомендации специалистов МГГУ сооружена дренажная призма № 3. Дренажные призмы — основные связующие элементы дренажной системы — предназначены для размещения на них оборудования и пульпопроводов, необходимых для перекрытия фильтрующими подушками, суглинками и черноземом карт рекультивации. Между дренажными призмами, примыкающими к песчаной ограждающей дамбе, намывали отсечные призмы, оконтуривающие карты рекультивации. Аэрофотоснимок на рис. VI.8, 2 отражает завершающий этап намывных работ по подготовке гидроотвала к рекультивации (1983 г.).

Расчеты уплотнения и несущей способности намывного массива позволили определить продолжительность периодов «пассивного» $t_0^п$ (без применения специальной технологии намыва) и «активного» $t_0^а$ (с применением дренажных элементов) «отдыха» гидроотвала до достижения нормативной несущей способности. При обосновании режима возведения дренажных призм максимальную скорость подвигания торца намывного пульпопровода $V_{т.п}$ устанавливали по условию обеспечения несущей способности слоя мощностью h_p в подошве призмы, погруженной в тонкодисперсные грунты. Величина h_p определяется глубиной залегания нижней границы области предельного состояния тонкодисперсных грунтов. На рис. VI.9 представлены зависимости t_0 и $V_{т.п}$ от мощности ядерной зоны h_y для II секции гидроотвала. Возведение намывного основания позволило завершить подготовку к рекультивации I и II секций гидроотвала общей площадью около 500 га.

Для «пассивного отдыха» намывного массива потребовалось бы свыше 30 лет.

Рис. VI.9. Зависимости скорости продвижения торца пультпровода $V_{т.п}$ и продолжительности периода «отдыха» намывного массива глинисто-меловых грунтов t_0 от мощности ядерной зоны h_n :

1, 2, 3 — $V_{т.п}(h_n)$ соответственно при скорости намыва V_n — 2; 4; 8 м/год; 4 — $t_0(h_n)$ при $V_n = 4$ м/год; 5 — $t_0(h_n)$ при $V_n = 4$ м/год



С целью обеспечения необходимой скорости перекрытия ядерной зоны ($V_{т.п} = 30$ м/мес.) на участках с низкими прочностными характеристиками и сдачи II секции для дальнейшего использования осуществлено целенаправленное ускорение консолидации намывных масс путем подачи в ядерную зону фильтрующих материалов. Определены объемы фильтрующих материалов (с учетом их реального баланса), обеспечивающие ускорение уплотнения глинисто-меловых пород II и III секций.

Рекомендации по управлению процессами консолидации глинисто-меловых пород и контролю за состоянием намывного массива использованы Укргидропроектом и проектной конторой треста «Энергогидромеханизация» при выполнении технического проекта гидроотвала «Березовый Лог» и технорабочего проекта его рекультивации.

Прогноз и контроль уплотнения тонкодисперсных грунтов в пределах различных участков ядерной зоны с учетом влияния дренирующих элементов позволили выполнить корректировку объема гидроотвала и обосновать увеличение его общей вместимости до 250 млн m^3 . Предупреждение эрозионных процессов на восстановленной территории осуществлялось корректировкой отметок заполнения гидроотвала с учетом развития осадок намывного массива.

Форсирование консолидации наименее уплотненного тонкодисперсного материала III секции производилось с использованием в качестве пористого штампа отходов рудообогащения Комбината «КМАруда», для чего требовалось выполнить наращивание дренажной призмы № 2 на 10—12 м. Укладка хвостов обогащения в III секции оказала интенсивное уплотняющее воздействие на тонкодисперсные грунты. Рекульти-

вация поверхности хвостохранилища в III секции не исключает дальнейшего использования складировемых отходов обогащения при совершенствовании техники и технологии их переработки. Реализация этого мероприятия отвечает действующим требованиям к охране недр и окружающей среды.

Созданию разделительной дамбы на дренажной призме № 2 на границе II и III секций предшествовало обоснование высоты ее наращивания с учетом нестабилизированного состояния глинисто-меловых грунтов. В связи с необходимостью ускоренной рекультивации территории гидроотвала максимальное превышение гребня разделительной дамбы над отметками заполнения гидроотвала составило около 6 м и складирование отходов рудообогащения было перенесено в другую емкость.

С целью ускорения водооборота при укладке тонкодисперсных грунтов специалисты МГГУ совместно со специалистами треста «Энергогидромеханизация» в развитие рассмотренной ранее конструкции намывного основания предложили его разновидность, предусматривающую возведение соединенной с «плавающими» дренажными элементами разделительной дамбы (на естественном основании) и создание внутреннего прудка (рис. VI.10). При этом устраняется необходимость создания внешнего прудка и сокращается площадь отчуждаемых земель. Реализация предложенного способа формирования гидроотвала возможна на действующем гидроотвале меловых грунтов Лебединского ГОК, а также на ряде других объектов. На рис. VI.11 представлены графики $t_0 = f(h_{\text{я}})$ и $V_{\text{т.п}} = f(h_{\text{я}})$ для сложенной меловыми грунтами ядерной зоны гидроотвала в «Балке Чуфичева».

Технология создания системы намывных дренажных элементов во внутренних зонах гидроотвалов, сложенных тонкодисперсными грунтами, обеспечивает ускорение водооборота благодаря форсированию консолидации намывных массивов. Из-за наличия сети дренажных элементов, создаваемых с использованием песка, золошлаков ТЭЦ, отходов обогащения и других фильтрующих материалов, значительно сокращаются пути фильтрации поровой воды в слабopоницаемых намывных толщах. В приоткосной и промежуточной зонах вода отжимается к дренажным элементам и затем через откосные сооружения поступает во внешние дренажные каналы и пруды-аккумуляторы.

Объем воды $V_{\text{в}}$, отжимаемой из пор тонкодисперсных намывных грунтов, ориентировочно можно определить с учетом

Рис. VI.10. Формирование гидроотвала с внутренним прудом-аккумулятором:

1 — фильтрующие линзы; 2 — внешняя ограждающая дамба; 3 — внутренний пруд-аккумулятор; 4 — разделительная дамба; 5 — намывные тонкодисперсные грунты; 6 — фильтрующее ядро; 7 — фильтрующий слой, соединяющий плавающую дренажную призму и разделительную дамбу; 8 — естественное основание

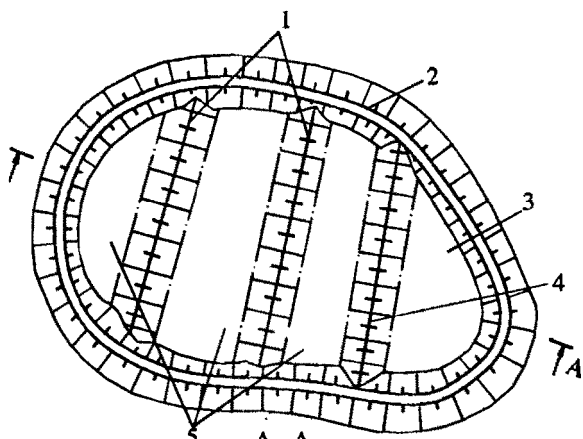
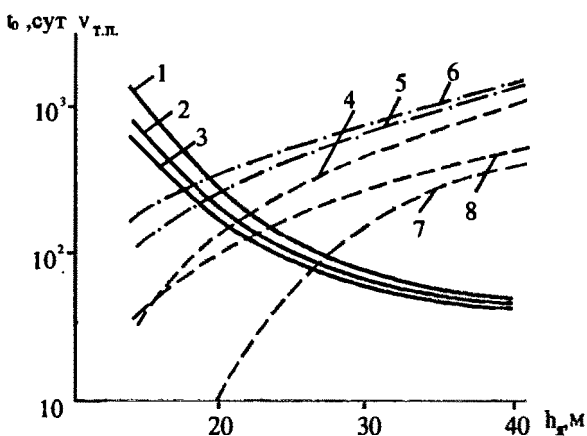
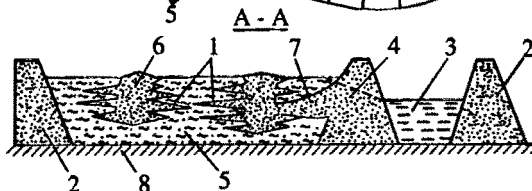


Рис. VI.11. Зависимости скорости подвигания торца пульпопровода $V_{т.п}$ (м/мес) и продолжительности периода «отдыха» намывного массива меловых грунтов t_0 (сут) от мощности ядерной зоны $h_{я}$:

1, 2, 3 — $V_{т.п}(h_{я})$ соответственно при V_n — 2; 4; 8 м/год; 4, 5, 6 — $t_0^p(h_{я})$ соответственно при V_n — 2; 4; 8 м/год; 7, 8 — $t_0^a(h_{я})$ соответственно при V_n — 4; 8 м/год.



влияния дренажных элементов через осадки $S(t)$ намывного массива (по отдельным секциям или картам площадью F_i):

$$V_w = S(t) F_i,$$

где $S(t)$ — общая осадка намывного массива на расчетный момент t (определяется способом суперпозиции с помощью формул степени уплотнения для слоя переменной мощности с учетом нагружения этого слоя дренажными элементами).

Создание системы дренажных элементов во внутренних зонах гидроотвалов способствует улучшению водооборота и позволяет сократить затраты на подпитку гидроустановок свежей водой в объемах, измеряющихся миллионами кубических метров. Поэтому применение специальной технологии формирования гидроотвалов имеет также большое значение с позиций охраны водных ресурсов горно-промышленных районов.

На ряде гидроотвалов разрезов Кузбасса форсирование консолидации намывных тонкодисперсных толщ возможно путем целенаправленной укладки гидравлическим способом отходов обогащения угля в крутонаклонных сепараторах.

Углеобогажительные установки КНС-108 и КНС-54 смонтированы в районе гидроотвала «Прямой Ускат» для обогащения угля, доставляемого железнодорожным транспортом из разрезов «Новосергеевский» и «Краснобродский», и около гидроотвала «Бековский» разреза им. 50-летия Октября. При общем годовом объеме переработки разубоженных углей 1200 тыс. т выход отходов достигает 770 тыс. т/год. Усредненный гранулярный состав отходов углеобогащения характеризуется следующим содержанием фракций: 0—3 мм — 10 %; 3—25 мм — 50 %; 25—50 мм — 20 %; свыше 50 мм — 20 %. В результате топографической съемки поверхности намыва отходов углеобогащения установлено, что уклоны намыва этих материалов изменяются в пределах 1:25—1:15. Оценка фильтрационных свойств отходов произведена для наиболее тонкой фракции (до 5 мм). Установлено, что при изменении уплотняющего давления $q = 0,4$ МПа коэффициент фильтрации варьирует в пределах $K_f = 0,25 \div 0,1$ м/сут. Плотность общей массы отходов составляет около 1,8 т/м³. Полученные минимальные значения коэффициента фильтрации позволяют рассматривать отходы углеобогащения в качестве фильтрующего материала.

Принципиальная схема формирования дренажной призмы из отходов углеобогащения и ее поперечный разрез представлены на рис. VI.12. Отходы углеобогащения могут также использоваться при создании намывных упорных призм. Общая схема возведения дамб обвалования из намывных отходов углеобогащения показана на рис. VI.13.

Зависимости для определения продолжительности периодов «отдыха» t_0 и скорости подвигания призмы $V_{т.п}$ в тонкодисперсных толщах гидроотвалов Кузбасса представлены на рис. VI.14.

Максимальная продолжительность периодов с момента окончания намыва гидроотвалов до начала работ и последующего эффективного использования намывных территорий (периоды «отдыха») без проведения мероприятий по форсированию консолидации массивов тонкодисперсных грунтов мощностью до 50 м для пляжных и ядерных зон достигает соответственно 10 и 20—25 лет.

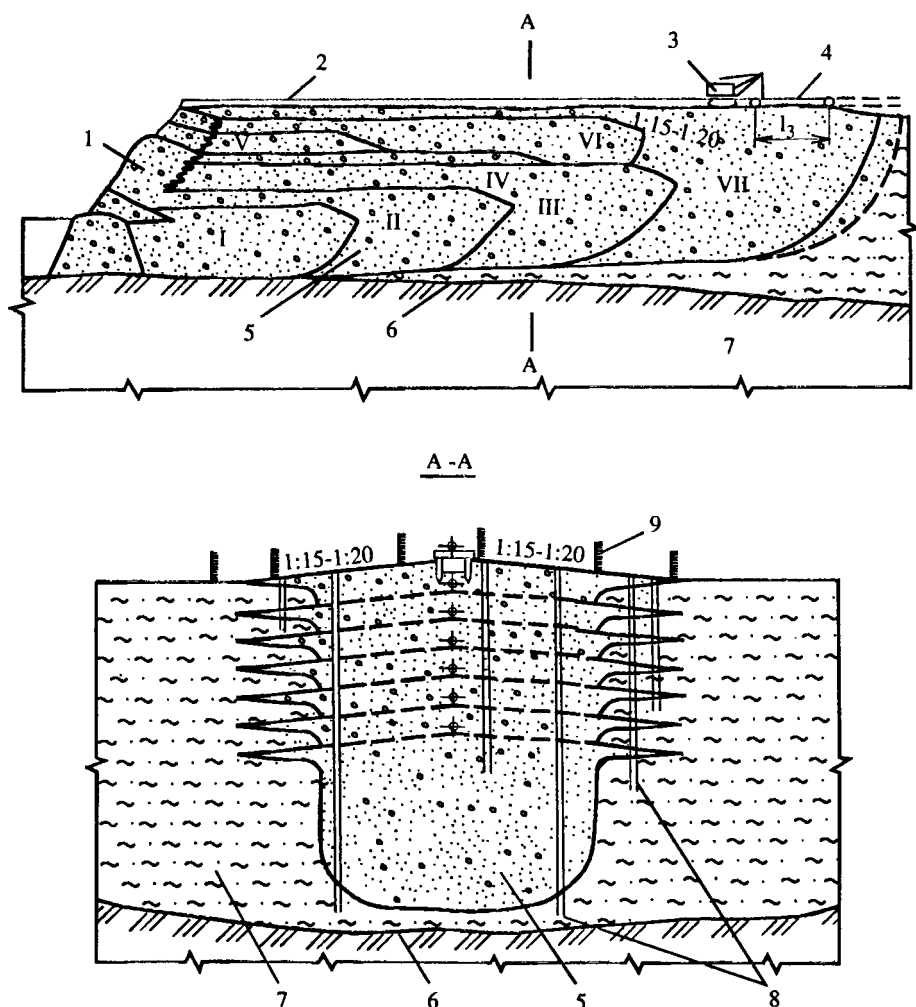


Рис. VI.12. Принципиальная схема формирования дренажной призмы из отходов углеобогащения:

I—VII — этапы формирования призмы; 1 — дамба гидроотвала; 2 — пульпопровод; 3 — подъемный кран; 4 — звено пульпопровода длиной l_3 ; 5 — отходы углеобогащения; 6 — основание; 7 — намывные глинистые грунты; 8 — пьезометры; 9 — реперы

Предложенная технология формирования дренажных элементов обеспечивает повышение объема складированной гидровскрши на 10—15 % и сокращение продолжительности «отдыха» различных зон гидроотвалов до 1—5 лет.

Плотность сети дренажных элементов устанавливают с учетом направления дальнейшего использования территорий гидроотвалов: для размещения сухих отвалов создают лишь разделительные дренажные призмы, служащие опорными полосами для перемещения транспортного и отвального оборудования;

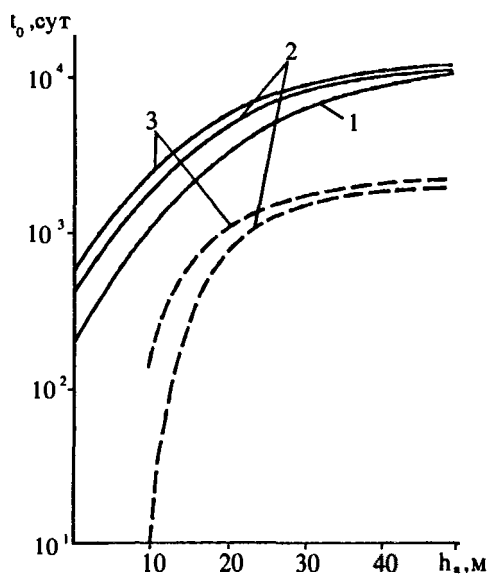


Рис. VI.13. Зависимости k_f (сплошные) и k_f^a (пунктирные) от h_n для намывных массивов глинистых грунтов ядерных зон (Кузбасс):

1, 2, 3 — соответственно при V_n — 1; 2; 4 м/год

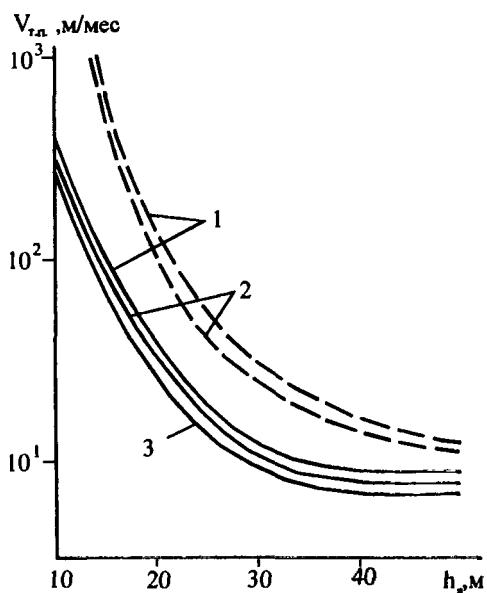


Рис. VI.14. Зависимости $V_{т.п.}$ от h_n для пляжных (пунктирные) и ядерных (сплошные) зон гидроотвалов Кузбасса: 1, 2, 3 — соответственно при V_n — 4; 2; 1 м/год

при подготовке гидроотвала к рекультивации — разделительные и отсечные призмы, фильтрующие подушки. Отметки заполнения гидроотвала принимают с учетом установленных остаточных осадок намывного массива, т. е. формы и размеров мульды оседания, образующейся при уплотнении тонкодисперсных грунтов под действием их собственной массы и дополнительных внешних нагрузок от дренажных элементов и отвальных насыпей. Формирование выпуклой поверхности гидроотвала позволяет исключить развитие эрозионных процессов после завершения рекультивационных работ.

Объектами применения новой природоохранной технологии формирования намывных массивов являются гидроотвалы действующего Михайловского и перспективного Чернянского горно-обогатительных комбинатов КМА. Для этих объектов совместно с проектной конторой «Гидромехпроект» разработаны проектные решения, реализация которых обеспечивает повышение вместимости сооружений и ускоренный ввод в действие их территорий для последующего народнохозяйственного использования.

Применение новой технологии возведения гидроотвалов перспективно также и для намывных объектов Талдинского угольного разреза в Кузбассе (генпроектировщик — Сибгипрошахт). Общий объем рыхлой вскрыши в пределах карьерного поля составляет 350 млн м³. В соответствии с календарным планом горных работ выемка наносов должна осуществляться в первые годы. Так, например, при разработке участков «Западный-73» и «Западный-86» наносы в объеме 80—90 млн м³ должны быть отработаны в первые 10—15 лет. Укладка наносов экскаваторами во внутренних отвалах приведет к существенному ухудшению их устойчивости, так как при дальнейшем наращивании отвалов глинистые грунты будут нагружаться полускальными породами.

В 1997—1999 гг. МГГУ совместно с проектной конторой «Гидромехпроект» была выполнена проектно-исследовательская работа, посвященная корректировке проекта гидроотвала разреза «Талдинский» и обоснованию предлагаемых новых проектных решений.

В скорректированном проекте предусматривается отработка способом гидромеханизации 42 млн м³ вскрышных пород за 9 лет при складировании гидровскрыши в гидроотвале первой очереди, расположенном в логу «Еланный Нарык» в 2 км южнее центрального участка разреза. Создание емкости для гидроукладки вскрыши осуществляется путем отсыпки двух ограждающих дамб (плотин). Ложе гидроотвала разделяется транспортными дамбами на основную часть и три отрога.

Предложены новые проектные решения по гидротранспорту пульпы с повышенным кпд, осветлению воды и организации работ по гидроотвалообразованию. Предлагаемая схема размещения породы в гидроотвале позволяет сократить потребность в перекачивающих станциях и удешевить работы, обеспечить полное использование емкости гидроотвала и безопасность работ (у плотин формируется пляжная зона).

В соответствии с проектом, на заключительной стадии намыва гидроотвала будет сформирован техногенный массив, сложенный неуплотненными водонасыщенными грунтами максимальной мощностью свыше 45 м.

Расчеты показывают, что после окончания намыва массив гидроотвала будет обладать следующими свойствами:

- степень уплотнения $U = 0,1+0,6$;
- несущая способность $P_{\text{доп}} = 0,05+0,1 \text{ МПа}$;
- время «отдыха» (до достижения несущей способности $P_{\text{доп}} = 0,15 \text{ МПа}$) до 40—45 лет.

Из расчетов следует, что намывной массив при его «пассивном» отдыхе недоступен для проведения рекультивационных работ в течение десятилетий. После формирования намывного массива возникает новый техногенный рельеф, значительно отличающийся от природного. Все это в совокупности ухудшает экологическую обстановку в районе размещения гидроотвала.

С целью уменьшения отрицательного влияния гидроотвала «Еланный Нарык» на окружающую среду и повышения эффективности гидроотвалообразования целесообразно проведение следующих мероприятий:

1) создание в ложе массива подстилающей дренажной подушки или сети гидравлически связанных дренажных насыпей из полускальных пород вскрыши мощностью до 0,5 м;

2) расчленение намывного массива дренажными линзами из фильтрующего материала, непосредственно примыкающими к упорной дамбе;

3) попеременный намыв вскрышных пород из верховьев гидроотвала и упорной дамбы с оттеснением прудка-отстойника к центру сооружения, обеспечивающий переслаивание грунтов ядерной и пляжной зон и исключение «мертвых» зон в отрогах балки.

Расчеты показывают, что выполнение предложенных мероприятий позволяет добиться значительного увеличения плотности укладки намывных пород и ускорения их консолидации, снизить землеемкость сооружения, подготовить намывной массив к ускоренной рекультивации и создать техногенный рельеф, близкий к природному, что, в конечном итоге, значительно уменьшает отрицательное влияние объекта на окружающую среду.

Создание дренажной подушки из фильтрующих пород полускальной вскрыши позволит уменьшить путь фильтрации отработанной воды и повысить степень уплотнения грунтов U до 0,3—0,8 с соответствующим увеличением несущей способности. Время «отдыха» гидроотвала снизится более чем в 2 раза. Отсыпка дренажных элементов (линз) в пляжной зоне гидроотвала на конечном этапе его формирования позволит,

как показывает опыт, увеличить угол откоса дамбы, несущую способность намывных грунтов до нормативных значений ($\geq 0,15$ МПа в пределах влияния дренажных элементов) и производить рекультивацию пляжной зоны практически сразу после окончания намыва.

Предварительные расчеты показывают, что включение в проектные решения указанных предложений позволяет не только уменьшить период между окончанием намыва гидроотвала и его рекультивацией до 5—8 лет, но и увеличить его емкость за счет дополнительного складирования около 1,0 млн м³ полускальных пород вскрыши и 0,7 млн м³ наносов за счет более плотной укладки гидровскрыши и увеличения угла откоса упорной дамбы.

Реализация в проекте строительства разреза «Талдинский» предложений МГГУ по формированию внутренних отвалов полускальных пород и гидроотвалов глинистых грунтов обеспечивает достижение значительного экономического и природоохранного эффекта.

Создание дренажных элементов в намывной толще тонкодисперсных грунтов позволит увеличить полезный объем гидроотвала и быстрее подготовить для последующего сельскохозяйственного использования дополнительные площади.

§ 4. ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОНСЕРВАЦИИ, РЕКУЛЬТИВАЦИИ И ЛИКВИДАЦИИ НАМЫВНЫХ СООРУЖЕНИЙ

К основным задачам геомеханического обеспечения на завершающих стадиях существования намывных горно-технических сооружений относятся:

- оценка устойчивости откосов ограждающих дамб;
- определение степени уплотнения и несущей способности намывного массива;
- установление рациональной формы техногенного рельефа и положения поверхностной дренажной сети в пределах сооружения с учетом остаточных осадок намывного массива.

Примером планомерной подготовки территории намывного объекта к ликвидации служат работы на гидроотвале «Березовый Лог».

Для подготовки документов о ликвидации гидроотвала выполнены следующие основные работы: оценена устойчивость дамб гидроотвала; определен осадок намывного массива; выполнено зондирование прудковой зоны с помощью комбинированных зондов для определения сопротивления намывных отложений сдвигу и пенетрации, а также величины порового давления в намывном массиве.

Расчеты устойчивости дамб выполняются для сопоставления фактического (η_f) и нормативного (η_n) значений коэффициента запаса. В случае, если $\eta_f > \eta_n$, возникает необходимость выполаживания откоса дамбы или его механического укрепления (например, посредством формирования пригрузки низового откоса). Результаты расчетов дамбы гидроотвала «Березовый Лог» по состоянию на 2000 г. приведены на рис. VI.15.

Деформации (осадки) намывного массива мощностью до 75 м определялись с помощью инструментальных наблюдений по продольному и поперечным профилям. Установлено, что за период 1988—2000 гг. осадки практически стабилизировались на всей территории гидроотвала. Данные зондирования позволили установить несущую способность намывного массива и уточнить характеристики сжимаемости техногенных отложений.

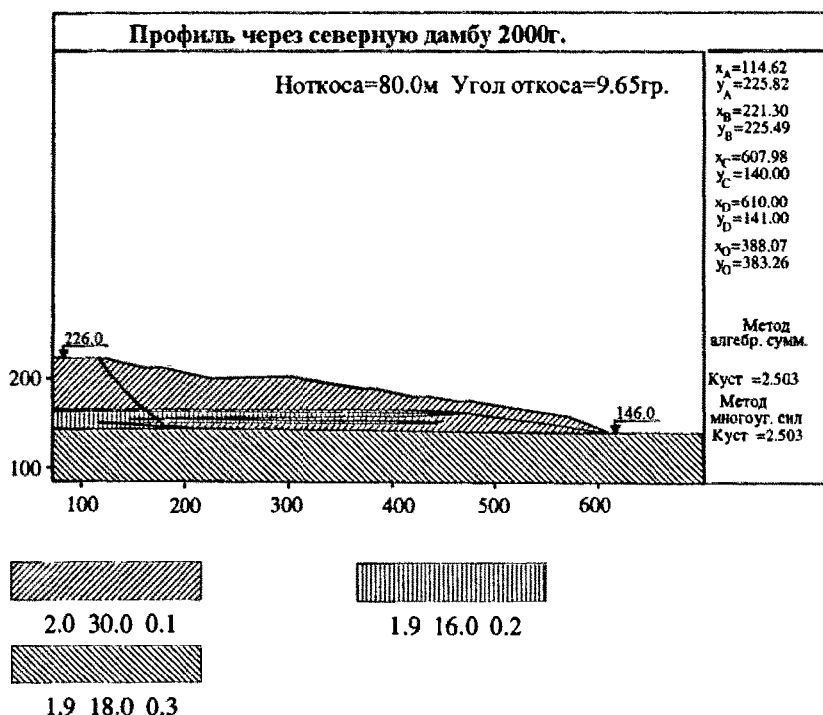


Рис. VI.15. Расчетный профиль северной дамбы гидроотвала «Березовый Лог»

Комплекс маркшейдерских и инженерно-геологических работ обеспечил получение необходимой информации для составления проекта ликвидации гидроотвала и его рекультивации.

В третьей секции гидроотвала, где намывной массив сложен тонкодисперсным материалом ($d < 0,005$ мм), осадки техногенной толщи мощностью до 30 м за указанный период составили до 2,5 м (рис. VI.16).

С целью предупреждения эрозионных процессов на восстанавливаемой территории данные мониторинга осадок техногенных массивов используются для прогнозных расчетов остаточных осадок, величины которых учитываются при формировании слабовыпуклого (обеспечивающего беспрепятственный сток дождевых и талых вод) техногенного рельефа и определении положения и глубины сети дренажных каналов.

При расчетах осадок и несущей способности массива гидроотвала учитывалось наличие дренажных элементов в тонкодисперсных намывных отложениях. Расчетная схема дана на рис. VI.17. Степень уплотнения и осадки намывного массива под дренажными элементами — призмами и подушками — определяются

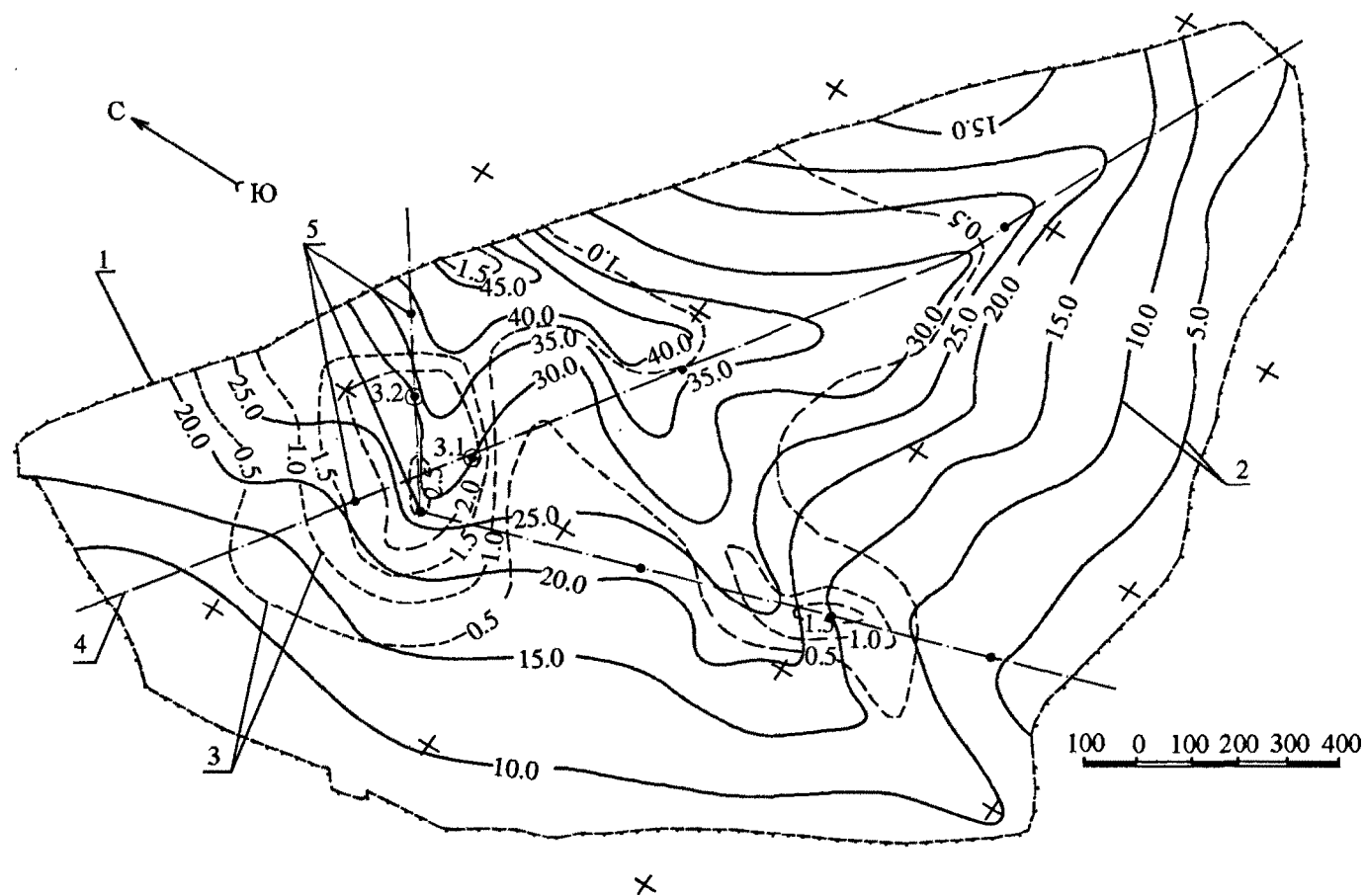
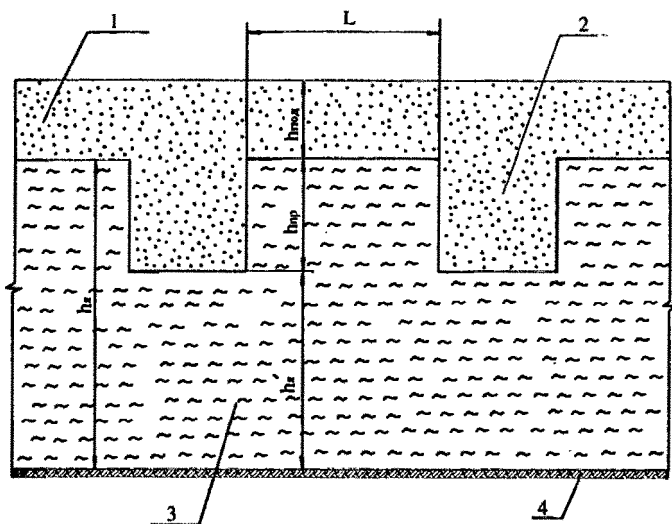


Рис. VI.16. План изолиний мощности и осадок намывного массива III секции гидроотвала:
 1 — ось разделительной дренажной призмы; 2 — изолинии мощности; 3 — изолинии осадок; 4 — инженерно-геологический профиль; 5 — точки зондирования

1, 2 — дренажные элементы;
3 — намытый тонкодис-
персный массив; 4 — осно-
вание



1) уплотнение слоя переменной мощности на водоупоре или дренаже; 2) «отдых» намывного слоя под действием собственной массы слагающих его грунтов; 3) уплотнение слоя мощностью $h'_я = (h_я - h_{пр})$ или $h'_я = (h_я - h_{под})$ под действием постепенно возрастающей нагрузки от призмы или подушки; 4) «отдых» слоя мощностью $h'_я$ под действием внешней нагрузки от песчаной подушки после завершения ее формирования (для случая, когда несущая способность намывного основания $P_{доп} \geq 0,2$ МПа).

При определении общей степени уплотнения U_{Σ} намывно-го основания под дренажными подушками используется решение двухмерной задачи по формуле Н. Карилло:

$$1 - U_{\Sigma} = (1 - U_l) (1 - U_r),$$

где U_n , U_z — степени уплотнения при движении воды соответственно в горизонтальном и вертикальном направлениях.

Характеристики сопротивления сдвигу

$$\varphi = \varphi_3 + (\varphi_K - \varphi_3)U; \quad C = C_3 + (C_K - C_3)U,$$

где U — степень уплотнения; φ_k, φ_3 — угол внутреннего трения при $U = 1$ и $U = 0$; C_k, C_3 — сцепление при $U = 1$ и $U = 0$.

Для обоснования проектных решений по консервации гидроотвала выполнены расчеты уплотнения и несущей способности для внутренних зон гидроотвала в пределах I, II и III секций общей площадью 750 га. В качестве исходных данных для расчетов

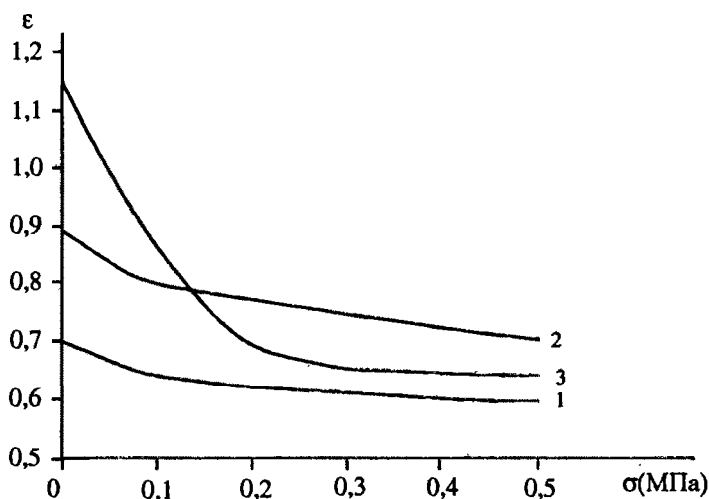


Рис. VI.18. Обобщенные компрессионные кривые намывных грунтов внутренних зон гидроотвала «Березовый Лог»:
1, 2, 3 — соответственно I—III секции гидроотвала

использовались компрессионные зависимости $\epsilon = f(P)$ (рис. VI.18), зависимости коэффициента консолидации C_v ($\text{м}^2/\text{сут}$) от уплотняющей нагрузки q (МПа) и зависимости $\phi(U)$ и $C(U)$, имеющие вид:

- для первой секции —

$$C_v(q) = 0,14 \exp(-0,11q); \quad \phi(U) = 4 + 14U, \text{ градусы}; \\ C(U) = 0,04 + 0,015U, \text{ МПа};$$

- для второй секции —

$$C_v = 0,11 \exp(-0,09q); \quad \phi(U) = 6 + 10U, \text{ градусы}; \\ C(U) = 0,01 + 0,02U, \text{ МПа};$$

- для третьей секции —

$$C_v = 0,06 \exp(-0,13q); \quad \phi(U) = 4 + 12U, \text{ градусы}; \\ C(U) = 0,015 + 0,017U, \text{ МПа}.$$

Суммарные значения степени уплотнения $U\Sigma$ для участков и максимальные остаточные осадки $S_{\text{ост}}^{\text{max}}$ под песчаной подушкой (с минимальной степенью уплотнения) для трех секций гидроотвала приведены в табл. VI.3.

Из приведенных данных следует, что степень уплотнения для намывного массива в пределах всей внутренней зоны гидроотвала $U \geq 0,85$, несущая способность на 2000 г. превышает 0,2 МПа, а максимальная величина остаточных осадок изменяется в диапазоне 0,20—0,4 м.

**Значения суммарной степени уплотнения U_{Σ}
и максимальной остаточной осадки $S_{\text{ост}}^{\text{max}}$
намывного массива гидроотвала
«Березовый Лог» на 2000 г.**

Номер секции	$h_{\text{н}}/h_{\text{п}}$	$U_{\text{верт}}$	$U_{\text{гор}}$	U_{Σ}	$S_{\text{ост}}^{\text{max}}, \text{ м}$
I	60/4	0,521	0,75	0,88	0,27
II	50/4	0,503	0,686	0,845	0,40
III	20/10	0,84	0,42	0,91	0,20
	23/7	0,78	0,42	0,87	0,35

Анализ показал, что благодаря созданию в намывном массиве тонкодисперсных грунтов системы дренажных элементов территория гидроотвала стала доступной практически сразу после его секционного заполнения и к 2000 г. процесс уплотнения намывных отложений I и II секции (площадь около 550 га) общей мощностью 40—74 м практически завершился. Для тонкодисперсных отложений третьей секции (площадь 200 га) мощностью до 45 м за период после завершения намыва (1988—2000 гг.) развивались интенсивные осадки, достигавшие 2,5 м. Зондированием, инструментальными маркшейдерскими наблюдениями и расчетами установлено, что под действием песчаных дренажных призм и пористого штампа из хвостов обогащения степень уплотнения намывного массива увеличилась за 11 лет с 0,62 до 0,91. Максимальные остаточные осадки намывного массива на всей территории гидроотвала по состоянию на 2000 год не превышают 40 см.

Данные многолетних экспериментальных исследований и прогнозных расчетов уплотнения, несущей способности намывных массивов и устойчивости откосных сооружений по методикам кафедры геологии МГГУ свидетельствуют, что несущая способность намывного массива превышает 0,20 МПа на всей территории гидроотвала, а коэффициент запаса устойчивости дамбы высотой более 75 м возрос с 1,85 (1988 г.) до 2,5 (2000 г.). Поэтому гидроотвал «Березовый Лог» было предложено снять с учета как гидротехническое сооружение.

Принципиальное значение имеет поэтапное выполнение рекультивации крупных гидроотвалов, предусматривающее

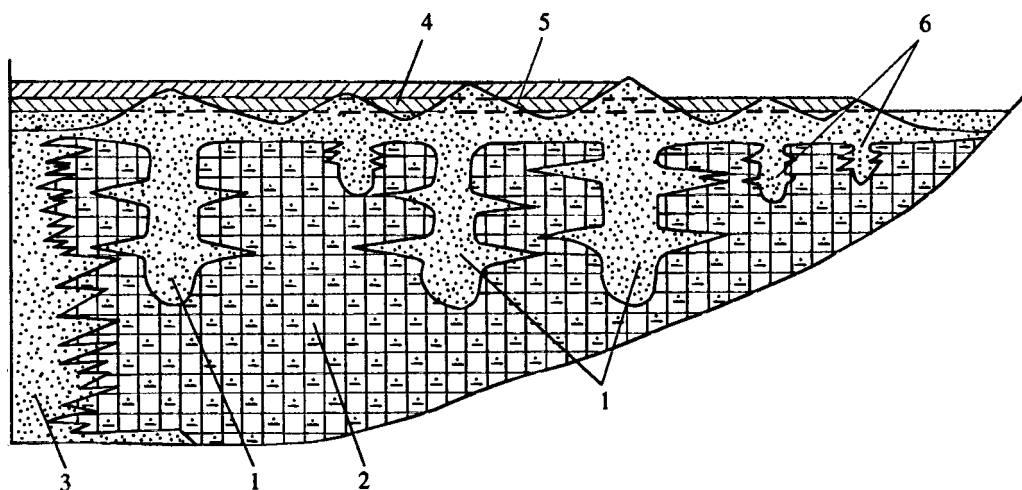


Рис. VI.19. Совмещение укладки гидровскрыши и рекультивационных работ: 1 — разделительные дренажные призмы; 2 — намывные тонкодисперсные грунты; 3 — упорная призма; 4 — намывной плодородный слой; 5 — защитный намывной слой суглинка на песчаной подушке; 6 — отсечные призмы (ограничивающие рекультивационные карты)

одновременное выполнение в различных секциях, ограниченных разделительными дренажными призмами, укладки гидровскрыши и различных стадий рекультивационных работ (рис. VI.19).

После разделения секций с помощью отсечных призм на карты намыва укладывали фильтрующую подушку мощностью 3 м. Намыв подушки осуществляли безэстакадным способом. В качестве материала подушки использовали как пески (около 9 млн м³), так и отходы рудообогащения (более 8 млн м³). Одновременно выполняли работы по горно-технической рекультивации нескольких карт, в которых последовательно укладывали пористый штамп, защитный слой суглинка мощностью до 1 м и слой чернозема мощностью до 0,5 м. Очередность укладки чернозема и планировочных работ с применением колесной и гусеничной техники в различных секциях устанавливали на основе данных прогнозных расчетов несущей способности слоев тонкодисперсных грунтов и оперативного геомеханического контроля с применением аэрофотограмметрической съемки и комплексного зондирования.

В связи с большим количеством подлежащего размещению на площади гидроотвала «Березовый Лог» чернозема возникла необходимость в укладке его гидромеханизированным способом. Для проведения этих работ использовали близко рас-

положенные навалы чернозема, которые разрабатывали гидро-мониторно-землесосной установкой 20Р-11М. Для нужд сельского хозяйства сдано около 700 га земель, засаженных многолетними травами. После окончания рекультивационных работ площадь пахотных земель составила 788 га, прирост — 328 га (под гидроотвал было изъято 460 га пашни).

Проектные отметки заполнения гидроотвала принимали с учетом остаточной осадки S_p , т. е. разности между общей стабилизированной осадкой S_Σ и осадкой на момент завершения намыва,

$$S_p = S_\Sigma (1 - U_\Sigma).$$

Продолжительность периода стабилизации осадок для намывных массивов значительно больше, чем для отвальных насыпей из подобных грунтов. Наиболее интенсивная осадка отвальных насыпей ($\geq 0,8S_\infty$) происходит в первые два года после их формирования. Поэтому считается целесообразным окончательную планировку поверхности отвала осуществлять через два года с последующим нанесением почвенного слоя. Прогноз уплотнения отвальных насыпей осуществляется преимущественно по эмпирическим данным. Рекультивационные работы на поверхности намывных массивов, в пределах которых созданы дренажные элементы, можно начинать практически сразу после завершения намыва сооружений до проектных отметок. Окончательный контур поверхности внутренних зон следует принимать с учетом остаточных осадок, надежно определяемых расчетным путем и необходимых для обеспечения поверхностного стока уклонов.

Организацию поверхностного стока на рекультивированной поверхности осуществляют созданием уклона, а также с помощью вертикальных водосбросных колодцев, ливнестоков, перепадов и т. д.

Однако к 2000 г. не вся восстановленная территория внутренних зон гидроотвала «Березовый Лог» (около 750 га) была вовлечена в сферу сельскохозяйственного использования. Причиной этого является частичное заболачивание, особенно интенсивное в третьей секции площадью около 200 га, в связи с невыполнением проекта рекультивации по созданию поверхностной дренажной сети. Сооружение дренажных канав начато лишь через 3 года после завершения укладки плодородного слоя.

На рис. VI.20 показан план изолиний несущей способности намывного массива III секции гидроотвала «Березовый Лог» на момент завершения формирования намывной толщи (по состоянию на I.I.1988 г.). В пределах исследуемой территории выделен участок с низкой несущей способностью (ниже нормативной, принятой исходя из нагрузки от рекультивационного оборудования, равной 0,15 МПа).

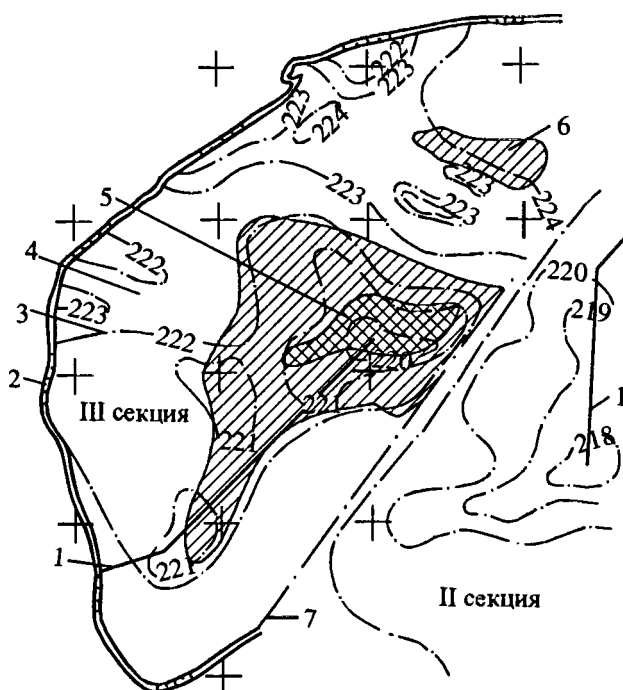
Аналогичным образом проведенное прогнозное (на момент окончания намыва дренажной подушки) районирование территории гидроотвала «Балка Чуфичева» позволило обосновать режим рекультивационных работ.

Неравномерные осадки намывных толщ приводят к образованию пониженных участков техногенного рельефа на восстановленных территориях. Это обуславливает возникновение заболоченных участков, развитие эрозионных процессов, смыв плодородного слоя. Возникновение и развитие подобных инженерно-геологических процессов предупреждали путем организации сети водоотводных канав или создания слабонаклонного (от центра к периферии) рельефа. Исходным материалом для проектирования предохранительных мероприятий служат планы изолиний отметок поверхности намывных массивов на момент стабилизации осадок (см. рис. VI.20). Конечные отметки поверхности намывных массивов определяли путем вычитания величины стабилизированных осадок S_{∞} из проектной отметки поверхности. Возможны два направления формирования техногенного рельефа территорий гидроотвалов. Первое заключается в создании сети ливнеотводных канав, проходящих через участки с минимальными значениями отметок поверхности, второе предполагает создание слабовыпуклой поверхности путем перебива с учетом рассчитанных осадок намывной толщи и водосборной канавы по периметру сооружения.

Анализ расчетных и натурных данных об уплотняемости массива намывных меловых грунтов гидроотвала Лебединского ГОКа в «Балке Чуфичева» показал, что требуемая несущая способность намывного массива ($P_{\text{доп}} = 0,15$ МПа) достигается в ходе создания песчаных дренажных призм и отсечных дренажных дамб, устраняя тем самым необходимость создания фильтрующей подушки. Формирование дренажных призм объемом до 600 тыс. м³ на одну секцию гидроотвала в «Балке Чуфичева»

Рис. VI.20. Карта инженерно-геологического районирования гидроотвала Лебединского ГОК «Березовый Лог»:

1 — оси ливнеотводных канав;
2 — ограждающие элементы;
3 — изолинии поверхности на момент стабилизации намывной толщ; 4—6 — участки с несущей способностью соответственно менее 0,15, 0,15—0,25, более 0,25 МПа; 7 — ось раздельной дамбы № 3



(т. е. в объеме перемыка с учетом остаточных осадков) обеспечивает возможность эффективной укладки суглинка и беспрепятственного производства рекультивационных работ.

Для сокращения сроков отчуждения земель в пределах балки Чуфичева выделено три секции, в которых складирование гидровскрыши и рекультивацию осуществляют поэтапно. При этом учитывали площадь и ценность изъятых земель, длительность отчуждения, ценность и площадь рекультивированных территорий.

Профиль рекультивационного яруса должен обеспечить перехват сточных вод с прилегающих территорий для предотвращения водной эрозии, а также исключить образование застойных зон (благодаря стоку ливневых и паводковых вод) и смыв плодородного слоя. Требуемый уклон поверхности $0 < i < 3^\circ$.

После завершения рекультивации площадь плодородных земель в балке Чуфичева составила 493 га, что на 249 га больше первоначально изъятой площади. Таким образом, вся занятая гидроотвалом площадь становится пригодной для сельскохозяйственного использования.

На рис. VI.21 представлена карта фактического материала и инженерно-геологическое районирование гидроотвала «Шамаровский Лог» Михайловского ГОК. В табл. VI.4 приведены

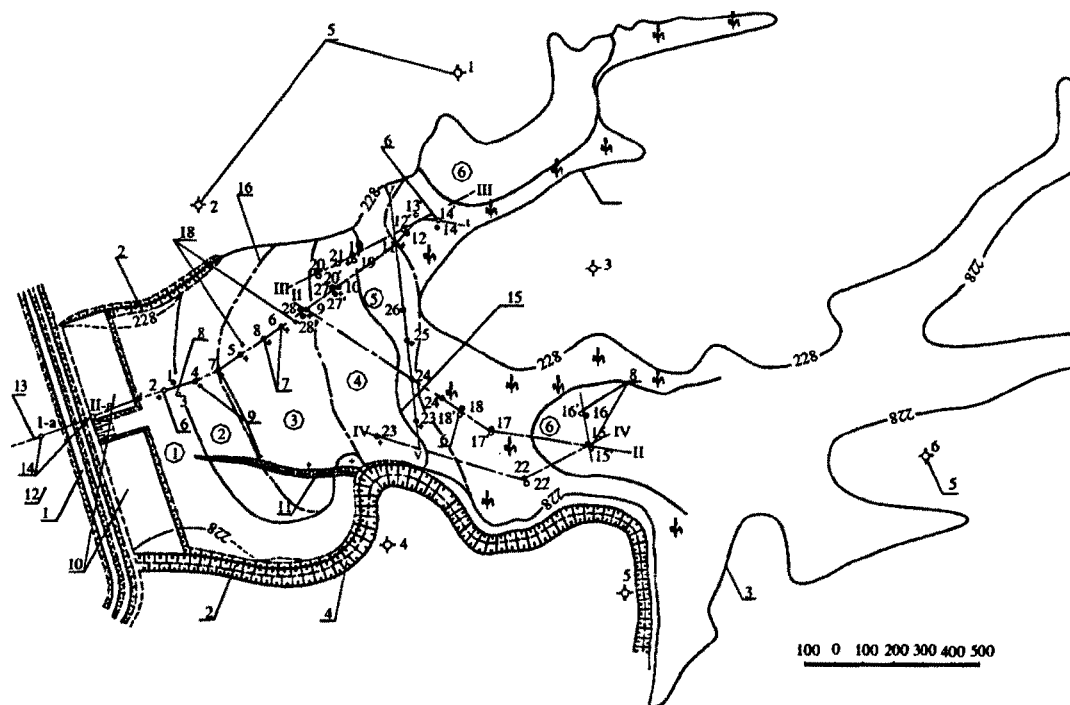


Рис. VII.21. Карта фактического материала для гидроотвала «Шамаровский Лог»:

1 — упорная призма (плотина № 4); 2 — вспомогательные дамбы обвалования; 3 — граница заполнения гидроотвала; 4 — водоотводная канава; 5 — репера; 6 — стационарная наблюдательная скважина; 7 — зондировочные скважины; 8 — инженерно-геологические скважины; 9 — шурфы; 10 — рекультивационная территория гидроотвала; 11 — промоина; 12 — хвостохранилище; 13 — контрольный профиль; 14 — места закладки пьезодинамометров; 15 — границы инженерно-геологических зон; 16 — границы инженерно-геологических участков; 17 — заболоченная часть, заросшая камышом и тальком; 18 — шурфы (07.1999 г.); ① — пляжная зона $U = 1,0$; $P_{\text{доп}} > 0,15$ МПа; ② — пляжно-промежуточная зона $U = 0,85$; $P_{\text{доп}} = 0,1+0,15$ МПа; ③ — промежуточная зона $U = 0,6+0,85$; $P_{\text{доп}} = 0,07+0,1$ МПа; ④ — промежуточно-прудковая зона $U = 0,4—0,6$; $P_{\text{доп}} = 0,05+0,07$ МПа; ⑤ — прудковая зона $U < 0,4$; $P_{\text{доп}} < 0,05$ МПа; ⑥ — зеркало воды.

Прогнозные расчеты уплотнения и несущей способности прудковой зоны (мощность слоя 12,5 м) гидроотвала «Шамаровский Лог»

Год	Степень уплотнения U	Остаточная осадка, м	Допустимая нагрузка на массив $P_{\text{доп}}$, 10^{-1} МПа
1994	0,274	0,44	0,96
1996	0,416	0,35	1,08
1998	0,531	0,26	1,19
2000	0,623	0,21	1,29
2002	0,698	0,17	1,37
2004	0,757	0,14	1,44
2006	0,805	0,11	1,49
2008	0,844	0,09	1,54
2010	0,875	0,07	1,58
2015	0,928	0,04	1,64
2020	0,958	0,02	1,68

результаты прогнозных расчетов уплотнения и несущей способности массива прудковой зоны при мощности намывных отложений 12,5 м.

Расчеты выполнены для случая «пассивного отдыха» намывного массива на водоупоре (т. е. мероприятия по форсированию консолидации намывного массива не проводились).

По методике МГГУ обратным расчетом, используя значения степени уплотнения, определяли коэффициент консолидации C_v ($\text{м}^2/\text{сут}$) в зависимости от уплотняющей нагрузки q (МПа) вида $C_v = C_v^0 e^{-\lambda q}$ для трех внутренних зон гидроотвала: промежуточной — $C_v = 0,05 \exp(-0,06q)$; промежуточно-прудковой — $C_v = 0,038 \exp(-0,09q)$; прудковой — $C_v = 0,025 \exp(-0,14q)$. Для пляжной зоны получен $C_v \geq 0,13 \text{ м}^2/\text{сут}$.

Полученные соотношения использовали при прогнозных расчетах степени уплотнения и несущей способности намывных грунтов во времени.

Программа расчетов позволяет определить степень уплотнения и через нее — установить текущие значения коэффициента сцепления и угла внутреннего трения, текущих и остаточных значений осадок намывного массива, а также допустимых внешних нагрузок на него до момента стабилизации осадок.

Методика оценки несущей способности намывных массивов позволяет определить величину внешних нагрузок и необходимую для уплотнения намывного массива продолжительность его «отдыха».

По результатам исследований в пределах территории гидроотвала «Шамаровский Лог» выделены три основные зоны: пляжная, площадью 58 га; промежуточная (ядерная), площадью 61,5 га, состоящая из трех подзон; прудковая, площадью 166 га, с зеркалом воды площадью 104,5 га (рис. VI.22).

На основании полученных значений степени уплотнения, несущей способности, осадок намывного массива и динамики развития их во времени выполнен комплекс рекультивационных работ для различных зон гидроотвала.

МГГУ совместно с трестом «Энергогидромеханизация» проведено геоморфологическое и инженерно-геологическое обоснование техногенного рельефа и составлен проект рекультивации гидроотвала № 1 разреза «Моховский» (на р. Еловка) с помощью автономного земснаряда. Проект предусматривает выполнение экологических требований по ассимиляции возрожденного рельефа естественным. Выполненная по заявке концерна «Кузбассуголь» работа включала в себя определение уклонов поверхностей балок и долин; расчет параметров каналов для восстановления притоков и русла р. Еловка; инженерно-геологическое районирование намывной территории. Проект сельскохозяйственной рекультивации гидроотвала № 1 предусматривал создание водосборного канала по продольной оси гидроотвала. Намыв гидроотвала, законченный в 1986 г., производили как от дамбы, так и с верховьев, в результате чего в трех рукавах (логах) сформировались прудковые зоны. В соответствии с проектом рекультивации вода оттесняется из этих логов путем намыва в них грунта, взятого из центральной части гидроотвала при сооружении канала земснаряда. МГГУ определены конечные отметки гидроотвала с учетом перепада для создания слабовыпуклого рельефа и произведена оценка несущей способности намывного массива во времени. Таким образом, обеспечена возможность ускоренной рекультивации территории площадью свыше 200 га.

По заявке ОАО «Вяземский ГОК» кафедрой геологии МГГУ было выполнено геомеханическое обоснование размещения оборудования при отгрузке песка потребителю из хранилища отходов

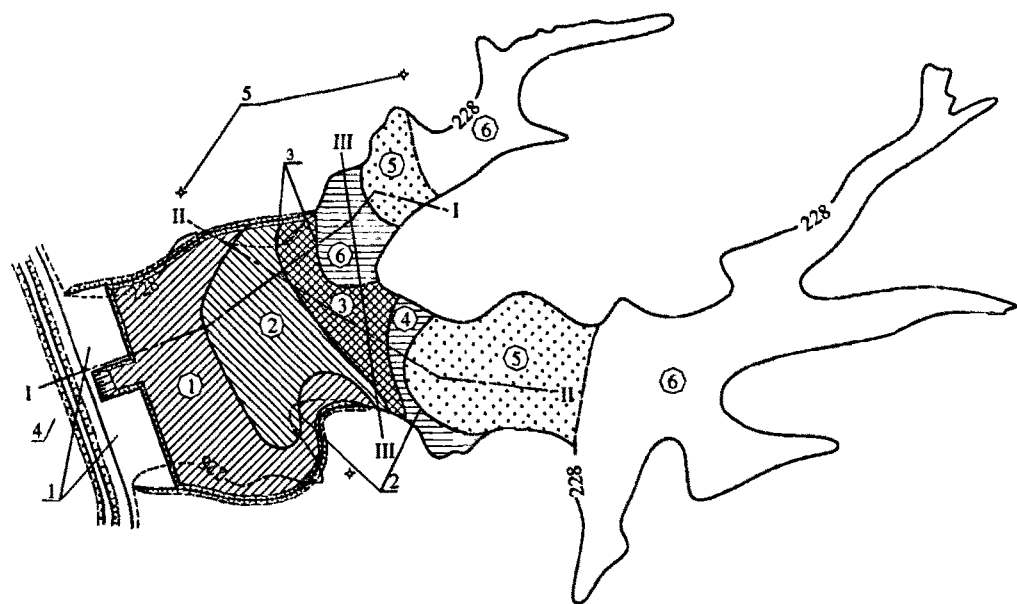


Рис. VI.22. Карта инженерно-геологического районирования территории гидроотвала «Шамаровский Лог»:

1 — рекультивированный участок; 2 — границы между зонами; 3 — границы между участками (подзонами); 4 — хвостохранилище; 5 — пункты маркшейдерского обеспечения; ① — ⑥ — зоны гидроотвала, соответственно: пляжная, пляжно-промежуточная, промежуточная, промежуточно-прудковая, прудковая, водная поверхность

переработки песчано-гравийной массы. Расчетами были определены величина возможного оползневого давления для критического случая подработки откоса и расстояние от оси производящего погружку песка в вагоны экскаватора до нижней бровки откоса.

С использованием материалов специального инженерно-геологического районирования в МГГУ (Ю.В.Кириченко) рассматривалась возможность переноса гидроотвала № 3 разреза «Кедровский» (Кузбасс) в связи с целесообразностью разработки залежи угля в основании отвала с балансовыми запасами около 70 млн т.

Были определены рациональный порядок и параметры забоя земснарядов при отработке намывного массива пляжной зоны гидроотвала и упорной призмы. Разработку намывных грунтов рекомендуется производить в четыре этапа (рис. VI.23). Параметры откосов после окончания разработки гидроотвала на различных этапах определялись путем обратных расчетов устойчивости уступов из условия предельного равновесия. Углы откосов устанавливались путем перебора значений при заданных

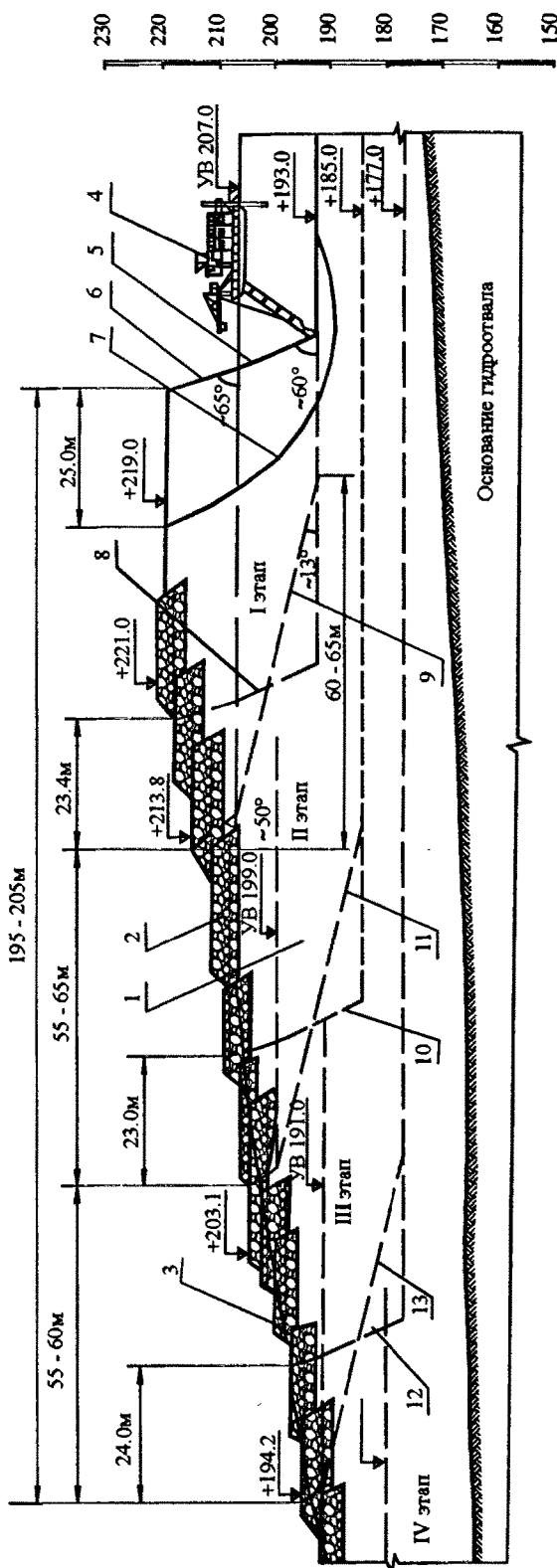


Рис. VI.23. Этапы отработки гидроотвала № 3 разреза «Кедровский» (по Ю.В. Кириченко): 1 — намывные грунты; 2 — упорная призма; 3 — депрессионная кривая; 4 — земснаряд типа 350-50; 5 — подводный уступ забоя земснаряда; 6 — надводный уступ; 7 — расчетная кривая скольжения; 8, 10, 12 — граница отработки соответственно I—III ярусов; 9, 11, 13 — установившийся откос после отработки соответственно I—III ярусов

прочностных свойствах намывного грунта и материала дамб, определенных по результатам инженерно-геологического районирования.

Предлагаемая система отработки гидроотвала № 3 разреза «Кедровский» с целью его переноса позволяет эффективно использовать оборудование гидромеханизации при соблюдении безопасности производимых работ без предварительной специальной подготовки намывного массива (в случае применения сухой техники). Результаты расчетов являются предварительными и для уточнения параметров предлагаемой системы требуются дополнительные инженерно-геологические исследования намывного массива с использованием модификации комбинированного зонда МГГУ.

ГЛАВА VII

**ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ
КОНТРОЛЬ
НА КАРЬЕРАХ**

§ 1. ПРИНЦИПЫ КОНТРОЛЯ

Геомеханический контроль на карьерах проводят с целью получения информации о напряженно-деформированном состоянии пород в массиве, физико-механических свойствах горных пород, устойчивости откосных сооружений, несущей способности естественных и искусственных оснований.

Эффективность контроля зависит от последовательной реализации принципов:

- непрерывности (в ходе многоэтапного процесса построения расчетной модели объекта уровень ее точности возрастает от этапа к этапу);
- адаптации (расчетная модель и контрольная система взаимно приспособляются в соответствии с поступающей информацией);
- обратной связи (эффективность контроля и наблюдений зависит от степени учета требований, вытекающих из предполагаемого напряженно-деформированного состояния массива).

Основные задачи геомеханического контроля:

- установление положения депрессионных кривых в обводненных массивах на различных этапах отработки месторождений;
- регистрация деформаций бортов карьеров и отвалов с помощью наземных инструментальных наблюдений и аэрофотограмметрии;
- определение напряжений в массиве и характера их распределения между минеральным скелетом и поровой водой в водонасыщенных горных породах;
- систематическое определение прочностных, деформационных и водно-физических характеристик горных пород в массиве;
- установление текущих значений коэффициента запаса устойчивости бортов карьеров и отвалов;
- определение скорости смещения пород в откосах по результатам маркшейдерской съемки и сопоставление ее значений с критическими, установленными с использованием аналитических зависимостей.



Рис. VII.1. Методы и задачи геомеханического контроля на карьерах

Достоверная картина «жизни» массива на различных этапах освоения месторождений полезных ископаемых может быть получена в результате обобщения информации о составе, строении, состоянии и свойствах горных пород, составляющих массив, дополняемой результатами лабораторных исследований. В соответствии с принципами управления состоянием бортов карьеров и техногенных массивов измерительная аппаратура должна закладываться в контролируемую среду на стадии разведки месторождения и функционировать после завершения горных работ, обеспечивая тем самым получение представительного комплекса показателей напряженно-деформированного состояния массива в пространстве и во времени.

Использование натурных методов исследований позволяет исключить или существенно снизить влияние факторов, искажающих показатели состояния и свойств пород в образце.

О составе и методах геомеханического контроля состояния бортовых и отвальных массивов дает представление рис. VII.1.

§ 2. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ БОРТОВЫХ МАССИВОВ

Положение уровня воды в бортовых массивах (а также в теле намывных массивов) определяется обычно с помощью пьезометров — труб с перфорированным участком (водоприемником), устанавливаемых в скважинах. Высоту уровня воды в пьезометре регистрируют «хлопушками» или электрическими уровнемерами. Обводненность массива можно контролировать при помощи датчиков-пьезодинаметров, закладываемых в массив по наиболее ответственным профилям.

Визуальные и инструментальные маркшейдерско-геодезические наблюдения фиксируют видимые проявления нарушения устойчивости откосов, характер трещиноватости массива, водопроявления, последствия взрывных работ в зоне их влияния и позволяют получать количественные закономерности деформирования откосов с целью определения скорости, величин деформаций откосов и критической величины их смещений, предшествующих началу прогрессивной стадии деформирования.

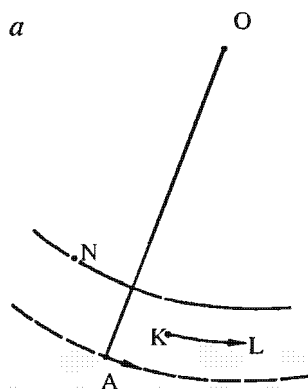
Для оценки эффективности технологии формирования бортов карьеров необходимо сочетание перечисленных методов с аэрометодами.

При геометризации оползневых тел с использованием аэрофотограмметрических съемок выделяются две задачи: съемка видимой поверхности оползня; установление положения поверхности скольжения.

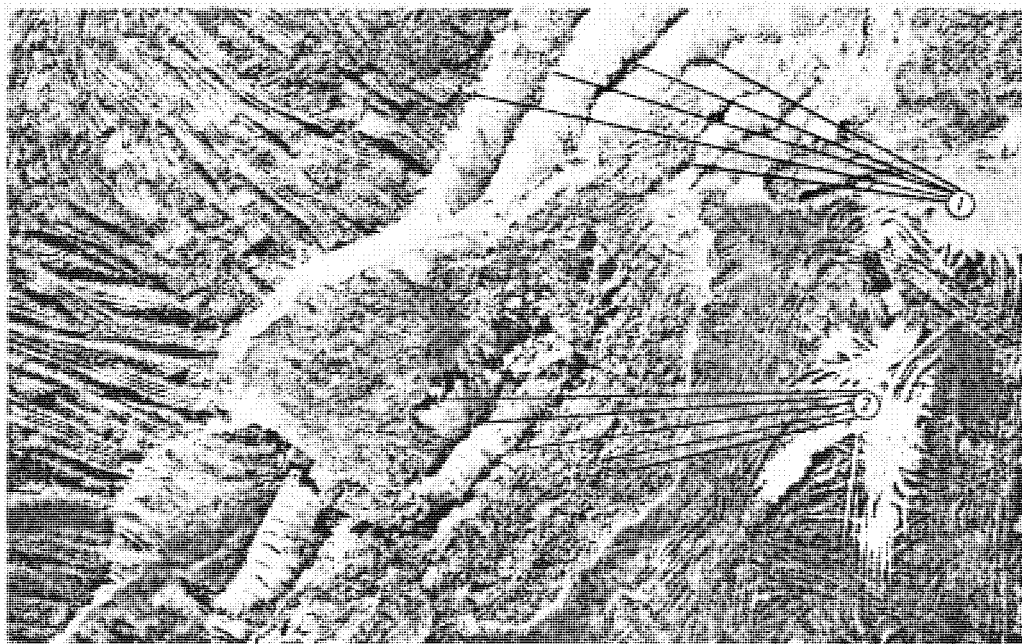
Составление планов или профилей на участках деформаций уступов карьера в крупном масштабе (1:500—1:200) с целью геометризации оползней должно производиться в отдельную стадию. Ей предшествует составление или пополнение плана карьера в масштабе 1:2000—1:1000 для подсчета объемов извлеченной горной массы (по материалам аэрофотосъемки масштаба 1:15000—1:10000).

В случаях, когда откос уступа на большом протяжении по фронту имеет одинаковую форму и характерные гребни, обусловленные постоянством технологии выемки (как, например,

Рис. VII.2. Методика установления положения поверхности скольжения в прибортовом массиве: *a* — параллельность между вектором смещения и отрезком поверхности скольжения (по Г.Л. Фисенко); *N* — точка на поверхности оползневой призмы; *KL* — направление смещения; *b* — аэроснимок оползневого участка уступа (фонды ВИОГЕМ); 1, 2 — соответственно положение бровок до и после оползня



b



при обработке рыхлой вскрыши роторным экскаватором на Михайловском карьере), совмещенный профиль оползня с нанесением всех элементов, необходимых для построения векторов сдвига и следа поверхности скольжения, можно составлять по материалам одной и той же аэрофотосъемки (рис. VII.2).

Наблюдения за деформациями сдвига бортов карьеров необходимо начинать до начала строительства карьера. Предварительно закладывают опорные части наблюдательных станций, находящихся вне зоны влияния деформаций сдвига бортов и разуплотнения массива от выемки горной массы в карьере, при этом наблюдательная станция обычно содержит несколько профильных линий.

Наблюдения на станциях предусматривают периодическое (геометрическое или тригонометрическое) нивелирование реперов и измерения расстояний между ними. Для этих целей используются нивелиры и теодолиты различных типов, компарированные рулетки, инварные проволоки, светодальномеры и фототеодолиты.

В случае совместной и повторной разработки месторождений в систему наблюдений за состоянием откосов включают методы изучения сдвижения горных пород при подземной разработке: глубинные реперы и методы скважинной геофизики. Периодичность наблюдений зависит от интенсивности ведения горных работ, абсолютного смещения и скорости деформирования борта. Инструментальные наблюдения прекращаются в случае затухающего характера деформаций откосов и возобновляются при обнаружении визуальными или упрощенными наблюдениями признаков деформирования горных пород.

Анализ материалов инструментальных наблюдений позволяет: установить зоны максимального сжатия, растяжения, сдвигов, соответствующие наиболее вероятным условиям формирования поверхности скольжения; диагностировать вид оползня или иных деформаций откоса; определить степень опасности деформаций и роль внешних воздействий на устойчивость откосов. По векторам смещений реперов строится поверхность скольжения (рис. VII.3).

Степень опасности развивающихся деформаций откоса определяется по абсолютному (полному) смещению, скорости смещения, предельным относительным деформациям массива и зависимости изменения скорости смещения от времени стояния откосов. В соответствии с представлениями структурной механики грунтов принцип оценки устойчивости откосных сооружений дополняется условием, что лимитируемые предельные деформации происходят с определенной скоростью за ограниченный срок службы окружения. Критическая скорость деформаций сдвига $\dot{\epsilon}_p$ определяется по формуле (II.89). Контроль устойчивости откосов по деформациям предусматривает сопоставление измеренных скоростей смещения с расчетными.

Установление с помощью инструментальных наблюдений контуров оползневых тел и критических (разрушающих) скоростей смещения реперов позволяет выполнить обратные

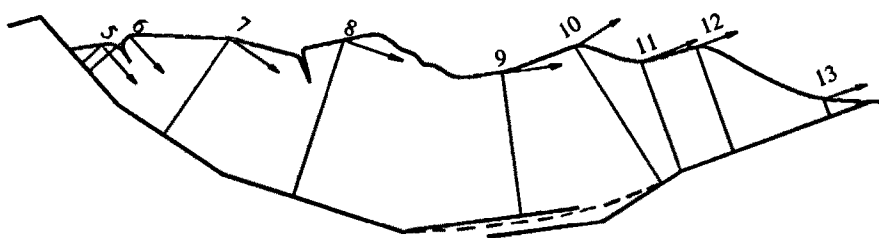


Рис. VII.3. Построение кривой скольжения по результатам инструментальных наблюдений за смещениями реперов (по Г.Л. Фисенко):
5—13 — векторы смещения

геомеханические расчеты для уточнения характеристик сопротивления сдвигу и параметров сдвиговой ползучести (см. формулы II.87, II.89). По значениям измеренных осадок осушаемого массива можно определить надежные характеристики депрессионного уплотнения пород.

На рис. VII.4 показана инженерно-геологическая колонка Восточного борта карьера Михайловского ГОК с характеристиками длительной прочности и сдвиговой ползучести пород бортового массива, полученными из обратных расчетов. Параметры сдвиговой ползучести (δ , η_p) использованы при построении зависимостей $\dot{\epsilon}_{кр} = f(\tau, \sigma_n)$ рекомендуемых для контроля устойчивости уступов глинистых пород (рис. VII.5).

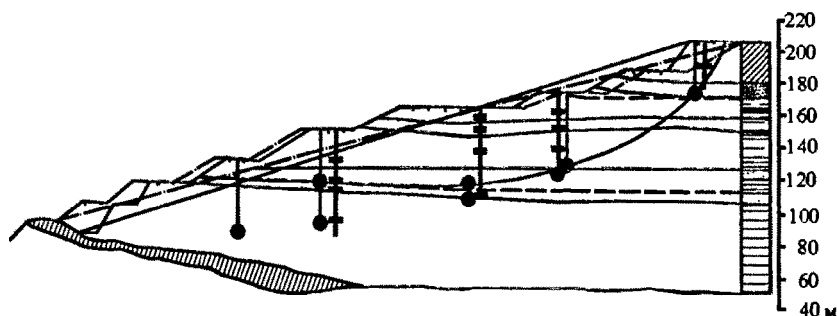
Геофизические наблюдения производятся в комплексе с инструментальными маркшейдерско-геодезическими измерениями и служат для оперативного обнаружения изменений в массиве, влияющих на устойчивость откосов.

Инженерно-геологические и гидрогеологические наблюдения используются с целью контроля состояния неблагоприятно залегающих поверхностей ослабления, регистрации изменения физико-механических свойств массива, установления уровней подземных вод, выявления процессов выветривания и осыпания горных пород.

Для натурных исследований физико-механических и водно-физических свойств пород в массиве применяют прессиометрические, штамповые, пенетрационно-каротажные методы, испытания методом вращательного среза (крыльчатое зондирование), замеры порового давления в глинистых породах и регистрацию оседания породных толщ. Оценку прочностных и деформационных свойств твердых пород в массиве, а также контроль их состояния можно выполнять акустическими методами.

а

м 20 0 20 40 60 80 100м



Условные обозначения

	поверхностные реперы		скважины прессиометрического зондирования		рекомендуемый контур борта карьера
	глубинные радиоактивные реперы		проектный контур борта карьера		статический и динамический уровни подземных вод
	богатые железные руды				

б

возраст пород	литологическая колонка	мощность, м	краткое описание пород	γ тн/м ³	W %	Δ тн/м ³	C_0 кг/см ²	C_2 кг/см ²	ϕ град	T_p лет	η_p кг/см ²	δ мм
Q		15	суглинок лессовидный	1.93	18	2.68	0.32	0.20	29	0.142	0.267	0.85
K_2^{cm}		6	песок разнородный	2.00	22	2.65	-	-	35	-	-	-
$K_1^{пл-тс}$		35	глина песчаная, тугопластичная	2.11	20	2.69	0.43	0.10	20	0.369	0.284	0.94
$J_3^{пл-тс}$		28	глина тугопластичная	2.08	16	2.72	0.75	0.24	16	0.207	0.162	1.00
$J_2^{пл}$		5	песок мелкозернистый	1.90	24	2.76	-	-	35	-	-	-
		10	глина плотная, тугопластичная	2.00	26	2.71	1.30	0.80	22	0.186	0.115	1.00
		5	песок разнородный	1.90	24	2.76	-	-	35	-	-	-
D_3		50	глина песчаная, тугопластичная	2.21	18	2.77	3.00	1.70	12	0.412	0.062	1.00

Рис. VII.4. Геомеханический контроль Восточного борта карьера Михайловского ГОК:

а — принципиальная схема контроля; б — характеристики длительной прочности и сдвиговой ползучести пород бортового массива

Прессиометрический метод основан на принципе измерения радиальных деформаций расширяющейся круговой камеры, помещенной в скважину. Испытания прессиометром относятся к быстрым испытаниям недраенированной породы. Модуль деформации породы определяют по формуле:

$$E = k \frac{\Delta p}{\Delta r},$$

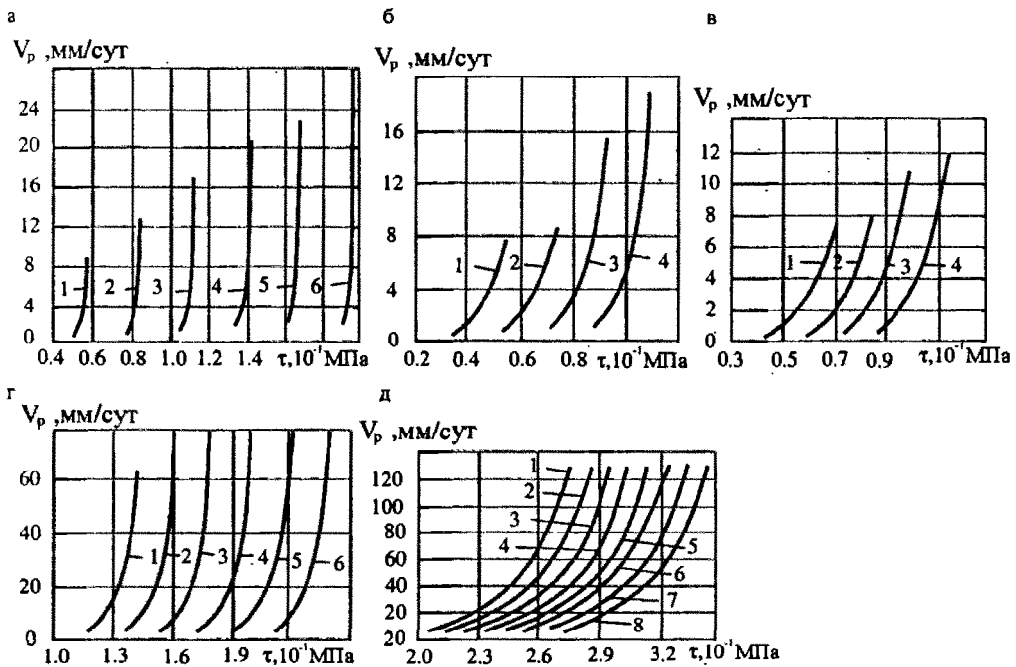


Рис. VII.5. Критические скорости деформаций глинистых пород бортовых массивов карьеров КМА:

а — суглинки четвертичные; б — глины апт-неокомские; в — глины верхнеюрские (волжско-келловейские); г — глины среднеюрские (батские); д — глины девонские; параметры σ_n , МПа: 1—0,05; 2—0,1; 3—0,15; 4—0,2; 5—0,25; 6—0,3; 7—0,35; 8—0,4

где k — показатель, зависящий от параметров установки и коэффициента бокового расширения породы; Δp — изменение давления в камере; Δr — изменение радиальных деформаций рабочей камеры,

или по формуле Лямэ:

$$E = (1 + \mu) a \frac{p}{i}, \quad (\text{VII.1})$$

где μ — коэффициент Пуассона; i — величина абсолютной деформации упругого цилиндра; a — начальный радиус упругого распирающегося цилиндра (скважины).

Параметры прочности устанавливают по формулам:

- при глубине опробования более 5 м —

$$C = \left(\frac{P_t}{P_e} - 1 \right) P_{\text{быт}} \operatorname{tg} \varphi, \quad \varphi + \operatorname{ctg} \varphi = \pi \left(\frac{P_{\text{быт}}}{P_e} + 0,5 \right);$$

- при глубине опробования менее 5 м —

$$\frac{\operatorname{ctg} \varphi + \varphi - \frac{\pi}{2}}{\operatorname{tg}^2 (45 + \varphi/2) \pi} = \frac{P_{\text{быт}}}{P_e}, \quad (\text{VII.2})$$

где $P_{\text{быт}}$ — природное давление; P_e — предел пропорциональности зависимости $i = f(P)$; P_t — предел прочности.

Для определения φ используют номограммы (рис. VII.6).

Прессиометрический метод стандартизован ГОСТ 20276—85, согласно которому предусматривается использование зондов диаметром 76—126 мм в скважинах на глубинах до 20 м при длине камеры зонда не менее четырех ее внешних диаметров. Погрешность измерения радиальных перемещений не должна быть более 0,1 мм в пределах изменения начального диаметра в 1,5 раза, а погрешность измерения, передаваемого на стенки скважины давления, — не более 0,01 МПа. Выполненные сотрудниками МГГУ определения механических свойств четвертичных суглинков (карьер Михайловского ГОК, КМА) при помощи прессиометра Д-76 конструкции НИИОСП показали, что величины сопротивления пород сдвигу близки к показателям, установленным в стабилометрах при неконсолидированно-недренированных испытаниях.

Метод пробных нагрузок используют для оценки несущей способности и модуля деформации пород. Жесткий штамп круглой или квадратной формы загружают возрастающими нагрузками, соответствующими массе сооружения или оборудования, и измеряют осадку. Критическую точку графика деформаций от нагрузки определяют как точку перегиба кривой, при этом для линейного участка зависимость $\Delta h = f(p)$ принимает вид:

$$\Delta h = C_n(p - p_0), \quad (\text{VII.3})$$

где Δh — осадка штампа; p — нагрузка на штамп; p_0 — начальное давление уплотнения, соответствующее величине структурной прочности породы; C_n — коэффициент пропорциональности на графике $\Delta h(p)$.

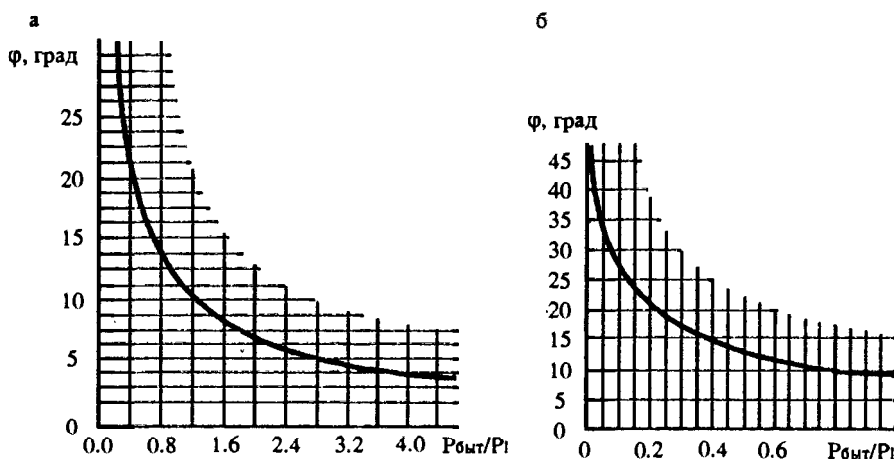


Рис. VII.6. Номограммы для определения угла внутреннего трения пород при испытаниях прессиометром:

а — при $P_{гор}/P_{л} \leq 4$; б — при $P_{гор}/P_{л} \leq 1$

Вычисление модуля деформации E можно производить по формуле Буссинеска:

$$E = (1 - \mu^2) \frac{Q}{\Delta h d}, \quad (\text{VII.4})$$

где Q — полная нагрузка на штамп, соответствующая критической; d — диаметр штампа (если используется квадратный штамп, то определяется диаметр равновеликого по площади круга); Δh — конечная осадка, отвечающая нагрузке Q ; μ — коэффициент Пуассона (для песков и супесей равен 0,3, для суглинков — 0,35, для глин — 0,42).

Крыльчатое зондирование применяется для определения общего сопротивления сдвигу песчано-глинистых пород. Испытание заключается в срезе пород вращением вокруг продольной оси четырехлопастного наконечника, вдавленного в забой скважины. Срез породы происходит по цилиндрической поверхности. Во время испытания измеряют крутящий момент. Общее сопротивление сдвигу при полном заглублении лопастей определяют по формуле

$$\tau = M/B, \quad (\text{VII.5})$$

где M — максимальный крутящий момент; B — постоянная, параметр крыльчатки, отражающий ее геометрические размеры.

Радиоактивные методы используются для литологического расчленения разреза (гамма-каротаж), определения плотности пород (гамма-гамма-каротаж), их влажности, уровня подземных вод (нейтрон-нейтронный каротаж), качественной оценки химического и минерального состава (нейтронный гамма-каротаж). Физическая основа гамма-каротажа — наличие естественной радиоактивности пород, слагающих исследуемую толщу. Плотностной гамма-каротаж базируется на зависимости интенсивности рассеянного гамма-излучения от плотности породы. Метод нейтрон-нейтронного каротажа основан на использовании функциональной зависимости между регистрируемым потоком нейтронного излучения и влажностью рассеивающей среды. При нейтронном гамма-каротаже происходит неупругое взаимодействие испускаемых нейтронным источником быстрых нейтронов и захват замедлившихся нейтронов ядрами элементов породы, что приводит к возникновению радиационного гамма-излучения.

Полевые испытания горных пород пенетрационным каротажом выполняются в соответствии с ГОСТ 25260—82.

Для получения информации непосредственно в массиве или его основании исследования проводят в скважинах или путем задавливания специальных зондов (устройств). В зависимости от способа внедрения зонда в массив различают статическое и динамическое зондирование, виброндирование, а также их комбинации.

Статическое зондирование выполняют путем вдавливания в массив с постоянной скоростью специального зонда с одновременным измерением сопротивления отложений вдавливанию. В результате получают удельное сопротивление зондированию, равное общему усилию, приложенному к наконечнику, отнесенному к площади поперечного сечения наконечника, а также сопротивление трению о боковую поверхность зонда или общее сопротивление отложений внедрению зонда.

Метод статического зондирования предусматривает использование стандартной головки зонда в виде конуса с диаметром основания 36 мм и углом раскрытия 60°, диаметр штанги 36 мм, скорость зондирования до 2 см/с.

Динамическое зондирование конусом заключается в забивке (ударами молота) в массив зонда, представляющего собой

колонну штанг, оканчивающихся инвентарным (извлекаемым по окончании испытания вместе со штангами) или съемным (остающимся в грунте) коническим наконечником-конусом. Диаметр основания конуса обычно больше диаметра штанг.

Глубину погружения (забивки) зонда от определенного числа ударов (залога) и числа ударов, затрачиваемых на интервал погружения зонда (обычно 10 см), называют показателями зондирования. Для испытания по методике Гидропроекта применяют зонд, состоящий из штанг с наружным диаметром 42 мм, соединенных между собой, и конуса с диаметром основания 74 мм и углом раскрытия 60°.

Дальнейшее развитие натуральных методов связано с методами пенетрационного каротажа, обеспечивающего получение комбинированной информации в ходе испытаний.

Комплексное зондирование песчано-глинистых пород целесообразно выполнять с помощью самоходных установок, пригодных для вдавливания штанговых пьезодинамометров, пенетрометров-крыльчаток, каротажных зондов. Наиболее совершенной по техническому исполнению отечественной установкой этого типа является телеметрическая пенетрационно-каротажная станция (СПКТ), которая обеспечивает вдавливание зондов на глубину более 30 м с осевой нагрузкой до 19 т и позволяет получать данные о влажности и плотности пород, литологическом разрезе, боковом и лобовом сопротивлении задавливанию зонда (рис. VI.7).

Для пенетрационного опробования песчано-глинистых пород в основаниях различных сооружений за рубежом используются установки с усилением задавливания зонда до 200 кН фирм Гоуда, Фугро (Голландия), Боррос (Швеция), Пагани (Италия) и др. Эти установки, наряду с сопротивлением пенетрации, позволяют также определять поровое давление в водонасыщенных породах.

Во ВНИМИ Ю.И. Кутеповым разработана легкая зондировочная установка УГК-1, с помощью которой можно опробовать труднодоступные гидроотвальные участки с несущей способностью $R_{\text{доп}} \geq 0,013\text{—}0,015$ МПа. Следует отметить, что современная техника в болотоходном исполнении имеет удельные нагрузки не менее 0,025 МПа.

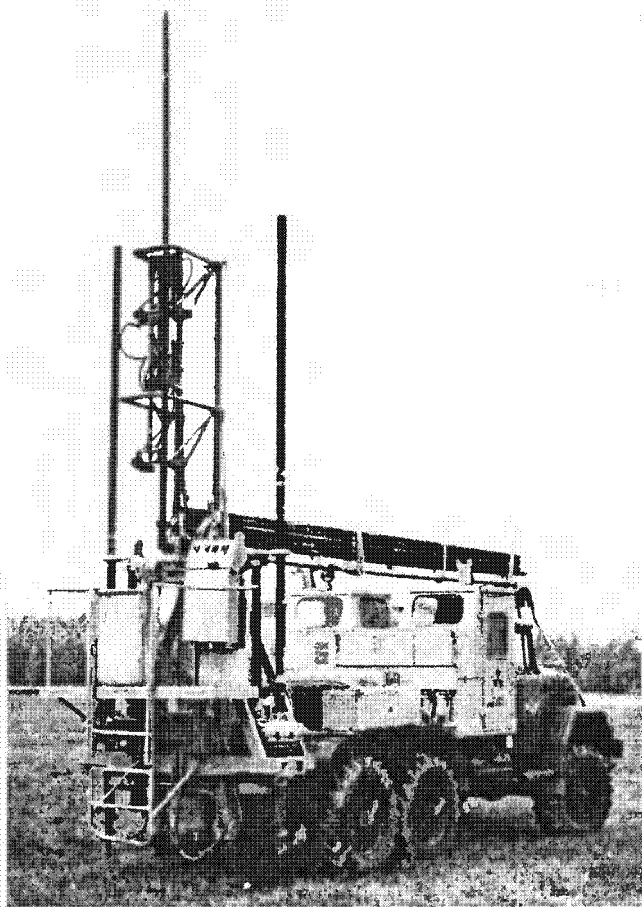


Рис. VII.7. Станция пенетрационно-каротажная телеметрическая (СПКТ)

При изучении состояния основания горно-технических сооружений применяют геофизические методы. Использование методов электроразведки основано на регистрации изменения (уменьшения) электрического сопротивления (удельного и кажущегося) при смачивании грунтов подземными или поверхностными водами. Наибольшее распространение в практике натурных иссле-

дований получили методы вертикального электрического зондирования (ВЭЗ), электропрофилирования (ЭП), заряженного тела (ЗТ), а также группа магнитодинамических методов.

Оперативные методы геомеханического контроля за деформациями откосов применяются на тех участках, где при визуальном обследовании обнаружены признаки формирующихся оползневых процессов или существует опасность их внезапного появления. Оперативный контроль включает в себя: 1) периодическое нивелирование от опорных реперов до отдельных реперов или их группы, заложенных в прибортовой зоне и площадках уступов в пределах призмы возможного обрушения; 2) упрощенные измерения раскрытия образовавшихся трещин с помощью щелемеров, реек и других приспособлений; 3) наблюдение с помощью инклинометров разных типов для раннего обнаружения деформаций откосов на глубине; 4) измерение с помощью лазерных интерферометров, экстензометров и тензомет-

ров увеличения или уменьшения длины натянутой проволоки или стержня; 5) определение сейсмоакустической активности бортового массива; 6) измерение нейтрального давления в обводненных породах; 7) определение сопротивления сдвигу горных пород с использованием различных методов зондирования.

Эффективное направление определения механических свойств пород в массиве — обратные расчеты по данным натурных наблюдений за сдвиговыми деформациями приоткосных зон на карьерах. Расчетам предшествует маркшейдерская съемка и составление паспорта оползня, в котором отмечают первоначальные (до начала деформации) параметры откоса, положение и конфигурацию оползневого клина, фиксируют поверхность скольжения, приводят характеристику пород, слагающих откос. Показатели сопротивления сдвигу определяют из условия предельного равновесия оползневого клина до начала деформаций и на момент их завершения:

$$\begin{aligned}\sum T_{i1} &= \operatorname{tg} \varphi \sum N_{i1} + cL; \\ \sum T_{i2} &= \operatorname{tg} \varphi \sum N_{i2},\end{aligned}\tag{VII.6}$$

где T_i — сдвигающая сила; N_i — нормальная составляющая массы блока к поверхности скольжения; c — сцепление; $\operatorname{tg} \varphi$ — коэффициент трения; L — длина поверхности скольжения.

Для оперативной оценки местной и общей устойчивости рабочих бортов следует использовать как краткосрочные маркшейдерские наблюдения по контрольным створам, так и наблюдения с помощью мобильных средств контроля. При оценке общей устойчивости обводненных нерабочих бортов, сложенных толщей осадочных пород, например, карьеров месторождений КМА, целесообразно использовать показания заложенных по вероятной поверхности скольжения датчиков-пьезодинамометров. Принцип действия этого устройства основан на струнном методе измерения малых деформаций. Пьезодинамометр (рис. VII.8) состоит из мембраны, струны, натянутой между двумя встроенными в мембрану кронштейнами, и электромагнита. Пьезодинамометр устанавливают в полый корпус с перфорацией, заполненной фильтром (пористым камнем), обеспечивающим поступление поровой воды к мембране. Прогиб мембраны вызывает поворот кронштейнов,

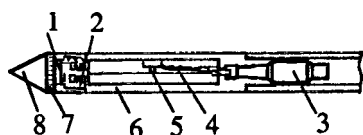


Рис. VII.8. Принципиальная схема пьезодинамометра:

1 — мембрана; 2 — полость, заполненная маслом; 3 — кабель; 4 — струна; 5 — электромагнит; 6 — корпус; 7 — пористый камень (фильтр); 8 — наконечник из нержавеющей стали

изменяя начальное напряжение в струне и частоту ее собственных колебаний. Колебания струны вызываются периодически наводимым электромагнитным полем. Вследствие этих колебаний в катушке индуцируется ток, частота которого равна частоте собственных колебаний струны. После усиления ток преобразуется в колебания звуковой частоты. Для регистрации частоты колебаний струны используют частотомер, установленный на поверхности и связанный с датчиком электрическим кабелем. В основу работы частотомера положен принцип слушания затухающих собственных колебаний струны датчика на фоне звука генератора. По собственной частоте струны с помощью градуировочной кривой пьезодинамометра определяют поровое давление. На рис. VII.9 представлены датчики-пьезодинамометры и измеритель колебаний конструкции Гидропроекта. Стационарные замеры порового давления должны дополняться зондированием пород бортового массива с использованием методов пенетрации или прессиометрии. Натурное определение параметров сопротивления сдвигу пород на различные моменты времени (наряду с измерениями нейтрального давления) обеспечивает надежную диагностику текущих коэффициентов запаса нерабочих бортов.

Известна попытка использования для оперативного наблюдения за состоянием откосов наклономеров, установленных на поверхности борта. Однако такой способ их применения не позволяет количественно охарактеризовать течение глубинного оползневого процесса, так как на результаты измерений значительное влияние оказывают локальные (поверхностные) деформации массива. Массовые взрывы, подвигание фронта горных работ влияют на пункт регистрации наклонов.

В некоторых случаях имеется возможность расположить наклонометры в штольнях, пройденных в бортах карьеров, и тем самым защитить приборы от действия технологических помех.

Наклономерный метод наблюдения за состоянием откосов целесообразно применять на глубоких карьерах. Наилучшие

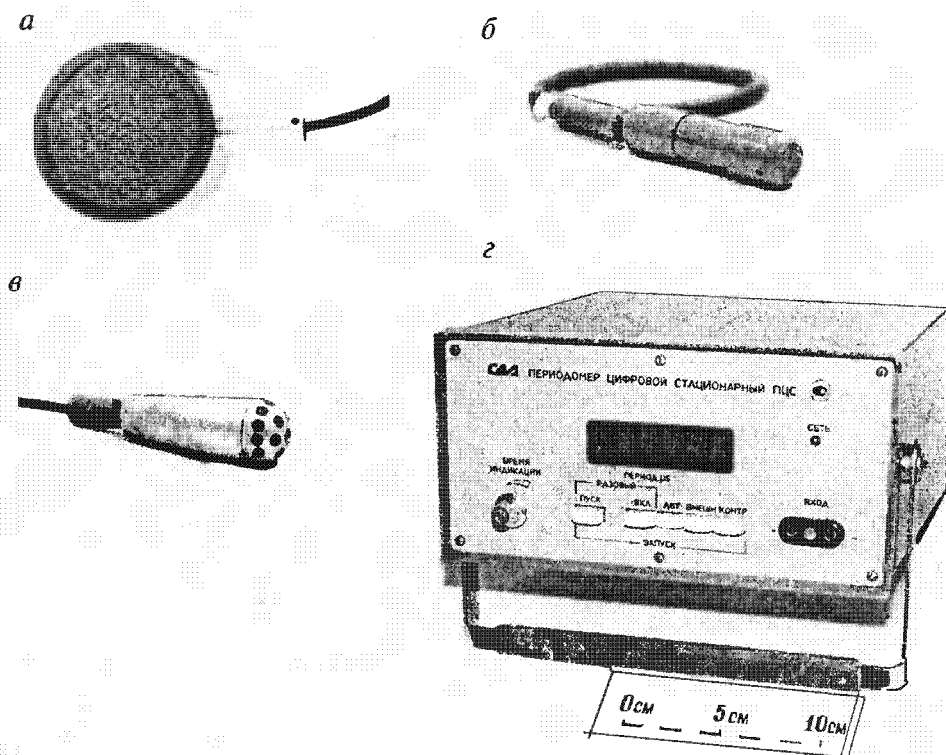


Рис. VII.9. Различные модификации датчиков-пъезодинамометров (а—в) и частотомер конструкции Гидропроекта (z)

результаты следует ожидать, когда в скальном массиве, кроме деформаций сдвига, происходят смещения в виде вращения или опрокидывания, разрывы сплошности, накопление остаточных деформаций под действием взрывов и разуплотнения в результате выемки горной массы в карьере. Для регистрации наклонов борта в штольне устанавливают наклонномерные станции на примерно равных расстояниях одна от другой, каждая из которых состоит из двух фотоэлектрических наклонномеров типа НФ-М конструкции ОКБ ИФЗ им. О.Ю. Шмидта РАН.

На карьере № 1 Центрального ГОКа (Кривбасс) накоплен опыт контроля за состоянием подработанного подземными работами восточного борта протяженностью 4000 м и высотой 280 м. В систему контроля входят: светодальномерные измерения и нивелировки по реперам; звукометрические наблюдения за сейсмоакустической активностью массива из скважин глубиной до 150 м; наклонномерные наблюдения в штольнях; измерения напряженного состояния борта методом разгрузки и лазерно-интерферо-

метрические экспресс-измерения горизонтальных скоростей деформирования массива из штолен. Комплексный геомеханический контроль позволяет получать объективную информацию и прогнозировать состояние бортового массива.

Таким образом, для оперативной оценки устойчивости бортов карьеров по напряжениям или деформациям необходимо осуществление непрерывного геомеханического контроля, обеспечивающего получение натурной информации о смещениях поверхности откосов и их критических (разрушающих) скоростях, нейтральном давлении, депрессионных осадках бортовых массивов, сопротивлении сдвигу горных пород на различные моменты времени.

§ 3. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ ОТВАЛЬНЫХ (НАСЫПНЫХ И НАМЫВНЫХ) МАССИВОВ

К числу задач контроля относятся: 1) установление соответствия реальных условий отвалообразования проектным; 2) определение свойств пород сооружения и его основания; 3) сравнение фактических расчетных показателей свойств с проектными и внесение необходимых поправок в проектные решения; 4) оценка устойчивости сооружения на любой момент времени; 5) контроль за выполнением проектных мероприятий по обеспечению устойчивости и при необходимости назначение дополнительных мероприятий.

В монографии «Управление отвалами открытых горных работ» (1980 г.) О.Ю. Крячко выделяет следующие виды контроля: инженерно-геологический, гидрогеологический, маркшейдерский и технологический.

Инженерно-геологический контроль предусматривает: определение состава и физико-механических свойств пород в обнажениях карьера, в основаниях отвальных сооружений и в теле техногенных массивов (отвальных насыпей, намывных отложений и ограждающих их дамб); определение наличия поверхностей ослабления и их пространственного положения; количественная оценка влияния фракционирования намывных пород на устойчивость откосов; оценка устойчивости откосных сооружений отвалов (с помощью расчетов); документирование случаев нарушения устойчивости; выявление причин деформации; назначение мероприятий (при необходимости) по ликвидации; последствий оползня и контроль за их выполнением.

В состав гидрогеологического контроля входят: определение положения депрессионной поверхности в массиве отвала; контроль за фильтрацией воды из гидроотвала (с установлением мест высачивания и определением расхода на участках фильтрации в зависимости от положения участков намыва) и из основания отвала или рабочего борта разреза (при внутреннем отвалообразовании); определение изменения избыточного порового давления во времени; контроль за работой дренажных устройств; определение фильтрационных свойств намывных

пород; прогноз консолидации пород; оценка влияния гидроотвала на режим подземных вод района.

Маркшейдерский контроль — это наблюдения за горизонтальными и вертикальными смещениями техногенных массивов по реперам наблюдательных станций, а также установление скорости деформирования и размеров оползающего блока.

Технологический контроль включает в себя: контроль соотношения размещаемых в отвале или гидроотвале горных пород, различных по свойствам; контроль за соблюдением технологии возведения сооружения и образованием обусловленных ею поверхностей ослабления (например, застойных зон у обвалования гидроотвала); контроль длины пляжа, его уклонов и положения прудка-отстойника намывных сооружений; контроль интенсивности отсыпки (намыва) сооружения или возведения дамб обвалования; контроль соответствия действительных параметров отвала проектным; оценку целесообразности изменения схемы отвалообразования или замены отвального оборудования в связи с влиянием их на устойчивость откосов.

Четкая направленность трех первых перечисленных видов контроля на оценку устойчивости и деформируемости техногенных массивов позволяет рассматривать их как элементы геомеханического (или гидрогеомеханического) контроля.

Маркшейдерские наблюдения за деформациями отвалов отличаются рядом особенностей, связанных с нарушением структуры породных масс и их составом, развитием процесса деформирования отвальных массивов, способом и условиями отвалообразования.

Для свежотсыпанных отвалов характерны деформации оседания, связанные с уплотнением разрыхленных пород; величины оседания достигают 4—7 % высоты сооружения. Процесс уплотнения протекает более интенсивно в первый период после отсыпки отвалов и затухает с течением времени; большая часть (около 90 %) величины общего оседания в песчано-глинистых отвальных смесях приходится на первые 6 мес., а в отвалах скальных и полускальных пород затухает в течение нескольких дней. Деформации отвалов, связанные с их уплотнением, не представляют опасности для ведения горных работ; опасными являются лишь сдвиговые деформации при развитии оползней. В задачу маркшейдерских наблюдений входит разделение на-

блюдаемых деформаций на неопасные деформации оседания и опасные сдвиговые деформации, в определенных условиях приводящие к разрушению откосов отвалов.

Наблюдения за деформациями отвалов должны включать в себя регистрацию скоростей смещения оползающей призмы и развитие процесса образования трещины отрыва, оконтуривающей оползень по фронту (разрушение откоса отвала происходит при полном оконтуривании оползня трещиной отрыва на флангах). По данным совместных инструментальных наблюдений за нарастанием скоростей смещения оползня и визуальных наблюдений за развитием трещины отрыва по флангам устанавливаются критические скорости и величины абсолютных смещений оползня в различных инженерно-геологических и горно-технических условиях.

Критические скорости и величины абсолютных смещений, предшествующие разрушению откосов отвалов, зависят от инженерно-геологических условий и устанавливаются опытным путем.

Опыт эксплуатации отвалов, отсыпаемых на склоны в сыровых климатических условиях (заснеженность, наличие в отвалах погребенного снега и льда, обводненность атмосферными водами в летний период) на Каджаранском карьере, руднике Центральный ПО «Апатит» и других, показал, что критическая скорость смещения отвалов составляет около 50 см/сут. При достижении такой скорости происходило обрушение отвалов. Опыт эксплуатации высоких нагорных отвалов позволяет наметить оптимальную частоту наблюдений на наблюдательных профилях в зависимости от скорости смещения отвалов (см/сут):

один раз в неделю	1—5
два раза в неделю	5—10
через день	10—20
ежедневно	20—30

Для условий формирования отвальных насыпей на гидроотвалах, намытых из суглинков, при скоростях смещения 1—5 см/сут наблюдения должны проводиться ежемесячно. С увеличением скорости деформирования до 10—20 см/сут наблюдения необходимо вести в начале и конце смены; работы на участке должны приостанавливаться и переноситься на близлежащий, если скорости деформации составляют 5—10 см/ч. Возоб-

новление работ возможно при затухающем характере деформации и скоростях смещения не более 20 см/сут.

Величины скоростей деформирования приведены для яруса высотой 10 м. При другой высоте яруса (15—20 м или иной) скорости деформирования будут существенно иными, поэтому для их установления необходимо провести опытное нагружение гидроотвала, которое должно сопровождаться инструментальными наблюдениями за величинами деформаций и скоростью развития их во времени.

Наиболее трудоемким и технически сложным является геомеханический контроль намывных массивов, к числу основных задач которого относятся:

- определение показателей водно-физических свойств и гранулярного состава намывных пород;
- установление положения депрессионной кривой;
- получение характеристик деформируемости и сопротивления сдвигу пород тела и оснований сооружений;
- определение вертикальных и горизонтальных смещений ограждающих дамб и внутренних зон намывных массивов;
- оценка устойчивости откосов дамб для различных этапов возведения сооружений;
- установление несущей способности намывных породных масс.

Для решения задач геомеханического контроля используют показатели техногенных отложений, количественно оценивающих их состав, состояние и свойства. К показателям состава относят гранулярный состав, коэффициент неоднородности, число пластичности. К показателям, определяющим состояние отложений, относят: естественную влажность, коэффициент водонасыщения, плотность минеральных частиц, плотность сухой породы, сопротивление погружению конуса при статическом зондировании (пенетрации), консистенцию, поровое давление. К показателям, характеризующим свойства отложений, относят: сопротивление сдвигу, угол внутреннего трения, сцепление, показатель структурной прочности породы при сдвиге, модуль деформации, коэффициент сжимаемости, коэффициент фильтрации, относительную просадочность.

Для изучения геодинамической обстановки территории ведения намывных работ и оценки устойчивости создаваемых

при этом откосных сооружений используют комплексный метод, сочетающий элементы эманационной съемки с сейсмическим методом. Положительные результаты отработки этой методики получены Е.Г. Соловьевым на шламонакопителях Макеевского, Авдеевского, Ясиновского и Мариупольского коксохимических заводов.

По данным Е.Г. Соловьева, метод вертикального электрического зондирования (ВЭЗ) хорошо зарекомендовал себя при выявлении путей фильтрации шламовых вод через тело дамбы, отсыпанной глинистыми или другими немагнитными породами. Проведение режимных наблюдений этим методом позволяет обнаруживать и контролировать процесс образования обводненных участков в теле откосного сооружения или основания. Заслуживают внимания радиометрические методы, использующие свойства радиоактивных элементов кларкового содержания растворяться в шламовых водах. Исследования, в ходе которых устанавливаются пути фильтрации промышленных стоков, могут выполняться на всех типах дамб и видах грунтов основания сооружений.

Наиболее распространенным натурным методом определения показателей прочностных свойств техногенных отложений является крыльчатое зондирование, позволяющее определить предел прочности породы на сдвиг согласно формуле VII.5.

Для крыльчатого наконечника постоянная B определяется из выражения

$$B = \frac{\pi D^2}{2} \left(\frac{D}{3} + H \right), \quad (\text{VII.10})$$

где D, H — соответственно диаметр и высота крыльчатки.

Для комбинированного наконечника

$$B = \frac{\pi D^2}{2} \left[\frac{1}{6} \left(D - \frac{d_{\text{кон}}^3}{D^2} \right) + H_{\text{кр}} \right], \quad (\text{VII.11})$$

где $d_{\text{кон}}, H_{\text{кр}}$ — соответственно диаметр конуса и высота крыльчатки.

Показатель τ (общее сопротивление сдвига вращательно-му срезу, ф-ла VII.5) обычно служит для определения значений c и ϕ , используемых в инженерных расчетах. При зондировании

водонасыщенных отложений текучей и пластичной консистенций, например, намывных породных масс гидроотвалов, их общее сопротивление сдвигу в расчетах принимается равным сцеплению, т. е. $\tau \cong C$.

Для глинистых грунтов текучей и мягкопластичной консистенции из-за сложности, а в некоторых случаях невозможности отбора ненарушенных образцов подобные испытания являются практически единственным достоверным методом определения показателей их прочностных свойств.

Натурные измерения порового давления, необходимые для оценки нестабилизированного состояния водонасыщенных пород, проводят при помощи датчиков порового давления.

Массовые измерения порового давления в глинистых грунтах обычно производят штанговыми пьезодинамометрами, позволяющими осуществлять как зондирование, так и стационарные измерения порового давления. В процессе экспериментальных исследований в МГГУ разработана конструкция оголовков штанговых пьезодинамометров, обеспечивающая эффективное извлечение их и многократное использование при стационарных измерениях. Для одновременного измерения порового давления в точках, расположенных на различных глубинах, создана конструкция кассетного зонда, обеспечивающая двух- или трехкратное ускорение определения степени уплотнения глинистых слоев.

В последние годы в практике инженерных изысканий на намывных объектах широко применяют скважинное зондирование, позволяющее получать информацию о состоянии грунтов (по величине P_n), их прочностных (по значениям τ , C , ϕ) и деформационных (по модулю деформации E) свойствах.

Анализ опыта зондирования внутренних зон гидроотвалов и хвостохранилищ потребовал необходимости разработки нового типа зонда — многопараметрического, обеспечивающего одновременное получение информации об избыточном поровом давлении P_n (определяемом как разность между измеряемым общим давлением воды и гидростатическим давлением на глубине расположения водоприемной части зонда), сопротивлении задавливанию зонда (пенетрации) q_c и сопротивлению вращательному срезу τ . Общий вид комбинированных струнных зондов конструкции МГГУ — Гидропроект, на которые получены патенты России, представлен на рис. VII.10. Конструкции зондов

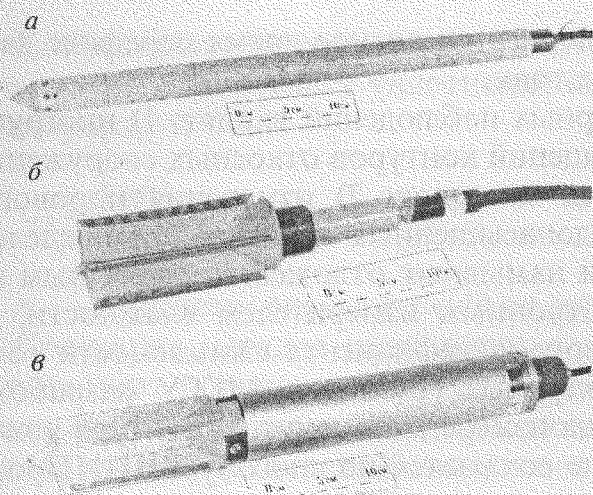
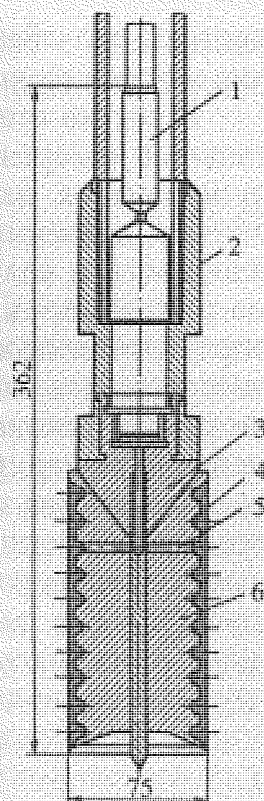


Рис. VII.10. Комбинированные струнные зонды:

а — однострунный; *б* — двухструнный; *в* — трехструнный

Рис. VII.11. Конструкция устройства для комплексного зондирования намывных и слабых естественных отложений:

1 — датчик порового давления; 2 — переходник; 3 — конус; 4 — пористый камень; 5 — гидравлический канал; 6 — лопатка



предусматривают возможность использования в качестве измерителей как струнных, так и тензометрических датчиков.

Например, зонд комплексного зондирования (рис. VII.11) включает в себя корпус, продольные лопасти и измеритель порового давления с приемными фильтрами и измерителем давления жидкости с датчиком. В полном корпусе, снабженном коническим наконечником, размещен измеритель давления жидкости, а на наружной поверхности закреплены продольные лопасти. Приемные фильтры выполнены в виде пористого камня, заполняющего расположенные между продольными лопастями радиальные отверстия в корпусе устройства.

Для комплексного зондирования предназначена модификация зонда, представляющая собой стальной полый корпус с наконечником, на котором закреплены четыре взаимно перпендикулярные продольные лопасти. Датчик порового давления размещается внутри корпуса и посредством приемных фильтров и каналов в лопастях гидравлически связан с внешней средой, воспринимая давление поровой жидкости. Система каналов и фильтр заполнены невытекающей дегазированной жид-

костью, что обеспечивает минимальное время передачи давления в порах грунта на датчик.

В состав стационарных наблюдений входят: 1) инструментальные измерения смещений контуров откосных сооружений и приоткосных намывных массивов; 2) измерения порового и общего давления в водонасыщенных грунтах; 3) определение плотности и влажности намывных отложений глубинным гамма-плотномером и нейтронным измерителем влажности. Для определения приведенного коэффициента сжимаемости тонкодисперсных слабоструктурных грунтов в МГГУ разработана методика, основанная на измерении смещения контура измерительных камер, которые создаются по способу ВНИИПромгаза. При использовании этого способа в исследуемых слоях в скважины помещают сферические или цилиндрические закладные элементы из растворимого материала (каменной соли), заключенные в эластичную водонепроницаемую оболочку (например, из латекса). После стабилизации петростатической нагрузки производят выщелачивание закладного элемента и затем определяют среднее смещение контура измерительной камеры (с помощью контроля за объемом вытесняемой воды или путем измерения объема камеры специальным каверномером).

Натурные исследования процессов уплотнения тонкодисперсных намывных отложений включают в себя определение степени уплотнения (стационарными датчиками порового давления или зондированием намывного массива штанговыми пьезодинамометрами и комбинированными зондами) и измерение осадок. Систематические измерения порового давления P_n и осадок $S(t)$ намывных толщ обеспечивают возможность определения по натурным данным расчетных показателей, необходимых для прогнозной оценки уплотняемости техногенных отложений. Значения приведенного коэффициента сжимаемости $a_0 = a/(1 + \epsilon_{cp})$ и коэффициента консолидации C_v определяют из уравнений:

$$\begin{cases} C_v = f(U); \\ S(t) = a_0 U_{\omega}(P_{ст}), \end{cases} \quad \begin{matrix} \text{(VII.12)} \\ \text{(VII.13)} \end{matrix}$$

где $U = \frac{\omega(P_{зф})}{\omega(P_{ст})}$ — степень уплотнения (получаемое по данным зондирования отношение площадей эпюр эффективных и тотальных напряжений); $S(t)$ — текущее значение осадки.

Коэффициент консолидации устанавливают с использованием графиков к расчету уплотнения слоя переменной мощности по формуле

$$C_v = \frac{4mh^2}{\pi^2 t}, \quad (\text{VII.14})$$

где m — параметр, определяемый по графику $U = \varphi(m)$.

Сочетание методов пенетрации и радиоактивного каротажа позволяет получить в натурных условиях данные, необходимые, например, для оценки возможностей размещения сухих отвалов на гидроотвалах. Комплексное зондирование песчано-глинистых пород целесообразно выполнять с помощью самоходных установок, пригодных для вдавливания штанговых пьезодинамометров, пенетрометров-крыльчаток, каротажных зондов.

Сравнительно простым методом изучения состояния намывных масс гидроотвалов и хвостохранилищ является статическое зондирование, по результатам которого судят об однородности техногенных грунтов, их физико-механических свойствах и ориентировочно устанавливают границы внутренних зон этих сооружений.

По величине удельного сопротивления внедрению конуса при статическом зондировании производят расчленение намывных массивов хвостохранилищ на инженерно-геологические элементы, представленные песками, супесями и суглинками.

Для предварительного оконтуривания зон намывных массивов можно использовать установки динамического зондирования, а детальный анализ состояния намывных масс выполнять по результатам статического зондирования. Следует отметить целесообразность преимущественного применения динамического зондирования для исследования намывных масс хвостохранилищ, так как этот метод используется, в основном, при определении свойств раздельнозернистых или маловодонасыщенных связных грунтов.

Для контроля состояния слабых оснований в МГГУ В.В. Никитиным разработана конструкция устройства, включающего в себя анкер с установленными на разной высоте датчиками порового давления. Верхний конец анкера снабжен шкалой для измерения текущей осадки слабого слоя. Анкер вставлен в отверстие втулки, которая жестко закреплена на перфорирован-

ной плите. В основании плиты укреплен датчик грунтового давления, регистрирующий внешнюю нагрузку. Втулка снабжена шкалой для определения мощности намываемого слоя. В процессе установки анкер закрепляют в основании слабого слоя, а перфорированную плиту укладывают на его поверхности.

Контроль осуществляют путем регистрации в процессе намыва с установленной периодичностью таких параметров, как поровое давление, внешняя нагрузка, текущая осадка и мощность намывного слоя, которые используют при расчетах консолидации слабого основания.

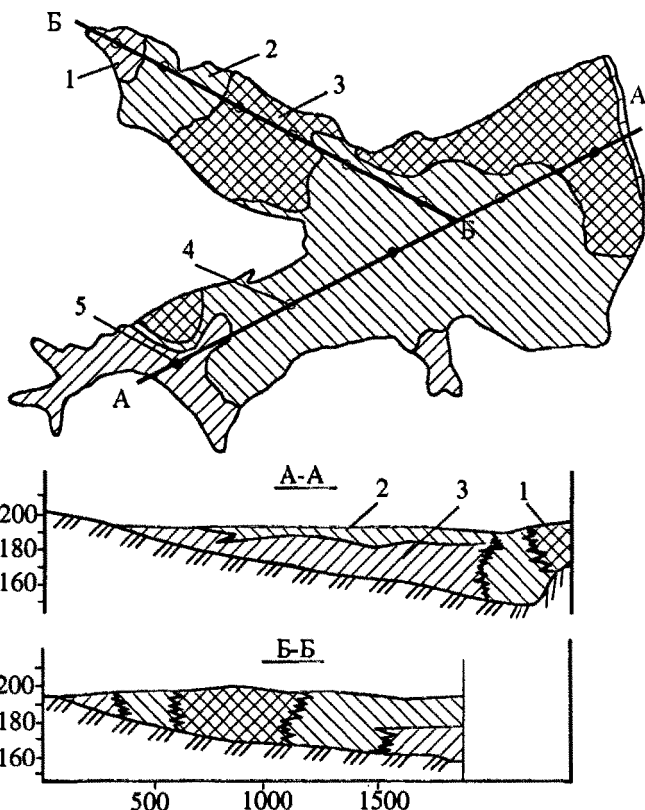
С целью проведения инженерно-геологических изысканий на слабых труднодоступных основаниях в МГГУ разработан способ дистанционного отбора проб грунтов. Способ предусматривает сбрасывание пробоотборника с борта судна, углубление его в грунт под действием сил инерции, отбор пробы в грунтоносный стакан и подъем пробоотборника на борт судна лебедкой. От известных способ отличается тем, что с целью расширения области применения сбрасывание пробоотборника ведут с борта воздушного судна, имеющего возможность зависать над местом отбора пробы. Высоту сбрасывания пробоотборника определяют из условия заданной глубины отбора пробы, а отбор пробы в грунтоносный стакан осуществляют после остановки пробоотборника на заданной глубине вдавливанием грунтоносного стакана в ненарушенный грунт.

Эффективным инструментом инженерно-геологического районирования и контроля мероприятий по форсированию консолидации тонкодисперсных отложений внутренних зон намывных сооружений является аэрофотосъемка. Оптимизация сети инженерно-геологического опробования и уточнение границ участков на гидроотвале «Березовый Лог» осуществлялись на основе данных аэрофотосъемки (1976—1987 гг.) намывного массива. Фотосхемы использовались для выбора положения дренажных призм в массиве тонкодисперсных отложений. Разработанный в МГГУ С.Е. Ждановым комплекс прямых и косвенных дешифровочных признаков позволяет получать структурные схемы намывного массива, подобные изображенным на рис. VII.12.

Оперативный геомеханический контроль в наибольшем объеме выполнен на гидроотвале «Березовый Лог», где Украинским отделением Гидропроекта и привлеченными им организациями

Рис. VII.12. Зоны намывного массива гидроотвала «Балка Чуфичева», выделенные по результатам материалов:

1—3 — соответственно прудковая, промежуточная и пляжная зоны; 4 — точки проведения комплексного зондирования; 5 — инженерно-геологические скважины



(ВИОГЕМ, МГГУ, НИИКМА) осуществлен комплекс инженерных изысканий, исследований и проектных проработок в рамках технического проекта гидроотвала и технорабочего проекта его рекультивации.

Для оперативного дистанционного контроля устойчивости внешних откосов гидроотвалов глинистых и смешанных пород МГГУ предложено использовать систему датчиков-пьезодинамометров, заложенных по возможным поверхностям скольжения. В раздельнозернистых грунтах эти датчики служат для определения пьезометрических уровней, в тонкодисперсных породах — для замера порового давления. После установления датчиков и снятия первой серии показаний производят расчет устойчивости откосов с использованием натурных данных. Затем выполняют расчеты устойчивости для вариантов, соответствующих различным положениям депрессионной кривой и степеням уплотнения слоев глинистых пород, которые принимают выше или ниже установленных при первичных замерах.

Подобная схема контроля применялась на гидроотвалах «Березовый Лог», «Балка Чуфичева», «Балка Суры» (Лебединский ГОК), хвостохранилище и гидроотвале Михайловского ГОК, хвостохранилище Вяземского ГОК.

Эффективный контроль за состоянием откосных сооружений осуществляется путем комплексного зондирования приот-

косных зон и использованием стационарных датчиков-пьезодинамометров, заложенных по расчетным профилям в теле и основании дамбы на различных этапах формирования намывного массива.

В МГГУ В.Н. Зуем разработана программа оперативного определения коэффициента запаса устойчивости η в зависимости от измеренного пьезодинамометрами давления воды, приведенного к вероятным поверхностям скольжения. Расчет устойчивости выполняется методами алгебраического суммирования и многоугольника сил. Определение текущего коэффициента запаса устойчивости производится в зависимости от площади эпюры давления воды, определяемой путем снятия замеров величин P_w или h_w по вероятной поверхности скольжения.

В табл. VII.1 представлены параметры ввода в программу контроля устойчивости дамб для различных положений кривой депрессии на примере действующего гидроотвала Лебединского ГОК.

На рис. VII.13 приведена распечатка по данным оперативного контроля устойчивости дамбы этого гидроотвала. Наряду со стационарными устройствами для контроля устойчивости дамб могут также использоваться результаты наземной и аэрофотограмметрической съемки с целью определения смещений контуров откосов во времени.

Система натурального контроля намывных горно-технических сооружений предусматривает измерения осадок намывного массива во времени, использование стационарной сети датчиков общего и порового давления в сочетании с зондированием породных масс тела и основания гидроотвалов комбинированным зондом МГГУ—Гидропроект.

На рис. VII.14 дана колонка зондирования тонкодисперсных отложений третьей секции гидроотвала «Березовый Лог». По данным зондирования для глинисто-мелового слоя мощностью 23 м, перекрытого семиметровым слоем намывных хвостов рудообогащения, степень уплотнения на 1999 г. составила $U = 0,9$. Результаты расчетов уплотнения намывного массива мощностью 23 м представлены в табл. VII.2. На 1999 г. расчетная величина степени уплотнения составила $U = 0,99$.

Применение этой системы обеспечивает оперативное получение следующей информации:

- текущих значений коэффициента запаса устойчивости упорных призм;

Таблица VII.1

**Исходные параметры для программы контроля
устойчивости дамбы гидроотвала «Балка Суры» (Лебединский ГОК)**

Степень под- топления, %	Датчики, мкс						Расстояние, м	Высота, м	η
	1	2	3	4	5	6			
0	535	535	535	535	535	535	100	200	3,24
25	620	620	600	570	545	540	100	200	3,04
50	800	620	700	650	550	540	100	200	2,72
75	1100	1100	900	750	600	540	100	200	2,36
100	1400	1400	1250	850	650	550	100	200	2,00

Таблица VII.2

**Результаты расчетов уплотнения и несущей способности $R_{\text{доп}}$ намывного массива
III секции гидроотвала «Березовый Лог» («отдых» слоя на дренаже под внешней нагрузкой)**

Год	Степень уплотнения	Остаточная осадка, м	Осадка за год, м	$R_{\text{доп}}$, МПа
1988	0,389	2,0117	0,0000	0,249
1989	0,611	1,2797	0,7320	0,319
1990	0,751	0,8207	0,4590	0,372
1991	0,841	0,5238	0,2969	0,412
1992	0,899	0,3314	0,1924	0,440
1993	0,937	0,2067	0,1247	0,460
1994	0,962	0,1258	0,0809	0,473
1995	0,978	0,0733	0,0525	0,481
1996	0,988	0,0392	0,0341	0,487
1997	0,995	0,0171	0,0221	0,490
1998	0,999	0,0029	0,0142	0,493
1999	0,999	0,0018	0,0011	0,493
2000	1,000	0,0011	0,0007	0,493

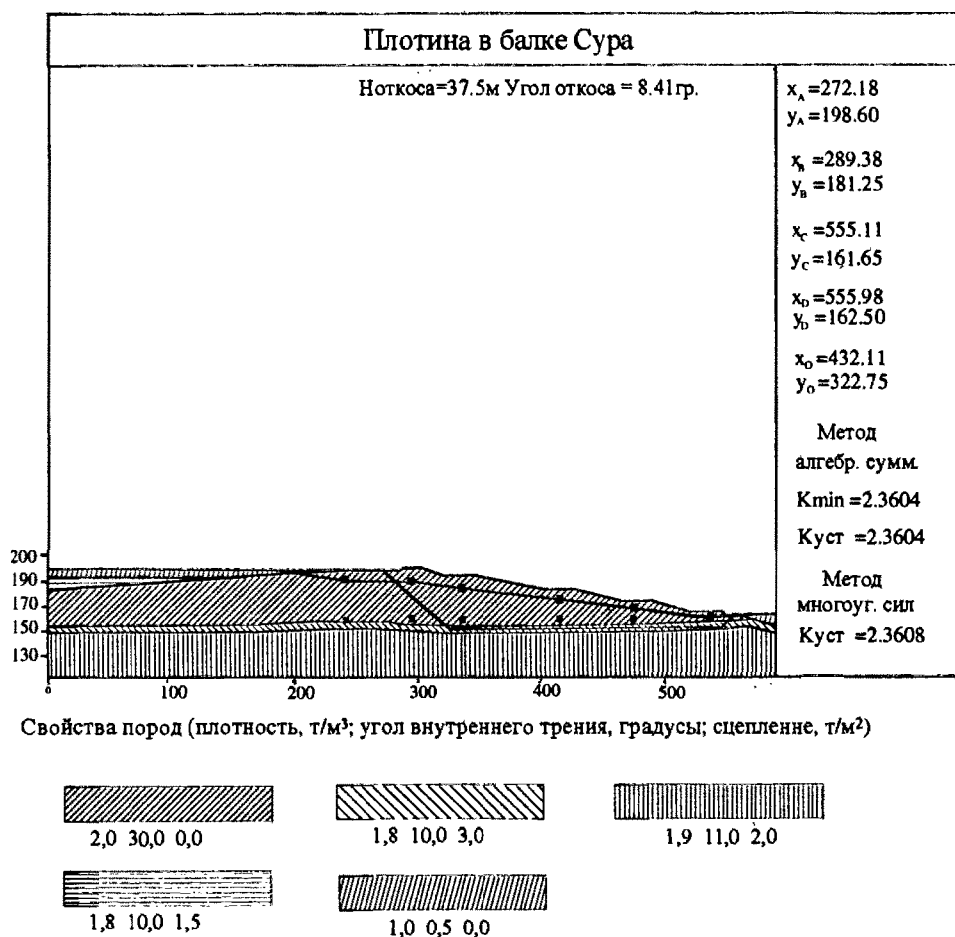


Рис. VII.13. Оперативный контроль устойчивости гидроотвала «Балка Суры»

- степени уплотнения тела и основания гидроотвалов;
- несущей способности (допустимых внешних нагрузок) намывных масс;
- пространственного положения отдельных зон намывных массивов.

Работы по геомеханическому контролю выполнены ВНИИ (Ю.И. Кутепов) на намывных объектах угольных разрезов Кузбасса. Так, на заполненном гидроотвале «Новобачатский» при формировании на нем отвальной насыпи проведен промышленный эксперимент, показавший, что поровое давление возникает под насыпью и в значительной части намывного массива, т. е. формируется «зона влияния отвала». Для условий гидроотвала «Бековский» зона влияния не превышала 130 м при ширине отсыпаемой дамбы по верху 6 м и заложении откосов 1:2.

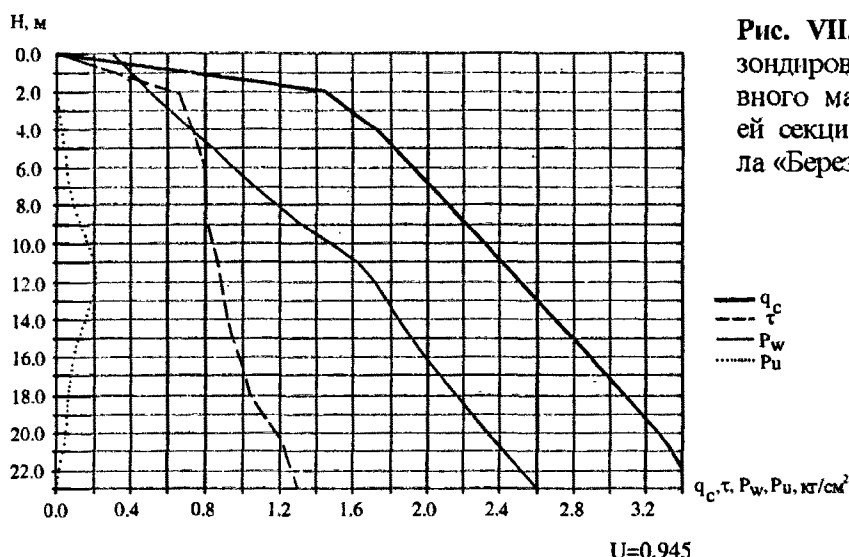


Рис. VII.14. Колонка зондирования намывного массива третьей секции гидроотвала «Березовый Лог»

Установлены следующие закономерности:

1) протяженность зоны деформирования отвала по фронту определяется шириной участка интенсивного отвалообразования (ширина заходки);

2) ширина призмы возможного оползания изменяется в пределах 1—3 высоты отвала;

3) скорость смещения породных масс в период активной стадии составляет для отвалов высотой 10 м — 0,15 м/ч; увеличение высоты отвального яруса до 40 м приведет к возрастанию скоростей деформирования до 0,4—0,5 м/ч;

4) после стабилизации оползня вертикальная деформация обычно составляет 5—15 м, что примерно соответствует 30—50 % высоты отвала.

Зависимость между удельным сопротивлением задавливанию при статическом зондировании и сопротивлением вращательному срезу намывных глинистых отложений имеет вид:

$$\tau = 0,0073 q_c - 0,002 q_c^2,$$

где τ — сопротивление вращательному срезу, МПа; q_c — удельное сопротивление задавливанию, МПа.

Экспериментальные исследования позволили установить критерии для определения консистенции по данным статического зондирования. Так, для намывных отложений гидроотвала «Сагарлыкский» величина сопротивления задавливанию $q = 1$ МПа соответствует переходу из текучей в мягкопластичную консистенцию.

Для контроля устойчивости откосных сооружений гидроотвалов угольных разрезов по напряжениям предложена (Ю.И. Кутепов, В.В. Ермошкин) методика, использующая результаты наблюдений за поровым давлением. Оценочным критерием служат критическое, предельное поровое давление и коэффициент порового давления. Первый показатель соответствует уровню нейтральных напряжений в массиве, отвечающему состоянию предельного равновесия ($\eta = 1$), второй — нормативному значению. Коэффициент порового давления характеризует долю нагрузки, воспринимаемую поровой водой.

На рис. VII.15 показана схема закладки датчиков порового давления в приоткосной зоне гидроотвала «Бековский» и графики временного прослеживания величины избыточного порового давления на различных стадиях эксплуатации гидроотвала.

Дополняющими критериями устойчивости техногенных массивов служат вертикальные и горизонтальные смещения откосных сооружений.

Эффективным средством получения непрерывной инженерно-геологической информации, обеспечивающей проведение геомониторинга на намывных объектах, является применение аэрофотометодов, имеющих следующие преимущества: съемка практически любых участков, недоступных другими методами наблюдений; быстрая фиксация состояния сооружения; высокая скорость выполнения отдельных серий наблюдений в любое время года и независимость их выполнения от технологических особенностей производства горных работ; отсутствие мертвых зон и высокое разрешение современной аэрофотоаппаратуры.

Для контроля за состоянием труднодоступных зон гидроотвалов МГГУ совместно с ВИОГЕМ предложен и запатентован способ дистанционного определения несущей способности намывного массива по данным аэрофотограмметрической съемки, в соответствии с которым допустимая нагрузка $P_{\text{доп}}$ определяется в зависимости от относительной осадки массива $\Delta h/h$. Инструментальные наблюдения выполнялись ВИОГЕМ с использованием метода аналитической фототриангуляции, позволяющего определять координаты точек недоступных участков гидроотвала бесконтактным способом. Аэрофотосъемки проводились в моменты начала и окончания перерыва t_0 в намыве («отдыха» гидроотвала).

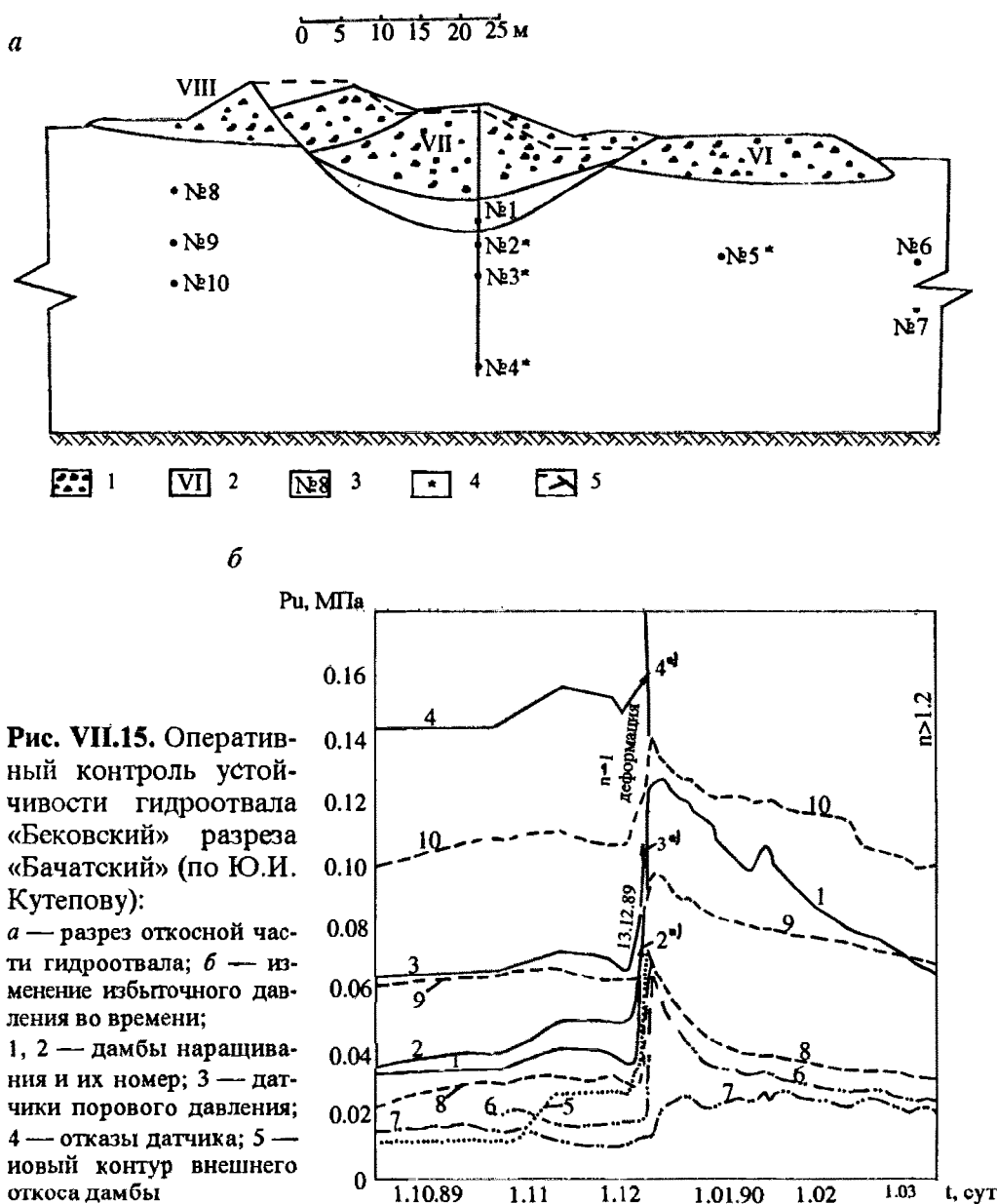


Рис. VII.15. Оперативный контроль устойчивости гидроотвала «Бековский» разреза «Бачатский» (по Ю.И. Кутепову):

a — разрез откосной части гидроотвала; *б* — изменение избыточного давления во времени;

1, 2 — дамбы наращивания и их номер; 3 — датчики порового давления; 4 — отказы датчика; 5 — новый контур внешнего откоса дамбы

Эталонные зависимости $P_{\text{доп}} = f [\Delta h(t_0)/h]$ устанавливаются с использованием решения задачи уплотнения намывного слоя в период его «отдыха» t_0 , из которого определяется степень уплотнения слоя $U = \psi(t_0)$. Через степень уплотнения по эмпирическим зависимостям определяются характеристики сопротивления сдвигу c и ϕ . С использованием формулы Прандтля—Рейснера по значениям $c(U)$ и $\phi(U)$ находится предельная кри-

тическая нагрузка на намывное основание $P_{\text{пр}}^{\text{кр}}$, а затем $P_{\text{доп}} = P_{\text{пр}}^{\text{кр}} / \eta$.

Предложенный способ позволяет расширить область применения аэрофотосъемки благодаря возможности оперативного определения несущей способности труднодоступных зон намывных массивов и обеспечивает проведение дистанционного контроля состояния гидроотвала, повышая тем самым безопасность ведения работ при одновременном снижении их стоимости и трудоемкости.

Методика дистанционного контроля уплотнения и, соответственно, несущей способности намывных массивов апробирована в условиях гидроотвала «Березовый Лог» (КМА). Результаты аэрофотосъемки показали достаточно хорошую сходимость с данными наземных съемок и расчетами.

Аэрофотосъемка намывных территорий обеспечивает наибольший эффект при сочетании ее с зондированием гидроотвалов комбинированными зондами МГГУ и пенетрационно-каротажными станциями.

Можно рекомендовать также метод контроля устойчивости дамб по деформациям, основой которого являются регистрация скоростей смещения грунта в отдельных точках (реперах), размещаемых по соответствующим профилям, и сопоставление их с расчетными значениями. Для количественной оценки сдвиговых деформаций в теле дамбы и ее основании могут быть использованы зависимости структурной механики грунтов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Абелев М.Ю.* Строительство промышленных и гражданских сооружений на слабых водонасыщенных грунтах. — М.: Стройиздат, 1983.
2. *Абрамов С.К., Скиргелло О.Б.* Способы, системы и расчеты осушения шахтных и карьерных полей. — М.: Недра, 1968.
3. *Антоненко Л.К., Зотеев В.Г., Морозов М.Г.* Наземные хвостохранилища каскадного типа как реальные источники техногенных катастроф: Причины и следствия Качканарской аварии // Горный журнал. — 2000. — № 10. — С. 48—52.
4. *Арсентьев А.И.* Учет уровня риска и фактора времени при расчете устойчивости борта карьера // Сб.: Физические процессы горного производства. — М.: Изд-во МГИ, 1979. — Вып. 6. — С. 29—33.
5. *Арсентьев А.И., Букин И.Ю., МIRONENKO В.А.* Устойчивость бортов и осушение карьеров. — М.: Недра, 1982.
6. *Астафьев Ю.П., Попов Р.В., Николашин Ю.М.* Управление состоянием массива горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых. — Киев — Донецк, Вища школа, 1986.
7. *Борщ-Компоницеу В.И.* Механика горных пород, массивов и горное давление. — М.: Изд. МГИ, 1968.
8. *Варга А.А.* Инженерно-геологический анализ механизма гравитационной ползучести скальных пород // Геоэкология. — 2000. — № 4. — С. 291—306.
9. *Васильев А.Б., Мгалобелов Ю.Б.* Норматирование безопасности гидротехнических сооружений при проектировании // Гидротехническое строительство. — 1993. — № 12. — С. 14—41.
10. *Винницкий К.Е., Шушкина О.И.* Управление устойчивостью внутренних отвалов разрезов. — М.: Изд. ЦНИЭИуголь, 1984.
11. *Временные методические указания по расчету параметров отвалов и отвальных ярусов карьеров КМА.* — Губкин, изд. НИИКМА им. Л.Д. Шевякова, 1984.
12. *Вялов С.С.* Реологические основы механики грунтов. — М.: Высшая школа, 1978.
13. *Газиев Э.Г.* Устойчивость скальных массивов и методы их закрепления. — М.: Стройиздат, 1977.
14. *Газиев Э.Г., Речицкий В.И.* Вероятностная оценка надежности скальных массивов. — М.: Стройиздат, 1985.
15. *Галустьян Э.Л.* Управление геомеханическими процессами в карьерах. — М.: Недра, 1980.
16. *Галустьян Э.Л.* Геомеханика открытых горных работ: Справочное пособие. — М.: Недра, 1992.
17. *Гальперин А.М., Шафаренко Е.М.* Реологические расчеты горнотехнических сооружений. — М.: Недра, 1977.

18. *Гальперин А.М.* Управление состоянием намывных массивов на горных предприятиях. — М.: Недра, 1988.

19. *Гальперин А.М., Зайцев В.С., Норватов Ю.А.* Гидрогеология и инженерная геология. — М.: Недра, 1989.

20. *Гальперин А.М., Фёрстер В., Шеф Х.-Ю.* Техногенные массивы и охрана окружающей среды. — М.: Изд-во МГГУ, 1997.

21. *Геомеханика* отвальных работ на карьерах / В.В. Ржевский, П.Н. Панюков, В.В. Истомин, А.М. Гальперин. — М.: Недра, 1972.

22. *Гесс С., Бурхерт Й., Рёсгер У.* Наблюдения оседания отвалов при возведении на них центрального хранилища отходов Крёберн // Изв. вузов: Геология и разведка. — 2000. — № 5. — С. 67—73.

23. *Гидравлическое* складирование хвостов обогащения: Справочник / В.И. Кибирев, Г.А. Райлян, Г.Т. Сазонов и др. — М.: Недра, 1991.

24. *Гидротехнические* сооружения: Справочник проектировщика / Под общ. ред. В.А. Недриги. — М.: Стройиздат, 1983.

25. *Глозман Г.Р., Ермаков И.Е., Печенин Ю.И.* Устойчивость бортов карьеров в условиях многолетней мерзлоты. — М.: Изд. Цветметинформации.

26. *Голодковская Г.А., Матула М., Шаумян Л.В.* Инженерно-геологическая типизация и изучение скальных массивов. — М.: Изд-во МГУ, 1986.

27. *Горлов В.Д.* Рекультивация земель на карьерах. — М.: Недра, 1981.

28. *Горные науки.* Освоение и сохранение недр земли / Под ред. К.Н. Трубецкого. — М.: Изд-во АГН, 1997. — 477 с.

29. *Грязнов Т.А.* Оценка показателей свойств пород полевыми методами. — М.: Недра, 1984.

30. *Демин А.М., Трубецкой К.Н., Зуев В.И.* Разработка рудных месторождений открытым способом. — М.: Недра, 1970.

31. *Демин А.М.* Закономерности проявлений деформаций откосов в карьерах. — М.: Наука, 1981.

32. *Дергилев М.А., Бабай В.Я., Минеев В.И., Тэн В.Н.* Инженерно-геологическое обоснование возможности и экономическая оценка эффективности строительства промышленных сооружений на отвалах предприятий КМА // Горный инф.-аналит. бюлл. — 1999. — № 5. — С. 93—96.

33. *Дистанционное* зондирование, количественный подход / Под ред. Ф. Свейна, Ш. Дейвиса. — М.: Недра, 1983.

34. *Дриженко А.Ю.* Восстановление земель при горных разработках. — М.: Недра, 1985.

35. *Евдокимов П.Д., Сазонов Г.Т.* Проектирование и эксплуатация хвостовых хозяйств обогатительных фабрик. — М.: Недра, 1978.

36. *Журин С.Н., Колесников В.И., Стрельцов В.И.* Геомеханический мониторинг обводненных массивов. — М.: Изд. НИА-Природа, 1997.

37. *Загоруйко Л.Н., Шуберт Е.З.* Обеспечение проходимости тяжелых горнотранспортных машин (обзор). — М.: Изд. ЦНИИЭИУГОЛЬ, 1974.

38. *Зарецкий Ю.К.* Теория консолидации грунтов. — М.: Наука, 1967.
39. *Зарецкий Ю.К.* Консолидация торфяного основания // Основания, фундаменты и механика грунтов. — 1970. — № 6. — С. 12—15.
40. *Зарецкий Ю.К., Вялов С.С.* Вопросы структурной механики глинистых грунтов // Основания, фундаменты и механика грунтов. — 1971. — № 3. — С. 1—5.
41. *Зарецкий Ю.К.* Вязкопластичность грунтов и расчеты сооружений. — М.: Стройиздат, 1988.
42. *Золотарев Г.С.* Методика инженерно-геологических исследований. — М.: Изд-во МГУ, 1990.
43. *Зотеев В.Г., Костерова Т.К., Рудницкая Н.В.* Методическое обоснование складирования техногенных отходов в карьерные выемки: Мат. IV межд. симп. — Белгород, изд. ВИОГЕМ, 1999. — С. 111—115.
44. *Иванов И.П., Тржцинский Ю.Б.* Инженерная геодинамика. — СПб.: Наука, 2001.
45. *Ильин А.И., Гальперин А.М., Стрельцов В.С.* Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. — М.: Недра, 1985.
46. *Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости:* ВНИМИ—ВИОГЕМ. — Л.: Изд. ВНИМИ, 1971.
47. *Информация о применении новых способов отвалообразования на Михайловском и Стойленском ГОКах КМА.* — Губкин, изд. НИИКМА им. Л.Д. Шевякова, 1985.
48. *Казихаев Д.М.* Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке руд. — М.: Недра, 1981.
49. *Кириченко Ю.В.* Геомеханическое обоснование переноса гидроотвала № 3 разреза «Кедровский»: Мат. I-го съезда гидромеханизаторов. — М.: Изд-во МГТУ, 1998. — С. 103—112.
50. *Крутов В.И.* Основания и фундаменты на насыпных грунтах. — М.: Стройиздат, 1988.
51. *Крячко О.Ю.* Управление отвалами открытых горных работ. — М.: Недра, 1980.
52. *Кутепов Ю.И., Кутепова Н.А., Ермошкин В.В.* Обеспечение безопасных условий эксплуатации гидроотвалов и хвостохранилищ // Сб.: Проблемы геодинамической безопасности. — СПб.: Изд. ВНИМИ, 1997. — С. 164—169.
53. *Маслов Н.Н.* Механика грунтов в практике строительства. — М.: Стройиздат, 1977.
54. *Месчан С.Р.* Начальная и длительная прочность глинистых грунтов. — М.: Недра, 1978.
55. *Методическое пособие по изучению влияния динамических нагрузок горного оборудования на несущую способность горных пород и устойчивость откосов на карьерах.* — Белгород, изд. ВИОГЕМ, 1969.
56. *Методические рекомендации по укреплению откосов на карьерах пригрузкой скальными породами.* — Белгород, изд. ВИОГЕМ, 1981.

57. *Методические указания по обеспечению устойчивости откосов и сейсмической безопасности зданий и сооружений при ведении взрывных работ на карьерах.* — Л.: Изд. ВНИМИ, 1977.

58. *Методические указания по применению аэрофотограмметрии для маркшейдерских наблюдений за деформациями земной поверхности, бортов карьеров и отвалов.* — Белгород, изд. ВЮГЕМ, 1983.

59. *Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости.* — Л.: Изд. ВНИМИ, 1987.

60. *Механика грунтов, основания и фундаменты* / Под ред. С.Б. Ухова / С.Б. Ухов, В.В. Семенов, В.В. Знаменский, З.Г. Тер-Мартirosян, С.Н. Чернышев. — М.: Изд-во АСВ, 1994.

61. *Мироненко В.А., Шестаков В.М.* Основы гидрогеомеханики. — М.: Недра, 1974.

62. *Мироненко В.А., Стрельский Ф.П.* Практическое применение принципов гидрогеомеханики в целях повышения промышленной и экологической безопасности горных работ // *Инженерная геология.* — 1989. — № 5. — С. 3—14.

63. *Могилко А.Н., Куваев Н.Н.* Определение длительной прочности пород методом обратных расчетов оползней // *Уголь Украины.* — 1969. — № 11. — С. 19—21.

64. *Мухин И.С., Срагович А.И.* Форма контуров равноустойчивых откосов // *Инж. Сб.* — 1956. — Т. 23. — С. 121—132.

65. *Мюллер Л.* Инженерная геология: Механика скальных массивов. — М.: Наука, 1971.

66. *Новожилов М.Г., Тартаковский Б.Н., Кирилук В.Д., Шапарь А.Г.* Основы управляемого обрушения на открытых разработках. — Киев, «Наукова думка», 1967.

67. *Нурок Г.А., Лутовинов А.Г., Шерстюков А.Д.* Гидроотвалы на карьерах. — М.: Недра, 1977.

68. *Обеспечение устойчивости бортов карьеров цветной металлургии* / В.Н. Попов, В.И. Зобнин, В.Д. Морозов и др. — М.: Изд. ЦНИИцветмет экономики и информации. — 1987. — Вып. 5.

69. *Общие методические положения комплексного исследования проблем горной геомеханики.* — Л.: Изд. ВНИМИ, 1970. — Сб. 81.

70. *Падуков В.А.* Горная геомеханика. — СПб.: Изд. СПбГИ, 1997.

71. *Панюков П.Н.* Инженерная геология. — М.: Недра, 1978.

72. *Певзнер М.Е., Костовецкий В.П.* Экология горного производства. — М.: Недра, 1990.

73. *Певзнер М.Е.* Деформации горных пород на карьерах. — М.: Недра, 1992.

74. *Полевые методы инженерно-геологических изысканий* / В.И. Лебедев, В.В. Ильичев, К.П. Шевцов, А.Т. Индюков. — М.: Недра, 1988.

75. *Попов В.Н., Байков Б.Н.* Технология отстройки бортов карьеров. — М.: Недра, 1991.

76. *Попов В.Н., Несмеянов Б.В., Попова О.В.* Конструкции нерабочих бортов карьеров. — М.: Изд. НИА-Природа, 1999.

77. *Попов И.И., Окатов Р.П.* Борьба с оползнями на карьерах. — М.: Недра, 1980.

78. *Правила обеспечения обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах.* — СПб.: Изд. ВНИМИ, 1998.

79. *Прогноз скорости осадок оснований сооружений (консолидация и ползучесть многофазных грунтов) / Н.А. Цытович, Ю.К. Зарецкий, М.В. Малышев, М.Ю. Абелев, З.Г. Тер-Мартirosян* — М.: Стройиздат, 1967..

80. *Рац М.В.* Структурные модели в инженерной геологии. — М.: Недра, 1973.

81. *Рекомендации по инженерно-геологическому обоснованию параметров отвалов сухих пород, отсыпаемых на гидроотвалах.* — Л.: Изд. ВНИМИ, 1985.

82. *Рекомендации по проектированию плотин из грунтовых материалов.* Раздел: расчет устойчивости откосов грунтовых плотин. П-783-88. — М.: Изд. Гидропроект, 1988.

83. *Рекомендации по расчету устойчивости скальных откосов.* — М.: Изд. Гидропроект, 1986.

84. *Ржаницын Б.А.* Химическое закрепление грунтов в строительстве. — М.: Стройиздат, 1986.

85. *Ржевский В.В.* К проблеме расчета давления горных пород // Горный журнал. — 1982. — № 5. — С. 49—52.

86. *Ржевский В.В.* Физико-технические параметры горных пород. — М.: Наука, 1975.

87. *Ржевский В.В., Ревазов М.А.* Принципы управления состоянием бортов глубоких карьеров // Горный журнал. — 1975. — № 1. — С. 38—40.

88. *Сапожников В.Т.* Расчет бортов погашения выпуклого профиля для открытых разработок полезных ископаемых // Изв. вузов: Горный журнал. — 1960. — № 8. — С. 15—23.

89. *Сарвин Г.Т.* Из практики эксплуатации хвостохранилищ. — М.: Атомиздат, 1980.

90. *Сборник руководящих материалов по надзору за эксплуатацией гидротехнических сооружений на подконтрольных Госгортехнадзору России предприятиях и объектах. / Сост.: А.М. Ильин, В.Т. Галзитский, С.Г. Аксенов, А.В. Хишкин.* — Белгород, 1999.

91. *Соколовский В.В.* Статика сыпучей среды. — М.: Физматгиз, 1990.

92. *Стефанишин Д.В.* Оценка нормативной безопасности плотин по критериям риска // Гидротехническое строительство. — 1997. — № 7. — С. 44—47.

93. *Тер-Степанян Г.И.* Теория прогрессирующего разрушения в глинистых и скальных породах. — Ереван, изд-во АН АрмССР, 1975.

94. *Указания по методам гидрогеомеханического обоснования оптимальных параметров гидроотвалов и отвалов на слабых основаниях / Ю.И. Кутепов, Ю.А. Норватов, Н.А. Кутепова* — Л.: Изд. ВНИМИ, 1989.

95. Укрепление горных пород / В.Ф. Беляев, М.Е. Певзнер, А.В. Пястолов, М.А. Ревазов. — М.: Недра, 1973.

96. Федоров И.С., Захаров М.Н. Складирование отходов рудобогащения. — М.: Недра, 1985.

97. Фёрстер В. Последствия разработки буроугольных месторождений в Восточной Германии. Горный информационно-аналитический бюллетень / Тр. науч.-техн. конференции «Экологические проблемы горного производства». — М.: Изд-во МГГУ, 1993.

98. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. — М.: Недра, 1965.

99. Фисенко Г.Л., Ревазов М.А., Галустьян Э.Л. Укрепление откосов в карьерах. — М.: Недра, 1974.

100. Флорин В.А. Основы механики грунтов. Том II. — М.: Госстройиздат, 1961.

101. Хуан Я.Х. Устойчивость земляных откосов / Пер. с англ В.С. Забавина; Под ред. В.Г. Мельника — М.: Стройиздат, 1988.

102. Цытович Н.А. Механика грунтов. — М.: Высшая школа, 1983.

103. Цытович Н.А., Тер-Мартirosян З.Г. Основы прикладной геомеханики в строительстве. — М.: Высшая школа, 1981.

104. Чешлок Х. Инженерно-геологические и геотехнические аспекты восстановления территорий карьеров и их дальнейшего планового использования // Геоэкология. — 2000. — № 5. — С. 404—409.

105. Шапарь А.Г. Разработка высоких уступов обрушением. — М.: Недра, 1985.

106. Шахунянц Г.М. Железнодорожный путь. — М.: Трансжелдориздат, 1961.

107. Шейдеггер А.Е. Физические аспекты природных катастроф. — М.: Недра, 1981.

108. Штрассе В. Использование методов гидрогеологии и механики грунтов при восстановлении территорий, нарушенных карьерами, в Восточной Германии // Изв. вузов: Геология и разведка. — 1998. — № 6. — С. 91—95.

109. Шукле Л. Реологические проблемы механики грунтов. — М.: Стройиздат, 1976.

110. Экологические основы рекультивации земель / Под ред. И.М. Черновой. — М.: Наука, 1985.

111. Ямицков В.С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов. — М.: Недра, 1982.

112. A guide to tailings dams and impoundments. ICOLD. UNEP. — Bul. 106. — Paris. — 1996.

113. Beurteilung der Setzungsfließgefahr und Schutz von Kippen gegen Setzungsfließen. Textteil — 135 s, Anlageteil — 113 s, LMBV, Universität Karlsruhe (TH), TU Bergakademie Freiberg, 1998.

114. *Bickerdike J.* Tailing dams // Ground Engineering. — 1985. — N 2. — P. 8—9.

115. *Boisen B.P. & Monroe R.B.*, 1993. Three decades in instrumentation. Proc. of the Australian conf. of geotechnical instrumentation in open pit and underground minings: 73-77, Balkema.

116. *Braunkohlentagebau* und Rekultivierung. Landschaftsökologie-Folgen-nutzung-Naturschutz. Herausgeber Wolfram Pflug. Springer-Verlag. Berlin- Heidelberg, 1998.

117. *Swindels.* Design criteria and disposal planning for mine tailings storage. Proc. of the Int. Workshop on Management the Risks of tailing Disposal ISME/SIDA/UNEP. Stockholm, Sweden. — 1997. — P. 89—99.

118. *C. Jennrich.* Dynamik von Setzungsfließbrutschungen und Bildung von Schwallwellen. Veröffentlichungen des IFGT. Heft 99-3. Freiberg. — 1999.

119. *Drebenstedt C., Reißman R., Rascher J., Janke A.* Braunkohlen und Sanierungsplanung im Land Brandenburg. Braunkohlenanschluss des Landes Brandenburg. — 1998.

120. *Empfehlungen* und Bemessungsgrundlagen für das Bauen auf bindigen Mischbodenkippen der Braunkohlentagebaue in Mitteldeutschen Revier. Textteil —150 s, Anlageteil — 53 s, LMBV. — 1999.

121. *Empfehlungen* und Bemessungsgrundlagen für die Gestaltung von Tagebaurestseen. LMBV. — 1997.

122. *Environmental* and Safety Incidents concerning Tailings Dams at Mines. UNEP report. Paris. — 1996.

123. *G.M. Ritcey.* Tailings management. Elsevier — Amsterdam — Oxford — New York — Tokyo. — 1989.

124. *Gloe C.S.* Bodensetzung infolge Grundwasserentzugs, erläutert am Beispiel des Latroba — Tals, Viktoria, Australien. Braunkohle. — 1979. — Heft 8. — S. 261—267.

125. *Knochenhauer G.* Braunkohlenlagerstätte Geiseltal. Gestaltung einer Bergbaufolgelandschaft. Interessenn- und Förderverein «Geiseltalsee». Mücheln / Geiseltal. — 1991.

126. *Large dams* in Chile. Chilean National Committee on Large Dams. Santiago-Chile. — 1996.

127. *M.A.J. Matich, W.F. Tao, A.R. Morrich.* The Rabbit Lake open pit tailing disposal system. Proceedings of the International Conference on Radioactive Waste Management. Winnipeg. — 1986. — 45—44.

128. *Manual* of Remote Sensing. Publication of the USA Photogrammetric Society, 1988.

129. *Monitoring* of tailings dams. ICOLD. Bul. 104. Paris, 1996.

130. *Penman A.D.M.* Tailing dams // Ground Engineering. — 1985. — N 2. — P. 18—22.

131. *Penman A.D.M.* The need for dam safety. Case studies on tailings management. ICME-UNEP. — Paris. — 1998. — P. 5—6.

132. *Proceedings of the International Symposium on Geotechnical Stability in Surface Mining*. Calgary, 1986/Ed. Singhal R.K., A.A. Balkema — Rotterdam — Boston. — 1986.

133. *R. Azzam*. Einsatzmöglichkeiten der Elektrokinetik zur Lösung geotechnischer und umweltrelevanter Aufgabenstellungen. 2001. Mitt. zur Ingenieurgeologie und Hydrogeologie. RWTH Aachen. — Heft 79. — S. 279—298.

134. *R.C. Lo, E.J. Kloth*. Design against tailings dam failure. Proc. of the Int. Symposium on Seismic and Environmental Aspects of Dam Design: Earth, Concrete and Tailings Dams. Santiago. Chile. — 1996. — V. I. — P. 35—50.

135. *Tailings dams: risk of dangerous occurrences*. ICOLD/UNEP. — Bull. 121. — Paris. — 2001.

136. *Voight Barry*. Beziehung zwischen grossen horizontalen Spannungen im Gebirge und der Tektonik und der Abtragung. Proc. 1 st.. Congr. Internat. Soc. Rock. Mech. Lisbon. — 1966. — V. 2. — P. 51—56.

137. *Wang Sijing*. On the Mechanism and Process of Slope Deformation in an Open Pit Mine. Rock Mechanics. — 1981. — N 13. — P. 145—156.

138. *W. Förster*. Mechanische Eigenschaften der Lockergesteine. Stuttgart; Leipzig: Teubner, Studienbücher: Bauwesen. — 1996.

139. *W. Förster*. Bodenmechanik. Stuttgart; Leipzig: Teubner, Studienbücher: Bauwesen. — 1998.

140. *Williamson J.R.G.* Deposition monitoring systems for tailings dams. Proc. of the Int. Symp. on Seismic and Env. aspects of Dams Design. Vol. I, Santiago. Chile. — 1996. — P. 279—287.

Абсолютное смещение горных пород — перемещение одной части горного массива относительно другой, неподвижной его части; определяется путем инструментальных маркшейдерских измерений и упрощенных наблюдений, характеризуется вектором смещения.

Активная стадия развития деформаций откосов — период с момента появления видимых признаков разрушения массива горных пород до начала стадии затухания деформаций.

Борт разреза (карьера)* — боковая поверхность, ограничивающая разрез. Профиль б. р. в вертикальной плоскости может быть плоским, выпуклым, вогнутым и ломаным; в плане — прямо- и криволинейным. Различают рабочие и постоянные (нерабочие) б. р.; борт разреза характеризуется высотой и углом наклона.

Бровка уступа — линия пересечения поверхности откоса уступа (яруса отвала) с поверхностью верхней или нижней площадок, ограничивающих уступ по высоте, соответственно называемая верхней и нижней бровкой.

Вектор смещения — направленный отрезок, изображающий в некотором масштабе абсолютное смещение отдельной точки дневной поверхности или массива горных пород в пространстве на определенный момент времени.

Величина смещения оползня (обрушения) — горизонтальное проложение пути, пройденного смещенными породами от нижней бровки откоса по направлению смещения.

Время стояния откоса — промежуток времени, в течение которого откос находится в нерабочем состоянии.

Высота деформированного откоса — разность между максимальной и минимальной высотными отметками откоса до нарушения его устойчивости.

Закол — визуально прослеживаемая трещина в откосе на верхней площадке уступа или земной поверхности, образовавшаяся в результате развития деформаций откоса.

Заоткоска уступа — работы по приданию уступу угла, обеспечивающего устойчивость откоса в его предельном положении.

Интенсивность трещиноватости — величина, обратная среднему размеру (в метрах) элементарного блока породы, ограниченного смежными трещинами трех наиболее интенсивных систем.

Исходный репер — см. Репер.

Коэффициент запаса устойчивости — отношение суммы всех сил, удерживающих откос в равновесии, к сумме всех сдвигающих сил, стремящихся вывести его из равновесия; действие этих сил во всех инженерных методах расчета устойчивости откосов переносится на расчетную или потенциальную (наиболее напряженную) поверхность скольжения.

* В дальнейшем все, что касается угольных разрезов, относится и к карьерам.

Коэффициент структурного ослабления — соотношение прочности горных пород в массиве и образце.

Критическая деформация бортов карьеров — величина предельного значения относительного сдвига, соответствующего разрушению породы.

Маркшейдерские наблюдения за деформациями откосов (бортов карьеров) — процесс маркшейдерских измерений, вычислений и графических работ для своевременного выявления параметров сдвижения горных пород, установления формы оползня, характера его развития во времени и пространстве.

Маркшейдерская наблюдательная станция — совокупность реперов, заложенных по определенной системе на земной поверхности, уступах борта разреза или отвала с целью изучения посредством систематических инструментальных маркшейдерских измерений закономерностей деформирования горных пород в откосах.

Надподошвенные оползни отвалов — смещение песчано-глинистых пород, размещаемых на устойчивом основании; поверхность скольжения полностью формируется в насыпном массиве.

Наиболее напряженная поверхность — поверхность в примыкающем к борту (откосу уступа или отвала) массиве, верхней своей частью выходящая на земную поверхность (верхнюю площадку уступа или отвала), а нижней — в подошву (нижнюю бровку) борта (откоса уступа или отвала), по которой коэффициент запаса устойчивости борта (откоса уступа или отвала) является минимальной величиной из всех вычисленных по ряду расчетных поверхностей коэффициентов запаса устойчивости.

Обрушение — отрыв и быстрое смещение вниз горных пород (блоков и пачек пород), слагающих откос, сопровождающееся дроблением смещающегося массива по поверхности, совпадающей с различного рода нарушениями сплошности массива.

Оплывание — процесс переноса и переотложения грунтовых частиц подземными водами, вытекающими на откос в песчаных отложениях в пределах промежутка высачивания; в основании фильтрующих откосов формируются языки оплывания.

Оползень — медленное смещение масс горных пород, слагающих откос (нередко и его основание), происходящее в виде скользящего движения между смещающимися породами и неподвижным массивом. Является наиболее крупным по размерам видом нарушения устойчивости откосов. **О.** связан, главным образом, с наличием в толще горных пород слабых увлажненных слоев, контактов, даек, тектонических нарушений.

Осыпь — накопление продуктов осыпания горных пород у основания откоса. **О.** характерны для всех видов горных пород и затрагивают, как правило, приповерхностную часть крутых откосов. **О.** способствуют выполаживанию общего угла наклона борта разреза за счет уменьшения площадок (берм) уступов.

Поверхность скольжения — поверхность в массиве борта карьера (откоса уступа или отвала), являющаяся геометрическим местом точек максимальных относительных сдвигов горных пород и отделяющая смещающуюся часть от основной неподвижной части массива горных пород.

Погашение уступов — оформление рабочих уступов на предельном контуре.

Подошвенные (контактные) оползни — оползни отвалов, возникающие при размещении отвальных пород на горизонтальном или наклонном основании с падением слоев согласно откосу и низким сопротивлением сдвигу по контактам слоев; поверхность скольжения в призме упора проходит по ослабленному контакту.

Подподошвенные оползни отвалов — возникают при размещении отвалов на слабом основании (заболоченных участках или обводненных пластичных породах лежачего бока). Основным внешним признаком этих оползней, по которому они отличаются от надподошвенных и подошвенных оползней, является наличие вала выпирания пород оползня, возникающего перед откосом отвала.

Подтопленный откос — откос открытой горной выработки, нижняя часть которого находится в зоне затопления.

Потенциальная (расчетная) поверхность скольжения — поверхность в массиве, примыкающем к борту разреза (откосу уступа или отвала), по которой производится оценка (прогноз) устойчивости откосов.

Предварительное щелеобразование — проходка защитной щели (экранирующей, экранно-врубовой отрезной) путем взрывания зарядов в сближенных контурных скважинах до подхода фронта рабочих уступов к предельному контуру карьера с целью снижения деформаций массива за контуром погашения.

Предельная высота вертикального откоса — максимальная высота откоса, при которой вертикальное обнажение устойчиво.

Предельная деформация борта — наибольшая величина сдвига пород, слагающих борт карьера, предшествующая активной стадии развития деформаций.

Предельная деформация сдвига — относительная деформация сдвига, установленная лабораторными испытаниями пород или натурными наблюдениями, по достижении которой наступает разрушение породы. П.д.с. может быть достигнута в течение короткого времени при большом напряжении и больших скоростях ползучести или в течение длительного времени при меньшем напряжении и меньших скоростях ползучести.

Прибортовой массив — часть массива горных пород, заключенная между бортом карьера и поверхностью, ограничивающей область возможных микроподвижек в массиве в период скрытой стадии развития оползня (обрушения). Параметры прибортового массива зависят от прочностных и структурных характеристик горного массива.

Пригрузка откоса — отсыпка упорной призмы вдоль фронта откоса с целью предотвращения его деформаций.

Призма активного давления — верхняя часть призмы возможного обрушения, оконтуренная крутым участком наиболее напряженной поверхности со значениями углов наклона, превышающими величину угла внутреннего трения массива; на этом участке внешние сдвигающие призму силы превышают внутренние силы сопротивления смещению.

Призма возможного обрушения борта карьера (откоса уступа, отвала) — часть массива горных пород (отвальных масс), заключенная между бортом карьера (откосом уступа или отвала) и наиболее напряженной поверхностью в массиве.

Призма упора — нижняя часть призмы возможного обрушения, оконтуренная пологим участком наиболее напряженной поверхности со значениями углов наклона, меньшими величины угла внутреннего трения массива; на этом участке внутренние силы сопротивления смещению призмы превышают внешние сдвигающие силы.

Профильная линия — часть маркшейдерской наблюдательной станции в виде прямой или ломаной линии, по которой расположены реперы для наблюдения за деформациями горных пород.

Расчетные характеристики — показатели физико-механических свойств горных пород, используемые при расчете устойчивости.

Репер — закрепленная в натуре (на земной поверхности, в массиве горных пород или в горной выработке) маркшейдерская точка с известными координатами. Различают глубинные, исходные, опорные и рабочие реперы.

Сила гидростатического давления — совместное действие гидростатического взвешивания и гидродинамической силы, распределенное по вероятной поверхности скольжения и направленное по нормали к ней.

Скорость смещения точек массива — величина смещения рабочих реперов маркшейдерской наблюдательной стадии за определенный промежуток времени по направлению вектора смещения.

Скрытая стадия развития оползня — период от начала развития микроподвижек в массиве до появления видимых признаков формирования оползня (появление трещин на земной поверхности, выпирание пород в основании борта разреза и т. д.). Скорость смещения точек массива к концу скрытой стадии 1—10 мм/сут.

Стадия затухания оползня — период смещения оползневых масс с уменьшающейся скоростью до полного прекращения смещения.

Трещина отрыва — верхняя вертикальная часть поверхности скольжения.

Угол внутреннего трения горных пород — угол, тангенс которого равен коэффициенту внутреннего трения породы (угол наклона прямолинейной части графика сопротивления сдвигу горной породы к оси нормальных напряжений).

Угол наклона борта карьера — угол в плоскости, нормальной к простиранию борта карьера, образованный горизонтом с условной поверхностью, проходящей через верхнюю и нижнюю бровки карьера.

Угол откоса уступа — угол в плоскости, нормальной к простиранию уступа, между линией, соединяющей верхнюю и нижнюю бровки уступа, и ее проекцией на горизонтальную плоскость.

Угол откоса яруса отвала — угол в плоскости, нормальной к простиранию откоса отвала, между линией, соединяющей верхнюю и нижнюю бровки яруса отвала, и ее проекцией на горизонтальную плоскость. В большинстве случаев это угол естественного откоса горных пород.

Фильтрационные деформации откосов — деформации, вызываемые подземными водами: оплывание, суффозия, фильтрационный вынос вдоль трещин.

Ширина зоны деформирования земной поверхности — расстояние от верхнего контура карьера до границы, за которой микродеформации не проявляются.

Ширина зоны заколов — расстояние от верхнего контура (бровки) карьера (уступа) до наиболее удаленного от него закола или трещины.

Ширина призмы возможного обрушения — участок земной поверхности или площадки уступа между бровкой и контуром потенциальной поверхности скольжения.

Эквивалентный угол наклона бортов выпуклого и вогнутого профилей — фиктивный угол наклона борта карьера плоского профиля той же высоты, при котором объем вскрыши, необходимый для его оформления, эквивалентен объемам вскрыши при оформлении бортов выпуклого и вогнутого профилей.

ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

А

Абзетцерный отвал 87
Анизотропность 130, 136, 148, 167, 241
Анкерная крепь 264, 265, 266
Аэрофотосъемка 442, 450

Б

Блочность массива 40, 273
Борт 27, 60, 61, 71

В

Виброуплотнение 359
Влажность 37
Внезапные прорывы 38
Водообильность 36
Водопонижение 107, 110, 315
Выветривание 27, 41, 42, 46, 50, 75
Выщелачивание 36

Г

Геомеханический контроль 415, 416
Геотермический градиент 30
Гидрогеологические факторы 36
Гидрогеологический контроль 433
Гидродинамическое давление 36, 37, 91, 93, 153, 154, 203, 204, 206, 316
Гидроотвал 38, 87, 89, 90, 92, 97, 118, 130, 134, 390, 395
Гидростатическое взвешивание 154, 203, 204
Гидростатическое давление 37, 53, 154, 206
Горно-геологические явления 67
Горно-геологический ярус 34, 71
Горно-технические факторы 28
Градиент фильтрации 107, 153, 155

Д

Давление 227
Дамба обвалования 90, 97, 98
Депрессионная кривая 37, 380

Депрессионная нагрузка 108, 110
Депрессионное уплотнение 108, 257
Деформаций 47, 52, 65, 69, 71, 74, 75, 76, 77, 81, 85
Диаграмма сдвига 49
Динамическое давление 221
Длительная прочность 75, 77, 143, 146, 421
Дренаж 83, 130, 314, 317, 319, 322, 326, 327, 328, 329, 379
Дренажные элементы 390, 391, 392, 397
Дренаруемость 314, 315, 318, 324

З

Завеса 322
Заоткоска уступов 255, 256
Защитная стенка 267
Зона выпирания 162, 163
— намыва 90, 91, 94
— оседания 162, 163
— сезонных колебаний температуры 29
Зондирование 344, 383, 384, 398, 404
— динамическое 426, 441
— комплексное 427, 438, 439
— крыльчатое 425, 437
— статическое 426, 441

И

Иглофильтровая завеса 279
Инженерно-геологические исследования 99, 412
Инженерно-геологическое районирование 64, 259, 382, 387, 407
Инженерно-геологические факторы 38, 90

К

Карст 35, 318
Карта намыва 90

Климатические факторы 27, 97
Комбинированное укрепление 273, 285, 286, 287
Компрессия 103, 113
Консолидация 32, 69, 83, 103, 330, 389
Контрбанкет 208, 270
Контрфорс 268
Коэффициент бокового распора 54
— запаса устойчивости 39, 60, 62, 63, 173, 175, 178, 179, 205, 215, 216, 217, 229, 239, 356, 372, 444
— водонасыщения 82, 119, 121, 203, 269
— выветрелости 41
— коллоидной активности 36
— компрессионного сжатия 112, 113
— консолидации 104, 134, 135, 402, 409, 441
— концентрации напряжений 56
— неоднородности 38
— парной корреляции 55
— пористости 104, 322
— порового давления 132
— Пуассона 52, 112
— сжимаемости 104, 110, 132
— стойкости 41
— структурного ослабления 43, 45
— фильтрации 88, 104, 130, 131, 271, 278, 320

Л

Ликвидация 398
Линза 90, 378, 383
Линии скольжения 160, 166, 168

М

Маркшейдерский контроль 434
Массив горных пород 27, 28, 33, 39, 40, 42, 46, 48, 50, 75, 156
Методы расчета устойчивости откосов 168, 169, 170, 171, 173, 175, 176, 193, 200, 205, 207, 208, 243, 244, 245, 246, 247
Механические способы укрепления 260

Многолетнемерзлые породы 42, 45
Моделирование 47
Мониторинг 97, 342, 355, 371

Н

Наблюдательная станция 419, 420
Набухание 36, 37, 50, 148, 316
Нагрузка 225, 227, 228
Напор 38, 107, 109, 203
Напорность 36
Напряжения 48, 49, 55, 80, 157, 226
Напряженное состояние 34, 47, 48, 49, 51, 156
Нейтральное давление 140
Несущая способность 54, 91, 215, 224, 229, 345, 351, 395, 399, 403, 406, 409, 410

О

Обвалы 69
Обратные расчеты 429
Обрушения 69, 71, 72, 230
Оперативный контроль 428
Оплывание 30, 357
Оплывины 70, 71, 72, 74, 75
Оползни 35, 67, 68, 71, 72, 74, 77, 78, 82, 83, 85, 86, 87, 91, 92, 209, 300, 301
Осадка 107, 109, 110, 111, 113, 115, 122, 126, 127, 132, 133, 257, 341, 342, 405
Осадки 30, 31, 86, 89, 303, 314, 398, 399
Оскользны 69
Осыпи 69, 71, 75
Отвал 27, 80, 82, 85, 86, 87, 118, 209, 298
«Отдых» слоя 123, 124, 125, 126
Откосы 60

П

Поверхность скольжения 69, 76, 82, 151, 156, 164, 167, 168, 174, 203, 207, 217, 231, 236, 420
Подпорная стенка 266, 267
Покрытия изолирующие 252, 281, 283
— защитные 252, 281, 283
Ползучесть 78, 79, 107, 109, 111, 113, 114, 132, 137

Пористость 104
Поровое давление 32, 77, 80, 82, 83, 86, 87, 93, 104, 108, 113, 118, 122, 123, 126, 127, 129, 131, 132, 135, 206, 316, 446, 448
Предел прочности 47, 50, 51, 424
Предельная высота вертикального откоса 152, 153, 161, 193, 234
Предельное равновесие 157, 158, 159, 160, 161, 167, 195, 196
Прессиометрический метод 422, 424
Призма обрушения 67, 76, 176
— активного давления 67, 151, 165, 200
— упора 67, 151, 165
Пробных нагрузок метод 424
Промерзание 31, 217, 219
Просадки 70, 71
Прочность 27, 39, 41, 42, 45, 49, 77, 82, 141
Пьезодинамометр 387, 418, 429, 430, 431
Пьезометр 418

Р

Радиус закрепления 274, 276
Разуплотнение 50, 52, 65
Расслохранилища 134
Расчет устойчивости откосов скальных пород 230, 232, 234, 236, 240, 241, 242
Расчет устойчивости уступов 217, 219
Режим горных работ 63, 64
Рекультивация 334, 336, 388, 403
Реологические процессы 77, 139, 142, 143, 144, 147, 185

С

Сван 260, 261, 401
Силикатизация 274
Синерезис 141
Система разработки 63, 64, 140
Смолизация 276, 277
Соппротивление сдвигу 27, 30, 37, 38, 42, 43, 49, 80, 82, 93, 140, 144, 153, 176, 206, 207, 317, 401

Специальные мероприятия 251, 311
Способ намыва 363, 364
Стабилометр 109
Степень консолидации 115, 116, 122, 123, 131, 396, 409
Степень риска 346, 369, 370
Структурная прочность породы 107, 109, 111, 131
Суперпозиция 119
Суффозия 30, 36, 38, 74, 75
Схемы отвалообразования 66
Схемы расчета устойчивости 189, 190, 191, 192, 193, 194, 195, 197, 199, 201, 202
Сцепление 37, 39, 42, 44, 49, 80, 142, 273, 306

Т

Тектонические напряжения 53, 54, 56
Термическая обработка пород 282
Термодинамика 147
Технологические мероприятия 251, 254, 298
Технологические факторы 91
Технологический контроль 434
Тиксотропия 91, 141
Трещиноватость 27, 39, 42, 43, 61, 75, 147, 271, 418
Тяжи 261, 262

У

Угол внутреннего трения 39, 40, 42, 52, 80, 140, 151, 401
Угол откоса 39, 60, 151, 152, 154, 195, 202
Укрепление пород 252, 311
— комбинированное 252
Управляемое обрушение 76, 288, 289, 290, 292, 295
Управляемые оползневые деформации 307, 309, 310
Упрочнение пород 252, 277, 282, 357
Устойчивость 27, 32, 58, 59, 80, 133, 151, 156, 209, 211, 212, 213, 214

Ф

Факторы 27, 28, 29, 30, 31, 32, 36, 42, 43, 51, 53, 56, 59, 60, 63, 65, 77, 89, 90, 91, 93, 97, 251

Физико-географические факторы 29, 89

Фильтрационная консолидация 103, 108, 109, 114, 118, 131, 133, 135

Фильтры 320

Х

Хвостохранилище 38, 89, 90, 93, 94, 97, 99, 136, 363

Ц

Цементация 271, 272

Ш

Шламонакопители 89, 363

Штанги 261, 262, 263

Э

Электроосмос 277, 278

Электросиликатизация 275

Электрофорез 277

Электрохимическое закрепление 277, 311, 313

Эрозия 90

Эффективное давление 122, 125, 140

Эффективное напряжение 38, 93, 107, 206

Я

Ядерная зона (прудок) 90, 91, 94, 97, 99, 331

Ярус 86, 91, 407

ОГЛАВЛЕНИЕ

Вступительная статья	8
Предисловие	12
Условные обозначения	22
ГЛАВА I. Общая характеристика геомеханических процессов на карьерах	25
1.1. Факторы, определяющие состояние массива на карьерах	27
§ 1. Предварительные сведения	27
§ 2. Физико-географические и природно-геологические факторы	29
§ 3. Гидрогеологические и инженерно-геологические факторы	36
§ 4. Напряженное состояние массива горных пород	47
§ 5. Влияние технологии горных работ на состояние бортов карьеров и отвалов	58
1.2. Нарушения устойчивости горно-технических сооружений на карьерах	67
§ 6. Горно-геологические явления	67
§ 7. Нарушения устойчивости бортов карьеров	71
§ 8. Нарушения устойчивости отвальных насыпей	80
§ 9. Нарушения устойчивости дамб намывных горно-технических соору- жений	89
ГЛАВА II. Геомеханические процессы в бортовых и отвальных массивах	101
§ 1. Обоснование применения одномерных задач для прогноза уплотнения породных массивов	103
§ 2. Уплотнение породных толщ вследствие глубокого водопонижения ...	107
§ 3. Уплотнение техногенных (намывных и насыпных) массивов	118
§ 4. Сдвиговая ползучесть и длительная прочность	137
ГЛАВА III. Общие вопросы оценки устойчивости карьерных откосов	149
§ 1. Основные условия устойчивости откосов	151
§ 2. Методы предельного напряженного состояния массива горных пород	156
§ 3. Инженерные методы расчета устойчивости откосов	168
ГЛАВА IV. Расчет устойчивости карьерных откосов в различных геоло- гических условиях	187
§ 1. Типовые схемы расчета устойчивости откосов	189
§ 2. Расчет устойчивости обводненных откосов	203
§ 3. Расчет устойчивости отвалов	209
§ 4. Расчет устойчивости уступов глинистых пород с учетом внешних на- грузок	217
§ 5. Определение несущей способности естественных и искусственных оснований	224
§ 6. Расчет устойчивости откосов, сложенных скальными породами	230
§ 7. Расчет устойчивости откосов с учетом криволинейности бортов карье- ров в плане	243

ГЛАВА V. Горно-технологические решения по формированию бортов карьеров и отвальных насыпей	249
§ 1. Общие сведения	251
§ 2. Технологические мероприятия по управлению состоянием бортовых массивов	254
§ 3. Механические способы укрепления бортового массива	260
§ 4. Физико-химические способы упрочнения пород бортового массива	271
§ 5. Использование изолирующих и защитных покрытий	283
§ 6. Способы комбинированного укрепления пород откосов	285
§ 7. Использование оползней и обрушений при вскрышных работах	288
§ 8. Технологические и специальные мероприятия по изменению состояния отвальных массивов	298
§ 9. Управление состоянием обводненных массивов при осушении	314
§ 10. Последующее использование отработанных карьеров и отвальных насыпей	334
ГЛАВА VI. Геомеханическое обоснование технологии формирования намывных массивов и их последующего использования	361
§ 1. Предварительные сведения	363
§ 2. Обоснование конструкции откосных сооружений гидроотвалов и хвостохранилищ	374
§ 3. Обоснование мероприятий по управлению состоянием внутренних зон намывных сооружений	382
§ 4. Геомеханическое обеспечение консервации, рекультивации и ликвидации намывных сооружений	398
ГЛАВА VII. Геомеханический контроль на карьерах	413
§ 1. Принципы контроля	415
§ 2. Геомеханический контроль бортовых массивов	418
§ 3. Геомеханический контроль отвальных (насыпных и намывных) массивов	433
Список литературы	451
Терминологический словарь	459
Предметный указатель	464

TABLE OF CONTENT

Introduction	8
Preface	12
Notations	22
CHAPTER I. General description of geomechanical processes in surface mining	25
I.1. Definition of factors which influence the state of open-pit mine massif	27
§ 1. Preliminary information	27
§ 2. Environmental and geological factors	29
§ 3. Hydrogeological and engineering geological factors	36
§ 4. Stress-strain state of the open-pit mine massif	47
§ 5. Influence of mining works on the state of pit walls and on the mine dumps	58
I.2. Slope stability problems in surface mining	67
§ 6. Mining geological phenomenon.....	67
§ 7. Stability problems associated with pit walls	71
§ 8. Stability problems associated with dump structures	80
§ 9. Stability problems associated with hydraulically filled structures	89
CHAPTER II. Geomechanical processes occurring in the open-pit mine's massif	101
§ 1. One dimensional solution for the prediction of consolidation in the mine's massif	103
§ 2. Depressive consolidation associated with the dewatering works'	107
§ 3. Consolidation process in dump sites, hydraulically filled structures and tailing dams	118
§ 4. Creep potential and the long-term strength analysis	137
CHAPTER III. Analysis of the stability in open-pit mine slopes	149
§ 1. The factors effecting on the stability of mine slopes	151
§ 2. Limit state analysis of the conditions of soil massif	156
§ 3. Engineering methods of the slope stability analysis	168
CHAPTER IV. Analysis of open-pit mine stability under varying geological conditions	187
§ 1. Typical methods of slope stability analysis	189
§ 2. Stability of submerged slopes	203
§ 3. Stability of mine dump structures	209
§ 4. Stability of clayey soils in mine benches under external load	217
§ 5. Bearing capacity analysis of natural and artificial mine foundations	224
§ 6. Slope stability associated with rock slopes	230
§ 7. Stability calculation of curved pit walls slopes	243

CHAPTER V. Mining engineering solutions associated with the formation of pit walls and the dump sites	249
§ 1. Preliminary information	251
§ 2. Technological activities formulated to control the state of pit wall massif	254
§ 3. Mechanical ways to reinforce pit wall massif	260
§ 4. Strengthen ways of open-pits wall massif	271
§ 5. Using of insulating and protective coverings	283
§ 6. Combining ways to reinforce slopes	285
§ 7. Controlled slope failures of overburden massif	288
§ 8. Engineering and special activities formulated to control the state of mine dump massif	298
§ 9. Drainage issues and stability analysis of submerged slopes	314
§ 10. Utilization of the lands of abandoned open pit mines and dump sites	334
CHAPTER VI. Geomechanical aspects of the hydraulically filled structures and their utilization	361
§ 1. Fundamentals	363
§ 2. Provision of the slopes design of hydraulically filled dump structures and the tailing dams	374
§ 3. Control of the state of inner zones of the filled structures	382
§ 4. Geomechanical aspects of conservation, reclamation and the closure of filled sites	398
CHAPTER VII. Instrumentation and monitoring of geomechanical process in open pit mines	413
§ 1. Aspects of instrumentation and monitoring process	415
§ 2. Methodology geomechanical monitoring of the state of pit walls slopes	418
§ 3. Geomechanical monitoring of man-made massif	433
Literature	451
Term's	459
Subjectindex	464

INHALTSVERZEICHNIS

Einleitung	9
Vorwort	12
Bezeichnungen	22
KAPITEL I. Allgemeine Charakteristik der geomechanischen Prozesse im Tagebau	25
I.1. Faktoren, die den Zustand eines Massivs im Tagebau bestimmen	25
§ 1. Einleitende Angaben	27
§ 2. Physikalisch-geographische und naturgeologische Faktoren	29
§ 3. Hydro- und ingenieurgeologische Faktoren	36
§ 4. Spannungszustand eines Gebirgsmassivs	47
§ 5. Einfluß der Technologie von Bergbauarbeiten auf den Zustand von Tagebaurand- und Kippenböschungen	58
I.2. Störungen der Standfestigkeit von Tagebauböschungen	67
§ 6. Berggeologische Erscheinungen	67
§ 7. Störungen der Standfestigkeit von Tagebaurandböschungen	71
§ 8. Störungen der Standfestigkeit von Dammkippen	80
§ 9. Störungen der Standfestigkeit der Schutzdämme bergtechnischer Spülanlagen.....	89
KAPITEL II. Geomechanische Prozesse in Tagebaurand- und Kippenmassiven	101
§ 1. Begründung der Anwendung eindimensionaler Aufgaben zur Prognostizierung der Konsolidation des Gebirgsmassivs	103
§ 2. Konsolidation des Gebirgsmassivs infolge einer tiefen Wasserabsenkung	107
§ 3. Konsolidation technogener (Spül- und Schütt) Massive	118
§ 4. Kriechen und Dauerfestigkeit	137
KAPITEL III. Allgemeine Probleme einer Beurteilung der Standfestigkeit von Tagebauböschungen	149
§ 1. Grundbedingungen der Standfestigkeit von Böschungen	151
§ 2. Verfahren zur Erzielung des Spannungszustandes bei einem Gebirgsmassiv	156
§ 3. Ingenieurverfahren zur Berechnung der Standfestigkeit von Böschungen	168
KAPITEL IV. Berechnung der Standfestigkeit von Tagebauböschungen unter verschiedenen geologischen Bedingungen	187
§ 1. Typenschemata zur Berechnung der Standfestigkeit von Böschungen	189
§ 2. Berechnung der Standfestigkeit wasserführender Böschungen	203
§ 3. Berechnung der Kippenstandsicherheit	209
§ 4. Berechnung der Böschungsstandfestigkeit bei einem Tonboden unter Berücksichtigung der Außenbelastungen	217
§ 5. Bestimmung der Tragfähigkeit natürlicher und künstlicher Gründungen	224

§ 6. Berechnung der Böschungsstandfestigkeit im Felsgestein	230
§ 7. Böschungsberechnung unter Berücksichtigung der Krümmung von Tagebaukanten in Draufsicht	243
KAPITEL V. Bergtechnologische Lösungen zur Formierung von Tagebaurand- und Dammkippen	249
§ 1. Einleitende Angaben	251
§ 2. Technologische Maßnahmen zur Steuerung des Zustandes von Tagebaurandmassiven	254
§ 3. Mechanische Verfahren zur Befestigung des Tagebaurandmassivs	260
§ 4. Physikalisch-chemische Verfahren zur Verfestigung des Gebirgsmassivs von Tagebaurandböschungen	271
§ 5. Ausnutzung von Isolier- und Schutzschichten	283
§ 6. Kombinierte Verfahren zur Böschungsbefestigung	285
§ 7. Ausnutzung von Rutschungen und Einstützen bei den Abraumarbeiten	288
§ 8. Technologische und spezielle Maßnahmen zur Zustandsänderung von Kippmassen	298
§ 9. Zustandssteuerung des wasserführenden Gebirgsmassivs bei den Entwässerungsmaßnahmen	314
§ 10. Weitere Ausnutzung von Restlöchern der Tagebaue und Dammkippen	334
KAPITEL VI. Geomechanische Begründung der Technologie der Formierung von Spülmassiven und deren weitere Ausnutzung	361
§ 1. Einleitende Angaben	363
§ 2. Begründung der Bauart von Böschungen bei Spül- und Rückstandshalden	374
§ 3. Begründung von Maßnahmen zur Zustandssteuerung innerer Zonen von Spülanlagen	382
§ 4. Geomechanische Aspekte einer Stilllegung, Rekultivierung und Beseitigung von Spülanlagen	398
KAPITEL VII. Geomechanische Überwachung in Tagebauen	413
§ 1. Überwachungsprinzipien	415
§ 2. Methoden und Mittel der geomechanischen Überwachung des Zustandes von Tagebaurandmassiven	418
§ 3. Geomechanische Überwachung von Kippmassiven	433
Literatur	451
Fachwörter	459
Sachverzeichnis	464

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

Анатолий Моисеевич Гальперин

ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *Л. С. Дмитриева*
Компьютерная верстка и подготовка
оригинал-макета *Ю. В. Николаева*
Дизайн серии *Е. Б. Капралова*
Зав. производством *Н. Д. Урбушкина*

*Диапозитивы изготовлены
в Издательстве МГГУ*

Подписано в печать 04.03.2003. Формат 60×90/16.
Бумага офсетная № 1. Гарнитура «Times».
Печать офсетная. Усл. печ. л. 30,0.
Тираж 1500 экз. Заказ 587

**ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

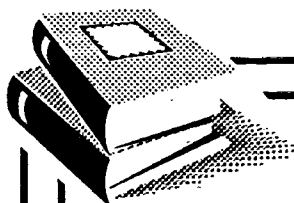
*Лицензия на издательскую деятельность
ЛР № 062809
Код издательства 5X7(03)*

Отпечатано в ФГУП
«Московская типография № 6» Минпечати РФ
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24

Магниеые штампы изготовлены
в Первой Образцовой типографии

*119991 Москва, ГСП-1, Ленинский
проспект, 6, Издательство МГГУ;
тел. (095) 236-97-80;
факс (095) 956-90-40;
тел./факс (095) 737-32-65*





К ♦ Н ♦ И ♦ Г ♦ И

**ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

можно приобрести:

- ♦ в киоске Издательства МГГУ (м. «Октябрьская»-кольцевая, Ленинский просп., 6, главный корпус, 2-й этаж);
- ♦ заказать через систему «Книга—почтой»; заказы в произвольной форме направлять по адресу:

**119991 Москва, ГСП-1, Ленинский
проспект, 6, Издательство МГГУ;**

- ♦ заказать по телефонам: **(095) 236-97-80,
(095) 737-32-65;**
- ♦ заказать по факсам: **(095) 956-90-40,
(095) 737-32-65;**
- ♦ через **e-mail: gornaya_kniga@mail.ru;
pbhsmsmu@mtu_net.ru**

**Подробная информация
размещена в Интернете на сайтах:
www.gornaya-kniga.chat.ru
www.gornaya-kniga.narod.ru/index.htm**

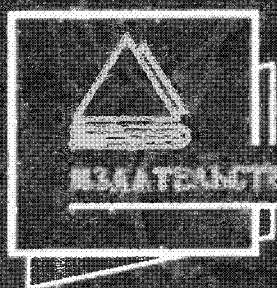
Для
заметок

Для
заметок

Для
заметок

Для
заметок

Для
заметок



ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО

ГОСУДАРСТВЕННОГО
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА